

Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»  
Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»  
Міністерство освіти і науки України

Кваліфікаційна наукова  
праця на правах рукопису

**Коробійчук Валентин Вацлавович**

**УДК 622.1:622.83+622.35**

## **ДИСЕРТАЦІЯ**

### **РОЗРОБКА НАУКОВИХ ОСНОВ ТЕХНОЛОГІЇ СУПУТНЬОГО ВИДОБУВАННЯ БЛОКІВ В УМОВАХ ЩЕБЕНЕВИХ ГРАНІТНИХ КАР'ЄРІВ**

**05.15.03 – відкрита розробка родовищ корисних копалин Технічні науки**  
Подається на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей,  
результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

**В. В. Коробійчук**

Науковий консультант Кравець Віктор Георгійович, д.т.н., професор

Київ – 2018

## АНОТАЦІЯ

**Коробійчук В. В. Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щєбєневих гранітних кар'єрів.** – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальністю **05.15.03 – відкрита розробка родовищ корисних копалин.** – Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського» Міністерства освіти і науки України, Київ, 2018.

При проведенні аналізу стану мінерально-сировинної бази нерудних будівельних матеріалів було встановлено, що характерною продукцією для щєбєневих кар'єрів є щєбінь, а супутньою – бут і блоки природного облицювального каменю. Прибуток від реалізації однієї тони щєбеню менший за прибуток від реалізації однієї тони буту в 6,7 рази, а блоків природного каменю майже в 9,3 рази, що підтверджує актуальність кваліфікаційної роботи. Технологічними комплексами щєбєневих кар'єрів виїмки природних блоків (окремостей) не передбачено через відсутність розроблених технологій. Існує думка, що видобувати блоки в щєбєневих кар'єрах не рентабельно через дії вибуху на масив, тому значна частина породного масиву розпадається на окремості за генетично заданими тріщинами і межами нашарування, що ускладнює, а іноді робить неможливим прогнозування цілісності монолітного масиву в межах щєбєневого кар'єру.

В кваліфікаційній роботі розроблена схема виділення природно-технологічних зон в робочому просторі кар'єра. Вона передбачає районування кар'єру за блочністю з подальшим визначенням меж природно-технологічних зон видобутку блоків та буту-щєбєневої сировини. Удосконалено методику аналізу структурних елементів в межах високоміцних родовищ природного каменю на основі чинника вигоди.

В межах цієї роботи розроблена узагальнена методика геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища. Також розглянуто можливість використання сучасних інформаційно-

комп'ютерних технологій для розробки комплексної методики визначення оптимального напрямку ведення гірничих робіт при видобуванні блоків з природного каменю. Розглянуто зв'язок анізотропних властивостей з кристалічною структурою природного каменю та його генезисом як гірської породи та запропонована методика визначення анізотропності механічних властивостей природного каменю на основі цифрової обробки відеозображень та ультразвукового методу. На основі даного розроблена методика визначення оптимального напрямку ведення видобувних робіт, що забезпечить мінімізацію витрат праці й енергії на відокремлення блоків від масиву природного каменю, а також збільшить відсоток виходу готової продукції.

З метою вивчення природної блочності родовищ були проведені структурні дослідження на діючому щебеновому Лезниківському кар'єрі та вивчена документація 50 розвідувальних свердловин, пробурених на схід від кар'єру, побудована об'ємна модель та гіпсометричні плани. Було встановлено, що в межах гранітної інтрузії виділяється природна блочність двох структурних рівнів (мегаблочність і моноблочність). Блочність першого порядку (мегаблоки) визначається постійною сіткою тріщинних зон двох орієнтацій і крупними пластовими тріщинами. Це дозволило виділити межі ділянок для видобутку блоків облицювального каменю, встановити їх блочність. Що на практиці доводить існування ділянок, які придатні для видобування блочного облицювального каменю в межах щебенового кар'єру.

Проведено дослідження граніту неруйнуючим методом з метою встановлення взаємозв'язку між характеристиками міцності та поширенням ультразвукової хвилі. Отримані дані показують, що найменш міцні зразки були відібрані там, де проводиться видобування було-щебенової сировини.

В кваліфікаційній роботі була встановлена залежність розповсюдження швидкості ультразвукових хвиль від міцності граніту на стискання, яка описується лінійною функцією. Також була встановлена залежність розповсюдження швидкості ультразвукових хвиль від міцності граніту на розтяг, яка описується поліномом другого порядку.

Представлено результати експерименту з оцінки зниження міцності природного каменю при багаторазовому динамічному навантаженні. Дослідження проводилося з метою з'ясування придатності природного каменю до супутнього видобутку блоків в умовах щебневих кар'єрів та встановлення кількісних закономірностей розвитку порушень і зниження міцності природного каменю залежно від числа їх навантажень. Встановлений опір 13-ти українських родовищ природного каменю до багатократних ударних дій показав, що за невеликої питомої енергії удару (1,47–2,7 кДЖ/м<sup>3</sup>) є граніти (Жежелівське, Токівське, Корецьке родовища), які практично не руйнуються. Саме такі родовища придатні для супутнього видобутку блоків природного каменю в умовах щебневих кар'єрів.

В дисертаційній роботі виділено три групи поділу магматичних порід залежно від енергоємності руйнування. Дослідження неруйнівним контролем показали, що граніти втрачають міцність перед руйнуванням від 11,6 до 41,5 % за рахунок техногенної мікротріщинуватості. На втомну міцність гранітів впливає вміст кварцу, зі збільшенням кварцу міцність зростає. Показано, що текстура граніту має не менший вплив на міцність каменю, а зі збільшенням зерен в граніті, незважаючи на значний вміст кварцу, втомна міцність каменю знижується. Збільшення акцесорних мінералів у гранітах призводить до зменшення втомної міцності.

Розроблена концепція сейсмобезпеки технологічного руйнування гірничої маси на щєбінь з одночасним збереженням цілісності блочного масиву при супутньому їх добуванні, яка передбачає наступне:

а) з'ясування механізму переходу від незворотних деформацій породи під час масових вибухів у щебневому кар'єрі в пружні коливання з певними початковими параметрами;

б) встановлення закономірностей загасання сейсмічних коливань при розповсюдженні різних типів сейсмічних хвиль по скельним анізотропним породам;



в) обчислення параметрів сейсмічних хвиль на межі між територіями кар'єрних полів з сумісної розробки гранітів на щебінь та блоки (граніти на щебінь – граніти на блоки) і їх зміна при розповсюдженні по гранітам блочного каменю;

г) встановлення взаємодії частотних показників сейсмовибухових хвиль з власними частотами окремих блоків, які складають родовище штучного каменю та визначення на їх основі параметрів охоронного цілика та сейсдобезпечних відстаней з використанням як традиційних, так і нових критеріїв оцінки тріщиноутворення в породних уступах.

Аналітичні дослідження визначення власних коливань блочних каменів на прикладі ділянки кар'єрного поля родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр» дозволили вперше встановити залежності частоти власних коливань блоку, який з однієї сторони має вільну поверхню від його довжини при різному його об'ємі, які описуються поліномами другого степеню.

Вперше визначені залежності частоти власних коливань блоку, який в масиві відокремлений тріщинами (шарнірно-рухомий) від його довжини при різному його об'ємі. Частоти власних коливань блоку лежать в межах від 4000 до 18000 с<sup>-1</sup>.

При накладанні власних частот коливань блоків природного каменю в масиві з частотами коливань від вибуху заряду ВР, було вперше аналітично встановлено залежність частоти коливань блоків залежно від вибуху різних одиночних свердловинних зарядів у повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів  $h = 14\text{--}16$  м, яка описується логарифмічними функціями.

Аналітичні дослідження показали, що резонансних явищ при накладанні власних частот коливань блоків природного каменю в масиві з частотами коливань від вибуху не відбудеться.

Дослідним шляхом за допомогою визначення руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо одиночного циліндричного заряду ВР на прикладі Лезниківського кар'єру було встановлено, що напрям анізотропії масиву

повністю збігається з переважаючим напрямом системи закономірно орієнтованих розкритих тріщин.

Експериментальним шляхом було проведено дослідження з визначення сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції. Наведено залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані.

Вперше аналітично і експериментально проведена оцінка хвильових процесів в умовах виконання промислових вибухів на дільницях з видобутку щебеневої продукції для одержання початкових розрахункових даних на дільниці з видобутку гранітних блоків, на основі яких з урахуванням анізотропії фізико-механічних властивостей гранітів, по яким поширюється сейсмовибухова хвиля й на яких ведуть видобуток блоків, розраховується захисна ціликова зона та параметри підривних робіт, що не перевищують установлені допустимі напруження розтягнення на всіх уступах блочного каменю. Розроблений алгоритм визначення параметрів сейсдобезпечного проведення масових вибухів для проектування схем короткоуповільненого підривання в кар'єрі, який відрізняється від існуючих, тим, що маси заряду свердловинних зарядів вибухової речовини, які підриваються одночасно в максимальній групі при інтервалі сповільнення менше ніж 17 мс, розраховувалися за об'ємною сейсмічною хвилею за експериментальними вимірами, та не перевищують визначений у роботі рівень тріщиноутворення в ділянках блочного каменю.

Розроблені технологічні схеми, що дають змогу селективно видобувати блочний природний камінь та здійснити класифікацію системи розробки блочних ділянок природного каменю в щебених кар'єрах на основі узгодження вибухової та невибухової технологій видобутку.

Розроблені методики визначення придатності масивів скельних порід для супутнього видобутку природного каменю, прогнозування вмісту в масиві та виходу блочної сировини заданих параметрів були випробувані і впроваджені в виробництво на ТДВ "Березівський кар'єр", ТОВ "Надри", ТОВ "Дизельтехсервіс".

На основі виконаних досліджень розроблено методику підбирання гідромолотів залежно від об'єму окремоостей природного каменю, що дозволить розробити ефективні рішення для технологічних схем розробки уступу з супутнім видобуванням блоків природного каменю.

Розроблена невибухова технологія видобування блочного природного каменю окремою ділянкою в щєбєневих кар'єрах. Удосконалена система поточного планування видобування блоків природного каменя.

В дисертаційній роботі обґрунтовано схеми видобування блоків природного каменю в розрізній траншеї алмазно-канатною машиною.

Розраховано величину питомих втрат при двостадійній та тристадійній системі видобування залежно від довжини первинного моноліту.

В дисертації було проведено дослідження можливих шляхів мінімізації втрат при завалюванні монолітів декоративного каменю, що дозволить підвищити коефіцієнт виходу блоків природного каменю з масиву гірської породи.

В дисертаційній роботі вперше розглянуто технологію проведення капітальних траншей за допомогою канатної машини: з центральним та боковим трикутним врубом. Результати досліджень дозволяють підібрати необхідні параметри невибухової технології при проведенні капітальних траншей на блочній ділянці в щєбєневому кар'єрі. Також визначені раціональні способи вилучення монолітів каменя при проведенні капітальних траншей, що дозволить підібрати необхідне обладнання.

Досліджено та обґрунтовано основні технологічні параметри, такі як кут першої горизонтальної збійки свердловин, розміщення клину по-центру та збоку при проведенні капітальних траншей алмазно-канатною установкою в блочних ділянках щєбєневого кар'єру.

**Ключові слова:** відкриті гірничі роботи, блоки природного каменя, показники якості, сейсміка, геометризація масивів, неруйнівне навантаження, селективне видобування, узгодження технологій.

## ABSTRACT

*Korobiichuk V.V.* «**The development of scientific basis of technology of associated extraction of units in breakstone granite quarries**». – Qualification scientific work as a manuscript.

Thesis for a Doctor Degree in Technical Sciences, specialty **05.15.03 – Opencast mining of mineral deposits**. National Technical University of Ukraine «Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute» of the Ministry of education and science of Ukraine, Kyiv, 2018.

The analysis of state of mineral resources base of non-metallic building materials shows that the typical production of breakstone quarries is breakstone, but quarrystone and blocks of the natural facing stone are co-products. Profits from the sale of one ton of breakstone is less than profit from the sale of one ton of quarrystone in 6.7 times, and natural stone blocks is almost in 9.3 times, which confirms the relevance of the qualifying scientific work. Technological complexes of breakstone quarries do not provide mining extraction of natural blocks (jointing) due to the lack of developed technologies. There is an opinion that the extraction of blocks in breakstone quarries is not profitable due to the impact of the explosion on the array, so a significant part of the rock mass breaks up into jointing by genetically specified cracks and layers, which complicates and sometimes makes impossible the prediction of integrity of the monolithic array within the breakstone quarry.

In the qualifying scientific work, a scheme of natural and technological zonation in the workspace of the quarry is developed. It provides quarry zoning according to the blocky structure with subsequent determination of the boundaries of the natural and technical areas of block and quarrystone and breakstone materials extraction. The method of the analysis of structural elements within the high strength deposits of the natural stone on the basis of profitability is improved.

In this work, the authors develop a generalized method of geometrization of blocks of natural stone with the aim of obtaining a comprehensive model of a deposit. Also the work considers the possibility of using modern information and computer technologies to develop an integrated methodology for determining the optimum

direction of mining works in the extraction of natural stone blocks. The connection of the anisotropic properties with the crystalline structure of natural stone and its genesis as rock is studied and proposed a method for determining anisotropism of mechanical properties of natural stone based on digital video processing and ultrasonic methods is offered. Based on the data, the authors scheme out the method of determining the optimum direction of mining works which will minimize the costs of labor and energy on the severance of the blocks from the array of natural stone, as well as the percentage increase of output of finished products.

To study the natural block structure of the deposits, the structural research was carried out on the productive breakstone Leznykivsky quarry and documentation of 50 exploration wells drilled to the East of the quarry is studied, three-dimensional model and hypsometric plans are built. It was found that within a granite intrusion natural blocky structure of two structural levels (megablocky structure and monoblocky structure) are distinguished. The blocky structure of the first order (megablocks) is determined by the constant fracture zones of two orientations and large stratified cracks. This allowed to highlight the boundaries of the extraction of facing stone blocks, and to set their blocky structure. It proves in practice the existence of areas that are suitable for the extraction of block facing stone within a breakstone quarry.

The study of granite is performed with a non-destructive method to establish the relationship between strength characteristics and propagation of ultrasonic waves. The obtained data shows that the weakest samples were selected where the quarystone materials are excavated.

In the qualifying scientific work, the dependence of the velocity propagation of the ultrasonic waves on the strength of granite compression was determined, and it is described by a linear function. Also the dependence of the velocity propagation of the ultrasonic waves on the strength of the granite in tension was determined, and it is described by a polynomial of second order.

Experimental results are presented according to the evaluation of reduction of strength of natural stone with repeated dynamic loading. The study was conducted to determine suitability of natural stone to associated blocks excavation in breakstone

quarries and the establishment of quantitative regularities of development of violations and the reduction in the strength of natural stone, depending on the number of loads. Setup resistance of 13 Ukrainian deposits of natural stone to multiple impact action showed that at low specific energy (1.47 - 2.7 kJ/m<sup>3</sup>) there are granites (Zhezhelivsky, Tokivsky, Koretsky deposits) with little to no destruction. These particular deposits are suitable for accompanying mining of blocks of natural stone in the conditions of the breakstone quarries.

The thesis points out three groups of the division of igneous rocks depending on the intensity of the destruction. Non-destructive control studies show that the granites are losing strength before the destruction from 11.6 to 41.5 % due to technogenic microfracturing. The durability of granite is affected by the quartz content, quartz increases the strength. It is shown that the texture of granite has at-least effect on the strength of the stone, and with the increase in grains in the granite, despite the significant quartz content, the fatigue strength of rock is reduced. The increase of accessory minerals in granites leads to a decrease in fatigue strength.

The concept of seismic safety of technological destruction of rock mass into breakstone with the simultaneous maintaining the integrity of the block array was developed, and it involves the following:

a) clarification of the mechanism of the transition from irreversible deformation of the rock during the mass blast in a breakstone quarry during elastic waves with certain initial parameters;

b) establishment of the regularities of the attenuation of seismic vibrations in the propagation of different types of seismic waves in anisotropic rocks;

c) calculation of parameters of seismic waves at the boundary between the territories of the quarry fields with the joint development of granite into breakstone and blocks (granite into breakstone – granite into blocks) and their change in the distribution of the granite block stone;

d) establishing interaction of frequency indicators of seismic blast waves with natural frequencies of the individual blocks that make up the field of artificial stone and determination on their basis the security parameters of the pillar and seismic safe

distances, using both traditional and new criteria for the evaluation of crack formation in the rock ledges.

Analytical studies of determination of the natural oscillations of block stones on the example of area of a quarry field of granite deposits JSC "Leznykivsky Quarry" made it possible to establish the dependence of the natural frequency of the block, which has a free surface from its length at different volume, which is described by polynoms of the second degree.

For the first time the dependence of the natural frequency of the block in the array of isolated cracks (jointed movable) from its length with different volume is determined. The natural frequency of the block is in the range from 4000 to 18,000 s<sup>-1</sup>.

When applying the natural oscillation frequencies of natural stone blocks in the array with the frequencies of vibration from explosion of the explosive charge, the dependence of the oscillation frequency blocks depending on the various single blast hole charges in the longitudinal elastic wave and the height of the ledges  $h = 14-16$  m, which describes logarithmic functions was analytically determined for the first time.

Analytical studies show that resonance phenomena will not happen when applying the oscillation frequencies of natural stone blocks in the array with the frequencies of the vibrations from the explosion.

Empirically determining the destructive seismic action of explosion around a single cylindrical explosive charge through the example of Leznykivsky quarry, it was established that the direction of anisotropy of the array coincides with the prevailing direction of the system of naturally oriented open cracks.

Experimentally, a study was conducted by definition of the seismic action of massive explosion on the seismic resistance of the ledges of the block products. The dependence of the modules of the velocity vector fluctuations from a given distance is determined.

For the first time, we make analytical and experimental evaluation of wave processes in terms of compliance with industrial explosions in the areas of production of breakstone product to obtain the original design data at the area of the extraction of

granite blocks on the basis of which, taking into account the anisotropy of physical and mechanical properties of granites, which extends seismic blast wave and which are engaged in the production of blocks, protective pillar is calculated area where the parameters of blasting do not exceed the allowable tensile stress on all the ledges of block stone. The algorithm of determination of parameters of seismic safe conducting of mass explosions for the design of short-delay blasting in the quarry is developed, it differs from the existing ones by the charge weight of borehole charges of explosives, which are blasted simultaneously in a maximum group at the interval of deceleration of less than 17 ms, and were calculated based on volumetric seismic wave, and the experimental measurements, and do not exceed defined level of cracking in the sections of block stone.

The technological schemes are devised, they allow to selectively extract block natural stone and implement a system classification of development of block sections of natural stone in breakstone quarries, on the basis of coordination of explosive and non-explosive mining technologies.

Methods of determination of the suitability of hard rock mass to the associated extraction of natural stone, forecast of the content in the array and an output of block raw material of the specified parameters have been tested and implemented in production at ALC "Berezivsky quarry", LLC "Nadry", LLC "Dyzeltehsservis".

On the basis of the research, the technique of selection of hydraulic hammers, depending on the volume of individual natural stones was developed; it will allow to develop effective solutions of technological schemes of ledge development with the associated production of natural stone blocks.

Non-blasting mining technology of block natural stone excavation on a particular area in breakstone quarries is developed. Current planning system of the extraction of natural stone blocks is advanced.

The thesis justifies the scheme of mining of natural stone blocks in an initial cut with diamond-wire machine.

The value of specific losses in two-stage and three-stage production system, depending on the length of the primary monolith, is calculated.



The thesis investigates possible ways of minimization of losses at the dam of decorative stone monoliths that will improve the ratio of blocks of natural stone from solid rocks.

The thesis first describes the technology of permanent trench work with the cable car: with center cut and a triangular side cut. The research results allow to select the necessary parameters of non-blasting technology under permanent trench work on a block area in the breakstone quarry. Also, the rational methods of extracting stone monoliths under permanent trench work are determined and it will allow to choose the necessary equipment.

The basic technological parameters are investigated and substantiated; they are the following: the angle of the first horizontal well hole, center and side wedge placement under permanent trench work with the diamond-wire machine in block sections of the breakstone quarry.

**Keywords:** open-pit mining, natural stone blocks, quality parameters, seismic, arrays geometrization, reversible load, selective extraction, harmonization of technologies.

## СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

### *Монографії:*

1. Закусило Р.В. Засоби ініціювання промислових зарядів вибухових речовин : монографія / Р.В. Закусило, В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – 212 с.
2. Кравець В.Г. Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху : монографія / В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук, В.В. Бойко. – Житомир : ЖДТУ, 2015. – 408 с.

### *Статті у фахових виданнях:*

3. Коробійчук В.В. Паспортизація кінцевої товарної продукції блочного кар'єру / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія : Технічні науки. – Житомир, 2008. – № 3 (46). – С. 142–147.

4. Коробійчук В.В. Вплив довжини сегмента на працездатність дискового інструменту / В.В. Коробійчук, С.С. Іськов // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ : НГУ, 2011. – № 2 (122). – С. 128–131.
5. Коробійчук В.В. Принципи інтерпретації ультразвукових вимірювань в напруженому масиві / В.В. Коробійчук // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / Технічні науки. – 2011. – № 4 (56). – С. 167–173.
6. Коробійчук В.В. Метод оцінки тиску, що виникає при тепловому розширенні кристалів солей і льоду в порях природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011. – № 3 (58). – С. 176–179.
7. Галіахметов Д.С. Методика визначення вологості природного каменю делькометричним методом / Д.С. Галіахметов, В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011. – № 2 (57). – С. 137–140.
8. Коробійчук В.В. Оцінка результатів дослідження залежності параметрів пружних хвиль від тиску в зразках природного декоративного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Національного технічного університету України "КПІ". Серія "Гірництво" : Збірник наукових праць. – Київ : НТУУ "КПІ" : ЗАТ "Техновибух", 2012. – Вип. 22. – С. 101–105.
9. Коробійчук В.В. Геометризація супутньої корисної копалини в умовах Лезниківського родовища гранітів та гірничо-геометричний аналіз його показників / В.В. Коробійчук, О.О. Ккісель, В.А. Стріха // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / Технічні науки. – 2012. – № 2 (58). – С. 175–184.
10. Коробійчук В.В. Дослідження впливу розмірів первинного моноліту природного каменю на питомі втрати природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / Технічні науки. – 2012. – № 1 (57). – С. 150–154.

11. Коробійчук В.В. Залежність внутрішньопорового тиску від пружних властивостей природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – № 1 (60). – С. 123–126.

12. Коробійчук В.В. Дослідження зміни кутової швидкості падіння моноліту залежно від його геометричних розмірів та положення в просторі / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – № 2 (61). – С. 171–174.

13. Коробійчук В.В. Удосконалення системи поточного планування видобування блоків природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – Т. 1, № 3 (62). – С. 122–125.

14. Криворучко А.О. Розробка узагальненої методики геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища / А.О. Криворучко, В.В. Коробійчук, С.С. Іськов // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – № 4 (63). – С. 190–202.

15. Коробійчук В.В. Дослідження впливу висоти та ширини моноліту, який перекидається, на його руйнування / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2013. – № 1 (64). – С. 134–138.

*Статті у фахових виданнях, які входять до наукометричних баз:*

16. Коробійчук В.В. Дослідження тріщинуватості Лезниківського родовища гранітів з перспективою видобутку блочної продукції / В.В. Коробійчук // Восточно-европейский журнал передовых технологий. – Харьков : Технологический центр, 2013. – Вып. № 6/5 (66). – С. 23–28. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних Index Copernicus, каталогу періодичних видань Ulrich's Periodicals Directory та РІНЦ – Російський індекс цитування).*

17. Коробійчук В.В. Дослідження впливу технологічних параметрів гідромолоту DAEWOO DOOSAN на його продуктивність / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // Восточно-европейский журнал передовых технологий. – Харьков : Технологический центр, 2014. – Вып. № 2/7 (68). – С. 41–46. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних Index Copernicus, каталогу періодичних видань Ulrich's Periodicals Directory та РИНЦ – Російський індекс цитування).*

18. Шамрай В.І. Дослідження впливу шліфування-полірування природного каменю на його блиск та відтінки світлоти / В.І. Шамрай, В.В. Коробійчук // Восточно-европейский журнал передовых технологий. – Харьков : Технологический центр, 2014. – Вып. № 5/5 (71). – С. 56–60. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних Index Copernicus, каталогу періодичних видань Ulrich's Periodicals Directory та РИНЦ – Російський індекс цитування).*

19. Криворучко А.О. Визначення оптимального напрямку ведення гірничих робіт при видобуванні блоків з природного каменю / А.О. Криворучко, В.В. Коробійчук, Р.В. Соболевський, О.В. Камських, І.В. Павлюк // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2016. – №3 (78). – С. 150–163. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних WorldCat; BASE; eLibrary, Google Scholar).*

20. Sobolevskiy R. Exploring the efficiency of applying fractal analysis for the process of decorative stone quality control / R. Sobolevskiy, V. Korobiichuk, S. Iskov, I. Pavliuk, A. Kryvoruchko // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – 6/3 (84). – P. 32-40. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних «Scopus»).*

21. Korobiichuk V. Definition of hue of different types of pokostivskiy granodiorite using digital image processing // V. Korobiichuk, V. Shamrai, O. Iziyova, O. Tolkach, R. Sobolevskiy // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – Issue 4/5 (82). – P. 52–57. *(Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних «Scopus»).*

22. Sobolevskiy R. Cluster analysis of fracturing in the deposits of decorative stone for the optimization of the process of quality control of block raw material // R. Sobolevskiy, N. Zuievskaya, V. Korobiichuk, O. Tolkach, V. Kotenko // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – Issue 5/3 (83). – P. 21–29 (*Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних «Scopus»*).

23. Войтенко Ю.І. Ефективність зарядів різних конструкцій при деформуванні та руйнуванні металевих перепон / Ю.І. Войтенко, В.Г. Кравець, А. Шукюров, А.Л. Ган, В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – 2018. – № 1 (81). – С. 223–231. (*Входить до переліку міжнародної наукометричної бази даних WorldCat; BASE; eLibrary, Google Scholar*).

*Статті у закордонних збірниках наукових праць:*

24. Korobiichuk I. The study of corrosion resistance of Pokostivskiy granodiorites after processing by various chemical and mechanical methods / I. Korobiichuk, M. Nowicki, V. Shamrai, G. Skyba, R. Szewczyk // Construction and Building Materials . – 2016. – Volume 114. – P. 241–247.

25. Korobiichuk V. Study of Ultrasonic Characteristics of Ukraine Red Granites at Low Temperatures / V. Korobiichuk // International Conference on Systems, Control and Information Technologies 2016. – Springer International Publishing, 2016. – С. 653–658.

*Патент:*

26. Патент на винахід 86515 Україна, МПК (2009) G 01 В 7/00 G01 N21/00. Спосіб визначення тріщинуватості блоків та виробів з природного каменю / Коробійчук В.В., Ремезова О.О., Подчашинський Ю.О., Соболевський Р.В.; заявник і власник патенту ЖДТУ. – № а2007 10049; заявл. 10.09.07; опубл. 27.04.09, Бюл. № 8.

*Публікації за матеріалами конференцій:*

27. Кальчук С.В. Исследование зависимости параметров горно-капитальных работ на карьерах блочного облицовочного камня от комплекса внутрикарьерного транспорта / С. В. Кальчук, Л.С. Неділько, В.В. Коробійчук // Материали

Международной технической конференции «Теория и практика добычи, обработки и применения природного камня». – Магнитогорск : Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова, 2010. – С. 82–91.

28. Бас А.Ю. Дослідження ефективності буріння природного каменю бурильними верстатами / А.Ю. Бас, В.В. Коробійчук // Тези XXXV-ї науково-практичної міжвузівської конференції, присвяченої Дню університету, 25–26 травня 2010 року: в 2-х т. – Житомир: ЖДТУ, 2010. – Т.1. – С. 114–115.

29. Коробійчук В.В. Проблеми і завдання акустичного контролю будівельних конструкцій з природного каменю / В.В. Коробійчук // Тези XXXVI-ї науково-практичної міжвузівської конференції, присвяченої Дню науки, 12-13 травня 2011 року: в 2-х т. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – Т. 1. – С. 152–153.

30. Коробійчук В.В. Особливості організації виробництва на підприємствах з видобутку природного каменю / В.В. Коробійчук // Тези міжвузівської науково-практичної конференції, присвяченої Дню науки, 17-18 травня 2012 року: в 2-х т. – Житомир : ЖДТУ, 2012. – Т. 1. – С. 145–146.

31. Коробійчук В.В. Аналіз технологічних робіт з видобування природного каменю для оптимізації геометричних розмірів монолітів природного каменю / В.В. Коробійчук, В.І. Шамрай // Матеріали п'ятої всеукраїнської науково-краєзнавчої конференції. Мінерально-сировинні багатства України: шляхи оптимального використання. – Володарськ-Волинський, 2012. – С. 94–98.

32. Камських О.В. Дослідження впливу атмосферних факторів на руйнування каменю оздоблення будівель / О.В. Камських, В.В. Котенко, Р.В. Соболевський, В.В. Коробійчук // "Проблема старіння будівель та шляхи її вирішення". Матеріали Міжнародної науково-практичної конференції. – Кривий Ріг : Видавничий центр ДВНЗ "КНУ", 2013. – С. 158–164.

33. Коробійчук В.В. Вплив часу руйнування негабаритів на продуктивність гідромолота DAEWOO DOOSAN DXB 90 на Сабарівському родовищі гранітів / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // VI Міжнародній науково-технічній конференції «ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА». – К. : НТУУ «КПІ», 2014. – С. 21–24.

34. Коробийчук В.В. Исследование технологических параметров бутобоя с целью повышения производительности дробления негабаритов / В.В. Коробийчук, В.И. Шамрай, Е.А. Зубченко // Сборник научных трудов Международного форума-конкурса молодых ученых «Проблемы недропользования» Ч. 1. Санкт-Петербург. – 2014. – С. 123–125.

35. Шамрай В.І. Вплив фактурної обробки природного каменю на його декоративність / В.І. Шамрай, Коробійчук В.В. // Збірник матеріалів міжнародної науково-практичної конференції «Сучасні технології та особливості видобутку, обробки і використання природного каміння». – 23 жовтня 2014 року. – Київ. – С. 53–55.

36. Shamray V.I. The study of the influence of polishing by different methods on the quality indicators of natural stone surfaces / V.I. Shamray, S.K. Kobzar, V.V. Korobiichuk // All Ukrainian Scientific and Practical Conference “Current Trends in Young Scientists’ Researches”. – Zhytomyr. – 2015. – P. 77–80

37. Коробийчук В.В. Исследование гранита (Лезниковское месторождение – MAPLE RED) ультразвуковым методом с целью установления взаимосвязи между прочностными и звуковыми характеристиками / В.В. Коробийчук, Л.В. Шайдецька // Збірник матеріалів міжнародної науково-практичної конференції «Сучасні технології та особливості видобутку, обробки і використання природного каменіння». – 26 листопада 2015. – Київ. – С. 15–16.

38. Коробийчук В.В. Отдельные случаи добычи монолитов природного камня алмазно-канатными машинами / В.В. Коробийчук // VIII Міжнародній науково-технічній конференції «ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА». – К. : НТУУ «КПІ», 2016. – С. 165–168.

39. Korobiichuk V.V. Study of ultrasonic characteristics of Ukrainian red granites at low temperatures / V.V. Korobiichuk // Systems, Control and Information Technology, Book of abstracts. – Warsaw. – 2016. – P. 33.

40. Коробийчук В.В. Декоративність та управління якістю лицувального каменю / В.В. Коробийчук, О.В. Камських, А.О. Криворучко // Матеріали Міжнародної науково-технічної конференції "Розвиток промисловості та

суспільства". 2016. – Кривий Ріг. – С. 52.

41. I. Korobiichuk Peculiarities of natural stone extraction technology with the help of diamond wire machines. [Text] / I. Korobiichuk, V. Korobiichuk. S. Iskov, M. Nowicki, R. Szewczyk // 16 th International Multidisciplinary Scientific GeoConference Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining, Book 1. – 2016. – Volume II. – P. 649–657.



## ЗМІСТ

ВСТУП.....	24
РОЗДІЛ 1 СУЧАСНИЙ СТАН ДОСЛІДЖЕНЬ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ БЛОЧНИХ ТА ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРІВ .....	32
1.1. Аналіз стану мінерально-сировинної бази декоративно- облицювального каменю України .....	32
1.2. Технологічні схеми комплексної механізації селективної розробки гранітних родовищ на щєбінь.....	49
1.3. Особливості розробки родовищ декоративного каменю в умовах періодичних динамічних впливів .....	53
Висновки до розділу 1 .....	59
Розділ 2. СТРУКТУРНІ ОСОБЛИВОСТІ МАСИВІВ КРИСТАЛІЧНИХ ПОРІД ТА НАТУРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗНИЖЕННЯ МІЦНОСТІ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ .....	61
2.1. Принципи формування технологічних комплексів та класифікація систем розробки блочних ділянок природного каменю в умовах щєбєневих кар'єрів .....	61
2.2. Розробка узагальненої методики геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища.....	67
2.3. Побудова об'ємних моделей та гіпсометричних планів на прикладі Лезниківського родовища .....	85
2.4. Дослідження граніту неруйнуючим методом з метою встановлення взаємозв'язку між характеристиками міцності та поширенням ультразвукової хвилі .....	98
2.5. Натурні дослідження зниження міцності природного каменю при багаторазовому неруйнівному навантаженні .....	107
Висновки до розділу 2 .....	139
Розділ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОМИСЛОВОЇ СЕЙСМІКИ ПРИ ПАРАЛЕЛЬНОМУ ВИДОБУТКУ ЩЕБЕНЕВОЇ ТА БЛОЧНОЇ ПРОДУКЦІЇ В МЕЖАХ ОДНОГО РОДОВИЩА ГРАНІТІВ .....	141

3.1. Концепція сейсмобезпеки технологічного руйнування гірничої маси на щебінь з одночасним збереженням цілісності блочного масиву при супутньому їх добуванні .....	141
3.2. Аналітичні дослідження визначення власних коливань блочних каменів на ділянці кар'єрного поля родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр».....	146
3.3. Методика проведення сейсмовимірів параметрів сейсмічних хвиль.....	151
3.4 Дослідження анізотропних властивостей гранітного масиву з визначення руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо одиночного циліндричного заряду ВР .....	154
3.5. Встановлення сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції.....	160
Висновки до розділу 3 .....	187
<b>Розділ 4. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ВИДОБУВАННЯ БЛОКІВ У РОЗВАЛІ ЗІРВАНОЇ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ ТА З ПІДОШВИ УСТУПУ ...</b>	
4.1. Вплив технології відпрацювання розвалу гірської породи на розміри та форму розвалу негабариту .....	189
4.2. Обґрунтування показників, які характеризують ефективність видобування блоків природного каменю з розвалу гірської породи .....	194
4.3. Дослідження технологічних параметрів гідромолота з метою отримання блочної сировини в розвалі негабаритів .....	198
4.4. Супутнє видобування блоків природного каменю з підосви уступу в умовах щебеневого кар'єру .....	201
Висновки до розділу 4 .....	214
<b>Розділ 5. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ СУПУТНЬОГО ВИДОБУВАННЯ БЛОЧНОГО ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ В ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРАХ ...</b>	
5.1. Удосконалення системи поточного планування видобування блоків природного каменя .....	215
5.2. Методологія обґрунтування виробничої потужності кар'єра з видобутку блоків облицювального каменю.....	223

5.3. Вплив лінійних розмірів блоків природного каменю на розміри монолітів та технологію розробки кар'єрів .....	229
5.4. Дослідження можливих шляхів мінімізації втрат при завалюванні монолітів декоративного каменю .....	239
5.5. Розробка технологічних схем видобутку блоків природного каменю невибуховими способами .....	245
5.6. Дослідження впливу розмірів первинного моноліту природного каменю на питомі втрати природного каменю .....	254
Висновки до розділу 5 .....	274
<b>Розділ 6. ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПРОВЕДЕННЯ РОЗКРИВНИХ ВИРОБОК НА БЛОЧНИХ ДІЛЯНКАХ КАР'ЄРІВ НЕВИБУХОВИМ СПОСОБОМ .....</b>	
<b>276</b>	
6.1. Обґрунтування способу проведення капітальних траншей алмазно-канатною установкою .....	276
6.2. Проведення траншей центральним клиновим врубом .....	281
6.3. Проходження капітальних траншей боковим трикутним врубом .....	284
6.4. Обґрунтування вибору ширини траншеї .....	288
6.5. Обґрунтування та вибір оптимального кута збійки горизонтальних свердловин при проведенні капітальної траншеї .....	290
6.6. Визначення раціонального способу вилучення монолітів каменя при проведенні капітальних траншей .....	292
Висновки до розділу 6 .....	302
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ .....</b>	<b>303</b>
<b>ДОДАТОК А .....</b>	<b>335</b>
<b>ДОДАТОК Б .....</b>	<b>336</b>
<b>ДОДАТОК В .....</b>	<b>337</b>
<b>ДОДАТОК Г .....</b>	<b>338</b>
<b>ДОДАТОК Д .....</b>	<b>339</b>
<b>ДОДАТОК Е .....</b>	<b>340</b>

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Аналіз сучасних досягнень в галузі вибухового руйнування гірських порід і поглиблення знань фізичної сутності процесу вибухового руйнування неоднорідного середовища вказують на можливість раціонального використання енергії вибуху для вирішення проблеми створення безвідходної і маловідходної технології розробки будівельних матеріалів, в тому числі підвищення ефективності видобутку гранітних блоків при масових вибухах.

Нині одним з перспективних напрямків підвищення комплексності освоєння родовищ є супутній видобуток блоків природного каменю (під терміном "супутній видобуток" мається на увазі видобуток в діючому щебеновому кар'єрі сировини), якому до теперішнього часу не приділялося належної уваги.

Більшість щебених гранітних кар'єрів України мають ділянки з низькою тріщинуватістю, що дозволяє вести видобуток блоків природного декоративного каменю, при чому на деяких кар'єрах ці ділянки є значні за об'ємом, наприклад, як на Лезниківському кар'єрі. Перспектива супутнього видобутку блоків в щебених кар'єрах є економічно обґрунтованою, оскільки вартість одного куба щебню (8–10 дол. США) в десятки разів менше за вартість одного куба блока природного декоративного каменю (180–600 дол. США) при майже однакових затратах на видобуток. При супутньому видобуванні блоків можливо залучити існуюче видобувне обладнання щебенового кар'єру, що зменшить витрати на технологічні комплекси гірничого підприємства.

Технологія видобування щебенової сировини призводить до зменшення міцності масиву гірських порід більше ніж на 60 %, оскільки під впливом масових вибухів в природних блоках зростає наведена тріщинуватість на рівні агрегатних зв'язків гірської породи.

При селективній розробці щебених кар'єрів супутньо можливо видобувати до 20 % блочної продукції на основі геометризації родовища,

розробки нових способів ведення вибухових робіт, удосконалення систем оцінки порушеності масиву і блоків гірських порід при вибухових роботах.

Однак, до теперішнього часу, розробка способів супутнього видобутку кондиційних блоків, які придатні для виготовлення облицювальних матеріалів ускладнена через неможливість здійснення кількісної оцінки зниження якості окремоостей, що складають масив гірських порід і формування в них техногенної порушеності, яка згенерована хвилями напруги при масових вибухах.

При супутньому видобутку необхідне знання про ступінь порушення масиву природного каменю залежно від параметрів неруйнуючих вибухових навантажень, які впливають на нього, через те, що використати сировину для виробництва облицювальних матеріалів нерідко виявляється неможливим через виникнення значної техногенної мікротріщиноватості в окремостях і зниження їх граничної міцності при виробництві масових вибухів.

Однією з головних проблем є відсутність єдиного завершеного, науково обґрунтованого комплексу розробок і рекомендацій, який би дозволив реалізувати видобуток цієї цінної сировини в умовах діючих кар'єрів.

Таким чином, проблема розробки наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щебених гранітних кар'єрів є актуальною науково-практичною проблемою, вирішення якої дозволить значною мірою підвищити економічні, екологічні та технічні показники ефективності виробничої діяльності щебених кар'єрів.

### **Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.**

Робота виконувалась на кафедрі геоінженерії Інституту енергозбереження та енергоменеджменту КПІ імені Ігоря Сікорського в межах науково-дослідних робіт – «Наукові основи ресурсозберігаючих технологій гірництва та геотехнічного будівництва» (№ ДР 0115U005398), «Розробка методики геометризації покладів пірофілітових сланців з урахуванням різновекторності проведення гірничих робіт» (№ ДР 0111U00527), «Геостатистичний аналіз просторового розподілу якісних показників покладів будівельної нерудної сировини» (№ ДР 0114U005625), в яких автор брав участь як виконавець, «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків

природного каменю в умовах щебеневого кар'єру» (№ ДР 0114U006144), в якій автор брав участь у якості керівника.

**Мета і задачі дослідження.** Метою роботи є створення сучасної ефективної технології видобутку блочного каменю з узгодженим сейсмобезпечним веденням вибухових робіт при видобутку щебеневої сировини.

Для досягнення мети в дисертаційній роботі поставлені такі завдання:

- провести аналіз досліджень й перспектив розвитку супутнього видобутку блоків природного каменю в щебених кар'єрах;
- розробити методику геометризації масивів природного каменю для отримання комплексної моделі родовища та визначити перспективи супутнього видобування блоків облицювального каменю на основі досліджень зниження міцності природного каменю при багаторазовому неруйнівному навантаженні;
- встановити закономірності загасання різних типів сейсмічних хвиль по скельним анізотропним породам, механізм і кількісні показники взаємодії різних типів сейсмічних хвиль з блоками каменю та визначити на їх основі сейсмобезпечні відстані з використанням оновлених критеріїв;
- розробити рекомендації з сейсмобезпечної та ефективної технології ведення вибухових робіт при видобутку граніту на щебінь з одночасним збереженням цілісності блочного масиву при паралельному добуванні блоків з картами ізоліній допустимих масштабів масових вибухів;
- удосконалити технології видобутку блочного каменю на основі: підвищення ефективності його вилучення з масиву було-щебеневої сировини та обґрунтувати способи і параметри невибухової технології видобування блоків природного каменю.

*Об'єкт дослідження* – процеси відкритих гірничих робіт при розробці щебених кар'єрів.

*Предмет дослідження* – способи і параметри ефективної технології супутнього видобутку блочної сировини на діючих щебених кар'єрах в умовах узгоджених сейсмічних впливів.

**Методи досліджень.** У даній науковій роботі використано такий комплекс сучасних наукових методів досліджень: аналіз та узагальнення науково-

технічних досягнень з оцінки якості природного каменю; графоаналітичний та геостатичний методи при побудові геологічних моделей родовищ; лабораторні та промислові дослідження, статистичне опрацювання результатів із використанням засобів обчислювальної техніки при розробці методики визначення придатності масивів скельних порід для супутнього видобутку природного каменю; гірничо-геометричний аналіз при встановленні залежностей питомих втрат та об'ємів товарних блоків від кута збіжки свердловин для заведення алмазного канату.

**Наукова новизна** одержаних результатів, що виносяться на захист, представлена науковими положеннями, в яких вперше:

- встановлено залежності зміни міцності природного каменю від кратності динамічного багаторазового навантаження та енергії одиничного удару у вигляді поліномів другого ступеня для визначення придатності родовищ щебеневих кар'єрів до супутнього видобутку блочного каменю;

- визначено, що в межах блочних ділянок кар'єру домінуючою за сейсмічною небезпекою є масова швидкість коливань у поздовжній об'ємній хвилі; максимальні значення цього параметра визначаються переважаючою гармонікою з низькочастотним діапазоном (30–60) Гц, що відрізняється від власних частот гранітних блоків, серед яких переважають коливання в межах 4000...18000 Гц;

- встановлено допустимі значення швидкості коливань ( $v < 15$  см/с) і напружень розтягнення ( $[\sigma_p] \leq 27,7$  МПа) в об'ємній хвилі, які гарантують сейсмостійкість масиву блочного каменю під дією навантажень від масових вибухів за умови, що гармоніки коливань не співпадають з власними частотами окремих скельних блоків;

- розроблено алгоритм розрахунку і побудови ізоліній допустимої маси вибуху для корегування його параметрів (загальна маса зарядів не обмежена, а маса вибухової речовини на одне сповільнення складає величину в межах (250...1250) кг для приведених відстаней (8,9...10,7) м/кг<sup>1/3</sup> в процесі наближення фронту робіт до монолітного масиву кожного горизонту дільниці з видобутку щебеневої продукції кар'єру;

- встановлено, що залежності величини питомих втрат сировини при двостадійній та тристадійній системі видобування від ширини та довжини первинного моноліту, описуються поліномами третього ступеня;

- встановлено залежності питомих втрат та об'ємів товарних блоків від кута збійки свердловин для заведення алмазного канату, просторової локалізації блоків, лінійних розмірів моноліту, які описуються поліномами третього порядку та степеневою функцією, що дозволяє скоротити втрати блоків облицювального каменю на 20 %.

Наукове значення роботи полягає в обґрунтуванні ефективної технології супутнього видобування блоків в умовах щебеневих гранітних кар'єрів, що спирається на розроблені сейсмобезпечні технології проведення короткоуповільнених вибухів при проектуванні масових вибухів у кар'єрі.

**Практичне значення одержаних результатів** полягає в наступному:

- удосконалено методику аналізу структурних елементів в межах високоміцних родовищ природного каменю на основі чинника вигоди;

- розроблено методики визначення придатності масивів скельних порід для супутнього видобутку природного каменю, прогнозування вмісту в масиві і виходу блочної сировини заданих параметрів, які випробувані та впроваджені в виробництво на кар'єрах ТОВ «Надри», ТОВ «Дизельтехсервіс», ТДВ «Березівський кар'єр», ТОВ «Грабовецький гранкар'єр», ПАТ «Західукрвибухпром»;

- розроблено алгоритм визначення параметрів сейсмобезпечного проведення масових вибухів для проектування схем короткоуповільненого підривання в кар'єрі, який відрізняється від існуючих тим, що маси свердловинних зарядів вибухової речовини, які підриваються одночасно в максимальній групі при інтервалі сповільнення менше 17 мс розраховувались за об'ємною сейсмічною хвилею відповідно експериментальним вимірам та не перевищують визначеного у роботі рівня тріщиноутворення на укосах блочного каменю;

- розроблено технологічні схеми, що дають змогу селективно видобувати блочний природний камінь, та класифікацію системи розробки



блочних ділянок природного каменю в щебеневих кар'єрах на основі узгодження вибухової і невибухової технологій видобутку;

– обґрунтовано основні технологічні параметри, такі як кут першої горизонтальної збійки свердловин ( $30\dots70^\circ$ ), розміщення клину по-центру та збоку при проведенні капітальних траншей алмазно-канатною установкою в блочних ділянках щебеневого кар'єру.

Обґрунтованість та вірогідність наукових положень, висновків та рекомендацій підтверджується обсягом проведених натурних спостережень, використанням методів математичної статистики та обробки результатів вимірювань, відповідністю окремим результатам досліджень інших авторів, застосуванням обґрунтованих математичних моделей, позитивним ефектом упровадження результатів досліджень.

Результати дисертаційної роботи впроваджені на ТОВ «Надри», ТОВ «Дизельтехсервіс», ТДВ «Березівський кар'єр», ТОВ «Грабовецький гранкар'єр», ПАТ «Західукрвибухпром» та у навчальному процесі Житомирського державного технологічного університету, що підтверджується відповідними актами. Сумарний очікуваний економічний ефект становить 2,72 млн. грн. на рік.

**Особистий внесок здобувача** в роботах, які написані у співавторстві, особистий внесок автора полягає у наступному: [1] – написано розділ з технологічних основ виробництва засобів ініціювання та ініціюючих ВР; [2] – наведені експериментальні дослідження параметрів деформації в ґрунтах і гірських породах та викладені технологічні задачі з динаміки руйнування скельних порід; [3, 4] – сформульовано мету та задачі досліджень, взято участь в обґрунтуванні методики, проведенні досліджень та аналізі одержаних результатів; [7; 41] – участь у проведенні дослідів та аналізі одержаних результатів; [9] – проведений гірничо-геометричний аналіз показників; [14, 19, 20] – ідея, виконання експериментальних досліджень та аналіз результатів; [17, 18] – проведений обрахунок даних; [21] – сформульована ідея та методика дослідження; [22] – розроблена методика створення тривимірних моделей природних окремоностей; [23–26] – проведено експериментальні дослідження; [27,

28] – сформульована ідея проведення дослідження; [31] – обґрунтована методика визначення критерію оптимізації геометричних розмірів монолітів природного каменю; [32] – розроблено методику визначення впливу атмосферних факторів на оздоблення будівель; [33, 34] – сформульовано ідею дослідження та взято участь в аналізі одержаних результатів; [35, 36] – розроблено методику контролю якості поверхні природного каменю; [37] – розроблена методика дослідження емпіричного та теоретичного розподілу якісних показників; [40] – розроблено методику контролю якості блочної продукції.

Основні положення дисертаційної роботи та окремі її результати обговорювалися на науково-технічних конференціях, семінарах та нарадах, а саме на: Міжнародній науково-практичній конференції «Видобування, обробка та застосування природного каменю» (Магнітогорськ, Росія, 2010 р.), XXXV, XXXVI, XXXVII науково-практичних конференціях, які присвячені Дню науки (Житомир, Україна, 2010–2012 рр.), Всеукраїнській науково-красознавчій конференції «Мінерально-сировинні багатства України: шляхи оптимального використання» (Володарськ-Волинський, Україна, 2012 р.), Всеукраїнській науково-технічній конференції «Шляхи вирішення проблем експлуатації спеціалізованих автотранспортних засобів» (Кривий Ріг, Україна, 2013), VI, VIII Міжнародній науково-технічній конференції «ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА» (Київ, Україна, 2014 р., 2016 р.), Міжнародному форумі-конкурсі молодих вчених «Проблеми недропользования» (Санкт-Петербург, Росія, 2014), Міжнародній науково-практичній конференції «Сучасні технології та особливості видобутку, обробки і використання природного каміння» (Київ, Україна, 2014 р., 2015 р.), Міжнародній конференції мехатронних систем і матеріалів (Каунас, Литва, 2015 р.), Міжнародній конференції «Системи управління та інформаційні технології», (Варшава, Польща, 2016 р.), Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (Кривий Ріг, Україна, 2016 р.), 16-й Міжнародній багатопрофільній науковій геоконференції «Наука та технології в геології, розвідці та розробці» (Варна, Болгарія, 2016 р.).

**Публікації.** Результати дисертації в повній мірі викладені в опублікованих роботах. За темою дисертації видано 41 наукову працю, з них 2 – монографії, 23 у фахових виданнях, з яких 8 публікацій – у збірниках наукових праць, що включені до переліку міжнародних наукометричних баз даних та 2 публікації – у закордонних збірниках наукових праць, 1 – патент на винахід, 15 – у збірниках матеріалів національних і міжнародних конференцій.

**Структура і обсяг дисертації.** Дисертаційна робота складається зі вступу, шість розділів і висновку, викладених на 340 сторінках основного тексту, містить 162 рисунка, 27 таблиць, список використаних джерел із 238 найменувань на 26 сторінках і 6 додатків на 6 сторінках.

Автор вважає своїм обов'язком висловити щире подяку науковому консультанту д.т.н., проф. Кравцю В.Г., а також д.т.н., проф. Бойко В.В., к.т.н., с.н.с., Кузьменко А.О., д.т.н., проф. Соколевському Р.В., к.т.н., доц. Криворучко А.О. за допомогу при проведенні лабораторних і дослідно-промислових випробуваннях.

# РОЗДІЛ 1

## СУЧАСНИЙ СТАН ДОСЛІДЖЕНЬ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ БЛОЧНИХ ТА ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРІВ

### 1.1. Аналіз стану мінерально-сировинної бази декоративно-облицювального каменю України

Важливу роль набувають наукові основи і практичні методи раціонального використання мінеральних ресурсів та охорони навколишнього середовища. У сфері виробництва будівельної продукції це означає: комплексне використання природної сировини, скорочення втрат при видобутку і переробці мінеральної сировини, утилізація відходів виробництва, перегляд кондицій.

Гірничою наукою давно вже розроблені досить ефективні та апробовані методи і технології селективного видобування супутньої корисної копалини [1, 2], але, незважаючи на це, ситуація залишається на виробництві незмінною. Суть цього криється, головним чином, не в технічній, а в економічній сфері. Таким чином, головними напрямками забезпечення комплексного освоєння надр є:

1. Підвищення рівня інформаційного забезпечення гірничого виробництва на основі даних геологічної розвідки і створення банків даних про родовища і гірничодобувних підприємствах.

2. Підвищення рівня проектування розробки родовищ з урахуванням комплексного освоєння надр.

3. Удосконалення гірничих технологій.

4. Створення і впровадження прогресивних технічних засобів здійснення гірничих технологій.

Дедалі зростаючі обсяги будівництва вимагають значного збільшення виробництва архітектурно-будівельних і декоративно-облицювальних виробів з природного каменю, особливо з гранітів. Це пояснюється не лише збільшенням обсягів будівництва, але й високими естетичними характеристиками і

довговічністю облицювальних матеріалів. Багаторічний досвід показує, що облицювальні матеріали з природного каменю набагато якісніші, довговічніші та естетично красивіші порівняно з керамікою, цеглою, синтетичними фарбниками, декоративними розчинами та іншими будматеріалами. Отже, декоративний камінь можна вважати надзвичайно перспективною за обсягами запасів і різноманітністю декоративною сировиною для створення потужних підприємств.

Розвідані родовища України характеризуються кольоровою гамою та декоративними властивостями, які не гірші за кращі закордонні аналоги, мають значні запаси та сприятливі гірничо-геологічні умови і з успіхом використовуються як цінний облицювально-декоративний та будівельний матеріал.

Світове визнання і власну торгову марку мають декоративні камені більшості родовищ України. Основні родовища [3, 4] декоративного каменю та середня ціна за 1 м<sup>3</sup> блока залежно від категорії наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1

**Основні родовища декоративного каменю, їх торгові марки та ціни за 1 м<sup>3</sup> залежно від категорії блоків**

Родовище	Deposit	Торгова назва (Trade name)	Вартість в \$/м <sup>3</sup>				
			I	II	III	IV	V
<b><u>Граніти</u></b>							
Лезниківське	Leznykivske	Ukrainian Red	544	480	413	274	206
Капустянське	Kapustianske	Rosso Santiago	356	308	266	195	146
Анастасіївське	Anastasiivske	Anastasia Red	375	341	296	210	146
Войнівське RS	Voynivske RS	Rosso Santiago	381	360	289	210	146

Родовище	Deposit	Торгова назва (Trade name)	Вартість в \$/м <sup>3</sup>				
			I	II	III	IV	V
Войнівське BS	Voynivske BS	Brown Santiago	359	338	281	210	146
Войнівське R&B	Voynivske R&B	Moon's Night	338	321	274	210	146
Токівське	Tokivske	Carpazi, Caramel	398	345	296	210	146
Омелянівське	Omelyanivske	Eva Brown	360	338	304	210	146
Крупське	Krupske	Karmin	332	308	246	210	146
Первомайське	Pervomajske	Brown Skif	299	293	240	207	146
Горіхівське	Gorikhivske	Rosso Pink	292	248	214	176	135
Євдокимівське	Yevdokymi- vske	Rosso Pink	292	248	214	176	135
Новодани- лівське	Novodanyli- vske	Withered	292	248	214	176	135
Старобабанське	Starobabanske	Pink Grey	323	285	244	176	135
Жежелівське	Zhezhelivske	Cardinal Grey	285	278	241	171	131
Янцівське	Yantsivske	Silver Powder	270	240	210	165	131
Корнинське	Korninske	Leopard	270	225	199	165	131
Болтишське	Boltyshske	Tuman	240	225	195	155	131
Юр'ївське	Yuryivske	Dmytryt	240	225	195	155	131

Тому не дивно, що з кожним роком спостерігається збільшення обсягів видобування каменю і виготовлення виробів з нього. Однак, не дивлячись на це, потреба в декоративному камені задовольняється лише на 25–30 % і, на жаль, видобування декоративного каменю супроводжується значними втратами.

Втрати при видобуванні блоків на більшості кар'єрах складають 60–70 %. Низький вихід блоків з корисної [236] копалини, що видобувається в кар'єрі, низька їх якість обумовлюються такими причинами:

- відставанням досліджень, спрямованих на розв'язання проблеми зниження кількісно-якісних втрат каменю при його видобуванні;
- відсутністю високоефективних наукових розробок з удосконалення засобів і методів видобування блоків природного каменю;
- недостатнім розвитком сучасного обладнання і технологій видобування каменю з метою зниження рівня використання ручної праці;
- низькою якістю вітчизняного устаткування;
- відсталою технологією видобування блоків, що пов'язано з великими праце- і енерговитратами і при цьому не забезпечується належна якість блоків;
- недосконалістю технологій і технічних засобів каменевидобування.

Імпортне обладнання, яке використовується на наших каменедобувних підприємствах випускається закордонними фірмами “Marini”, “Tamrock”, “Pellegrini”, “Perfora”, “Caterpillar” має кращі виробничо-технологічні показники порівняно з вітчизняними. Сучасне устаткування, придбане в останні роки, вимагає використання високоякісних технологічних матеріалів та інструментів, які, на жаль, не виробляються вітчизняними виробниками. Закупівля імпортних технологічних матеріалів та інструментів значно збільшує собівартість продукції, що випускається. Використання вітчизняного інструменту і матеріалів не дозволяє забезпечити необхідну якість, крім того, значно зменшується продуктивність обладнання і термін його експлуатації. Недостатня професійна підготовка обслуговуючого персоналу теж впливає на якість проведення видобувних робіт.

Незважаючи на те, що технічний рівень каменедобувної галузі України і інших провідних країн за останні роки зріс, проблема зменшення втрат блочної сировини при її видобуванні продовжує залишатися найбільш важливою і актуальною в цій галузі промисловості. Особливо гостро стоїть це питання для підприємств, які видобувають декоративно-облицювальну сировину, представлену високоміцними породами.

Крім того значний резерв з блочного облицювального каменю мають підприємства, які видобувають щебеневу сировину. Нині супутній видобуток сировини є актуальним, оскільки підвищує повноту відпрацювання надр землі та підвищує рентабельність видобувних підприємств.

Доцільність проведення досліджень з метою зменшення втрат високоміцного декоративного каменю має бути обґрунтовано державними запасами в країні. Оскільки Україна має великі запаси декоративного природного каменю, то аналіз стану мінерально-сировинної бази є невід'ємною частиною цього дослідження.

Декоративний камінь – це гірські породи, які мають відповідні декоративні (привабливі текстурний малюнок і забарвлення) і фізико-механічні властивості (твердість, міцність на стискання, довговічність, морозостійкість, водопоглинання, стираність та ін.), добре піддаються обробці та мають блочність, яка дозволяє видобувати товарні блоки, що придатні за формою і розмірами для виготовлення певної продукції. З декоративного каменю переважно виготовляють плитку для оздоблення різноманітних поверхонь в інтер'єрах та екстер'єрах будівель, ритуальні пам'ятники і монументи, архітектурно-будівельні деталі, продукцію для брукування вулиць. Активно природний камінь застосовують у будівництві для виготовлення східців, колон, карнизів, балясин, фонтанів, оформлення альпійських гірок, розаріїв, водойм тощо. Каменеобробне виробництво має безпосередню прив'язку до районів, де зосереджено основні запаси декоративного каменю. Найбільший обсяг продукції виробляється в Житомирській, Кіровоградській, Миколаївській, Запорізькій, Вінницькій областях [4, 14].

За даними Державної геологічної служби України, станом на 01.01.2016 на баланс держави нараховував 212 родовищ декоративного каменю із загальними запасами понад 330 млн. куб. м, серед яких:

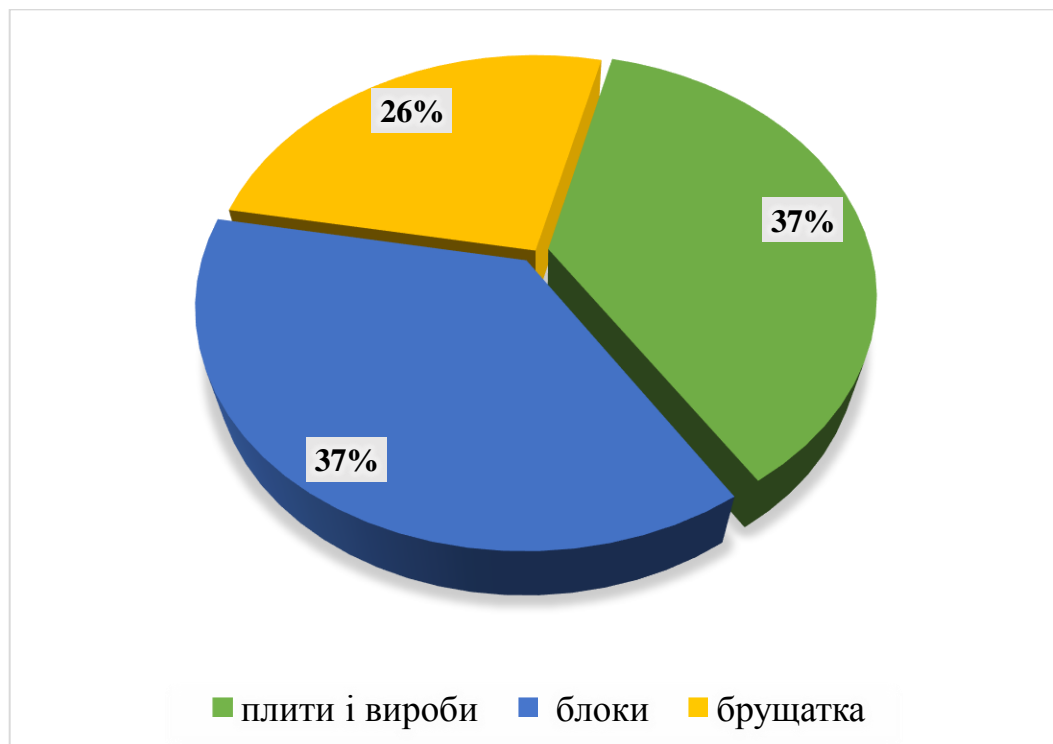
- граніти та гранітоїди – 162 млн. м<sup>3</sup>;
- габро та габроїдні породи – 62 млн. м<sup>3</sup>;
- лабрадорити – 41 млн. м<sup>3</sup>;
- мрамур, вапняк та інші карбонатні породи – 41 млн. м<sup>3</sup>;



– інші – 26 млн. м<sup>3</sup>.

Найбагатшою за запасами декоративного каменю є Житомирська область, де зосереджено 149,7 млн. м<sup>3</sup>, що становить майже 45 % загальних запасів декоративного каменю України (тут знаходиться 117 родовищ). Далі слідують Миколаївська і Закарпатська області із запасами 30 і 28,8 млн. м<sup>3</sup>, що складає 9 % і 8,6 %. Тут знаходиться, відповідно, 8 і 21 родовище (рис. 1.1).

Характерною особливістю ринку декоративного каменю України є його експортна спрямованість. При цьому 37 % експортованого в 2016 році каменю – це сировинні блоки (товар, який має мінімальну додану вартість). Частка від загального обсягу експорту декоративного каменю щодо плит і готових виробів також склала 37 %, брущатки – 26 % (рис. 1.2).



**Рис. 1.2. Розподіл експорту з України декоративного каменю за товарною продукцією у 2016 році**

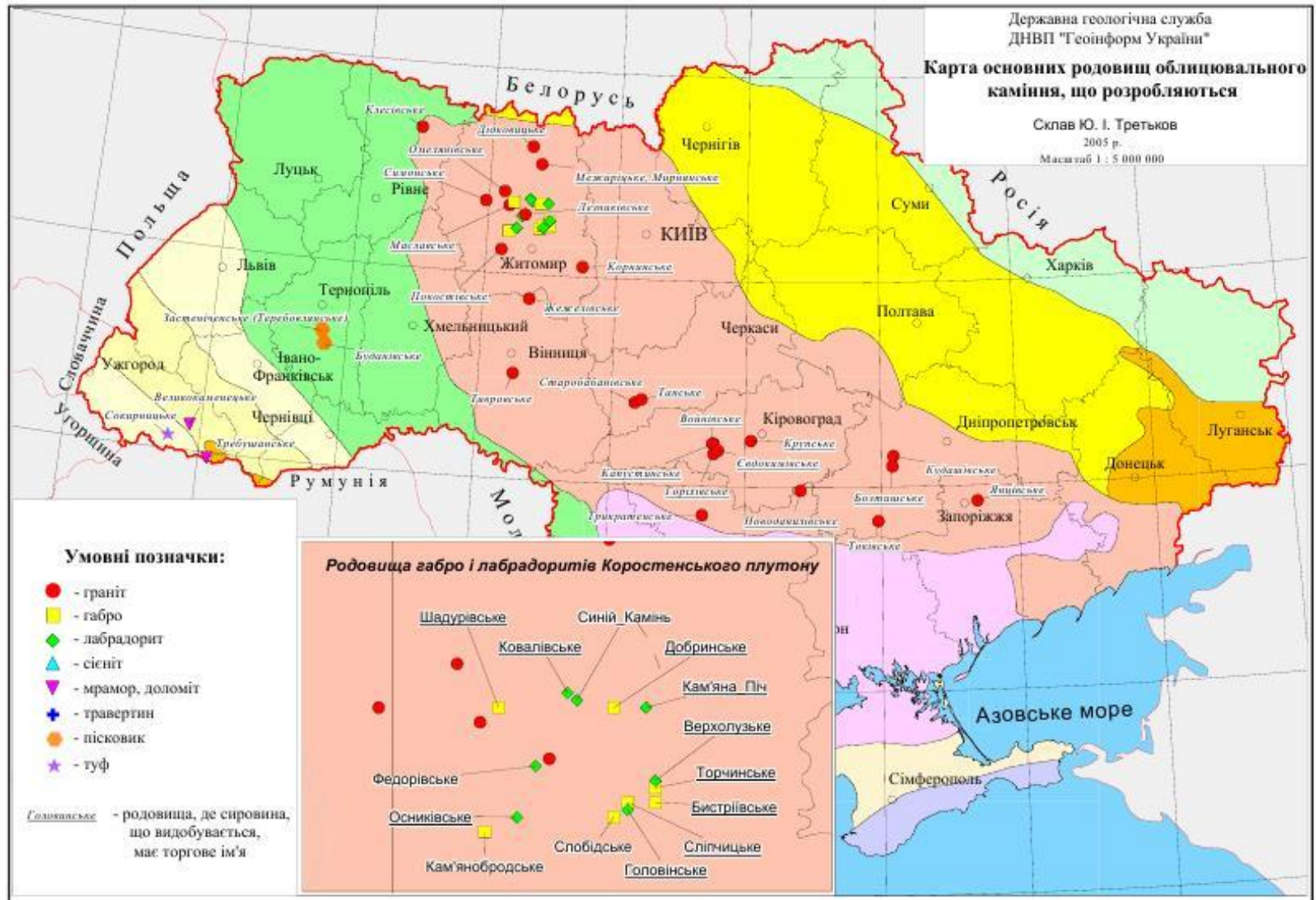
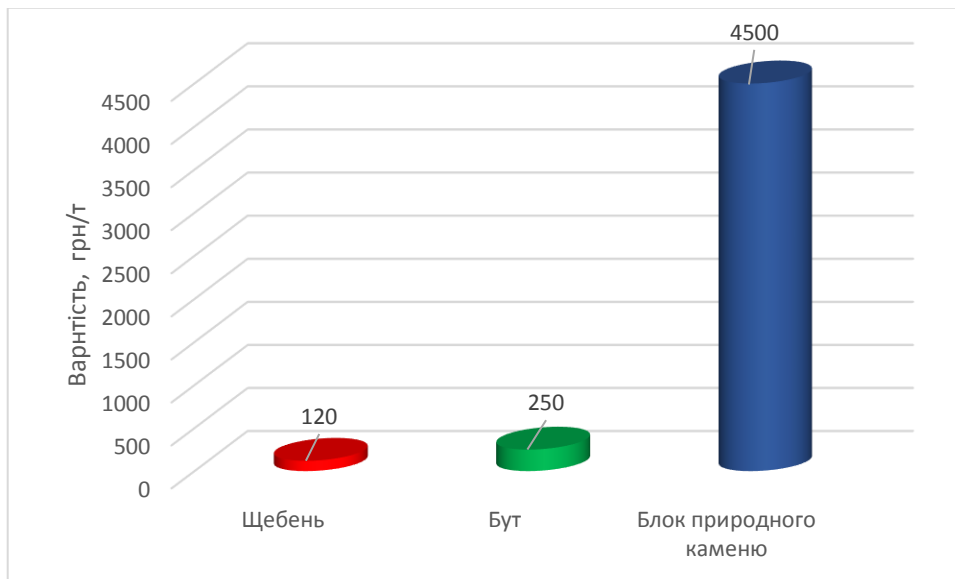


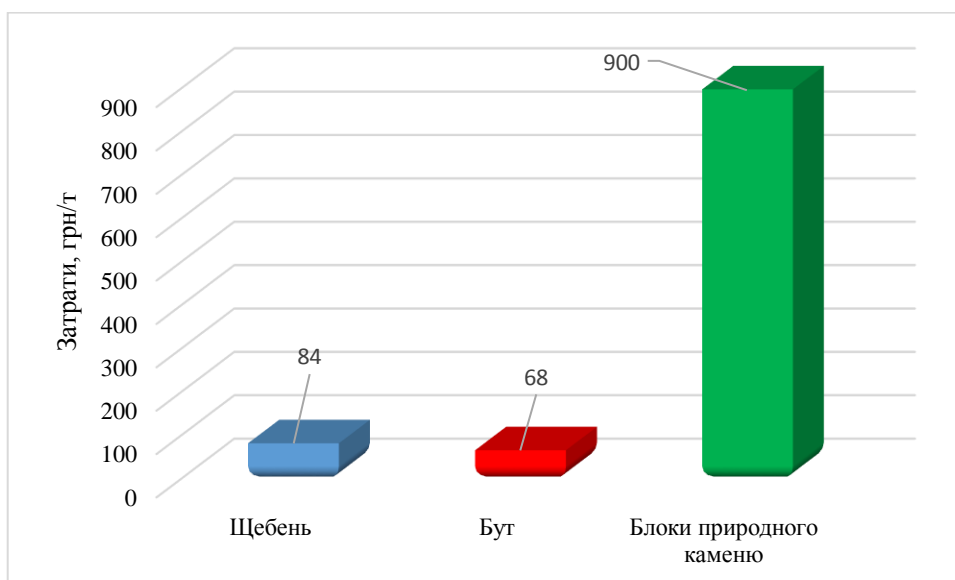
Рис. 1.1. Карта основних родовищ облицювального каменю, які розробляються

Характерною продукцією для щебневих кар'єрів є щебінь, а супутньою – бут і блоки природного облицювального каменю. Середня вартість продукції, яку випускає щебневий кар'єр показано на рис. 1.3.



**Рис. 1.3. Середня вартість продукції, яку випускає щебневий кар'єр**

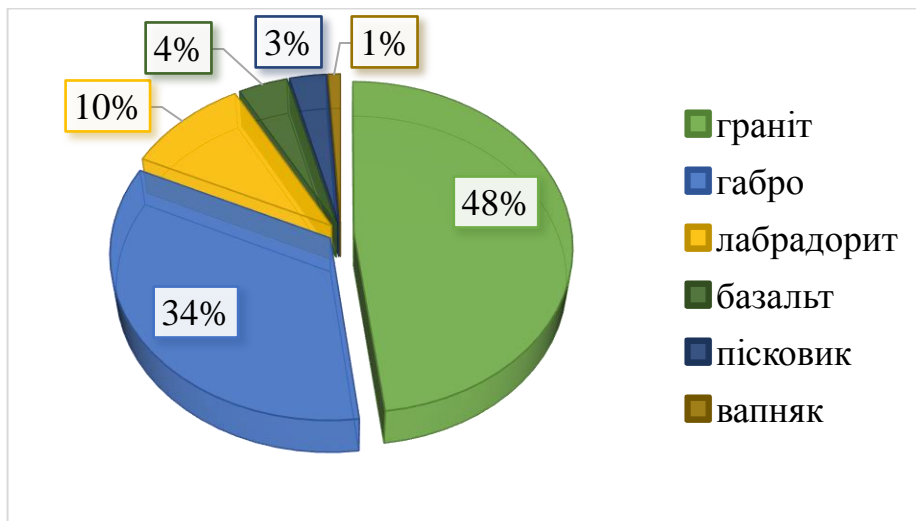
Середні витрати на видобуток та переробку продукції, яку випускає щебневий кар'єр показано на рис. 1.4.



**Рис. 1.4. Середні витрати на видобуток та переробку продукції, яку випускає щебневий кар'єр**

Таким чином прибуток від реалізації однієї тони буту вищий за прибуток від реалізації однієї тони щебеню більше в 6,7 рази, а блоків майже в 9,3 рази. Супутнє видобування блоків в щебених кар'єрах є і нині актуальним.

Згідно з аналізом статистичних даних 2016 року, майже половина експортованого декоративного каменю припадає на граніт, 34 % – габро, 10 % – лабрадорит (рис. 1.5).

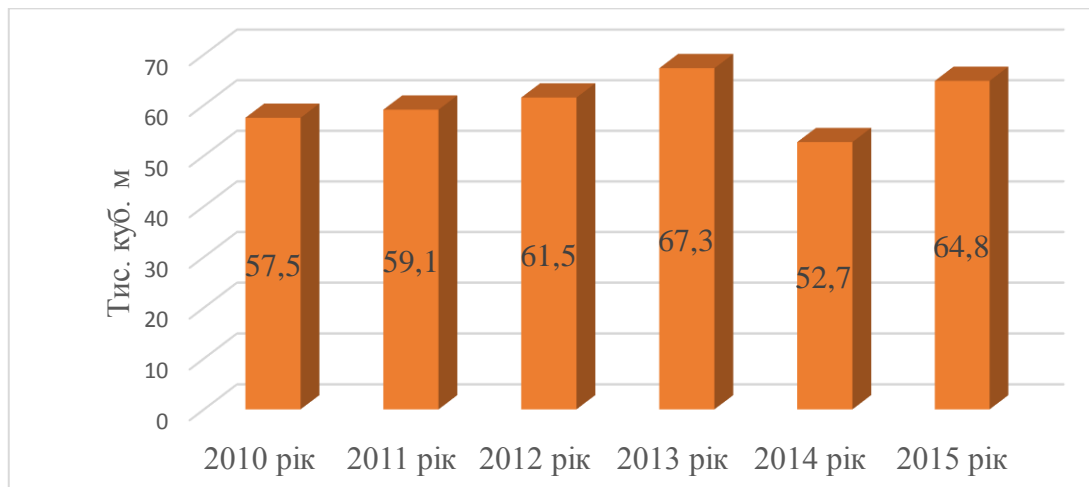


**Рис. 1.5. Обсяги експорту з України декоративного каменю у 2016 р.**

Практично в усіх країнах Європи відбувся серйозний спад у сфері будівництва, внаслідок якого сталося стрімке і масштабне скорочення продажу декоративного каменю. Але учасники європейського будівельного ринку вважають, що ситуація стабілізувалася і вже не потрібно очікувати її подальшого погіршення. Експерти свідчать, що ринок йде "на виправлення", але попереджають, що відновлення ринку не буде швидким – на те, щоб досягти хоча б докризового рівня, знадобиться від трьох до п'яти років.

Динамічний розвиток українського ринку декоративного каменю у 2010–2013 роках змінився періодом стагнації у 2014 році (рис. 1.6). Скорочення обсягів експорту спільно зі зниженням внутрішнього попиту призвело до скорочення виробництва в багатьох галузях, які працюють у сегменті споживання. Світова криза насамперед вплинула на вітчизняну будівельну галузь (заморозили будівельні проекти, що призвело до спаду використання декоративного каменю в оздобленні та будівництві), також при цьому зменшився обсяг експортованої продукції з декоративного каменю. На рис. 1.4 тренд динаміки експорту

декоративного каменю з 2010 до 2013 року (включно) показує зростання, в 2014 р.– різке падіння, а в 2015 р. – поновлення зростання.



**Рис. 1.6. Динаміка експорту з України декоративного каменю у 2010–2015 роках**

Після того як у 2012 році й у першій половині 2013 року учасники ринку декоративного каменю багатьох країн Центральної і Східної Європи ледь устигали задовольняти споживчий попит, у 2014 році їм довелося зайнятися регулюванням обсягів виробництва відповідно до зниження будівельної діяльності. І хоча негативний вплив кризи був, очевидно, у всіх сегментах будівельного ринку, деякі з них постраждали набагато менше інших. Так, наприклад, вплив кризи на будівництво власних будинків індивідуальними забудовниками був досить скромним, тому цей сегмент продовжує свій відносний розвиток.

Разом із зростанням економіки України відбувалося значне збільшення експорту декоративного каменю у першому–третьому кварталах 2013 року (а отже, видобутку та обробки). Однак у четвертому кварталі почалося зниження експорту: четвертий квартал року для галузі декоративного каменю і так традиційно не є вдалим через сезонність і зменшення кількості будівельних робіт. Динаміка експорту граніту, лабрадориту, базальту, пісковіку у 2013 році порівняно з попередніми 2010–2012 роками мала негативний тренд, при цьому для

габро, вапняку і мармуризованого вапняку вона була зростаючою. Пояснюється це тим, що впродовж перших трьох кварталів 2013 року експорт габро і вапняку зріс настільки, що його зменшення в останньому кварталі суттєво не вплинуло на загальнорічну тенденцію (табл. 1.2).

У 2015 році експорт декоративного каменю відновився і динаміка його була вже позитивною. Це стосується основних типів декоративного каменю, яке експортується з України: граніту, лабрадориту, габро. Щодо базальту, андезиту, вапняку і мармуризованого вапняку, то 2015 рік для них не був показовим і динаміка їх експорту була негативною. Окремо варто виділити пісковик, на експорт якого не вплинули процеси світової фінансово-економічної кризи. Показник динаміки його експорту впродовж 2012–2015 років був стабільним на позначці 1,9 тис. кубічних метрів на рік.

У структурі імпорту значно переважали вироби з декоративного каменю (поліровані сляби, плитка, мозаїка і мозаїчні панно, оздоблення камінів, фонтани та інші архітектурно-оздоблювальні вироби), тоді як сировинні блоки були у незначній кількості. При цьому варто зазначити, що сировинні блоки імпортували здебільшого мармурової групи, виробництво яких в Україні майже відсутнє. Враховуючи експорт декоративного каменю з України, можна прогнозувати, що обсяги ввезеного товару не зменшилися, а навпаки – зросли.

Вцілому можна зазначити, що підприємства галузі видобутку і обробки декоративного каменю сьогодні вже з оптимізмом дивляться у майбутнє. Здебільшого вони готові до того, що вихід з рецесії затягнеться на кілька років. А тому необхідно прийняти ряд рішень, спрямованих на реалізацію заходів для запобігання кризових явищ у сфері декоративного каменю. На рівні Уряду України необхідно акцентувати увагу на:

1. Розширенні внутрішніх ринків, а саме:

а) ініціюванні великих інфраструктурних проектів, які мають підвищити внутрішній попит на вітчизняну продукцію з декоративного каменю. Як приклад, заходи в рамках підготовки до Євро-2012, архітектурне і дорожнє будівництво, інші загальнодержавні проекти. Державні інвестиції в зазначені сектори національної економіки вагомо розширяють попит на продукцію вітчизняної

каменедобувної промисловості, передусім виробництва архітектурно-оздоблювальних матеріалів.

Таблиця 1.2

**Показники обсягів експорту й імпорту декоративного каменю  
у 2012–2015 рр.**

Еконо- мічна операція	Декоративний камінь (сировинні блоки і вироби)	2012 р.		2013 р.		2014 р.		2015 р.	
		кількість, тис. м <sup>3</sup>	вартість, млн. USD	кількість, тис. м <sup>3</sup>	вартість, млн. USD	кількість, тис. м <sup>3</sup>	вартість, млн. USD	кількість, тис. м <sup>3</sup>	вартість, млн. USD
<b>Експорт</b>	граніт	35,0	21,0	34,2	27,2	23,3	14,8	30,5	19,9
	лабрадорит	4,9	3,1	4,1	3,4	3,6	3,4	6,8	5,5
	габро	14,0	11,0	20,9	20,6	19,9	16,5	22,1	18,3
	базальт і андезит	3,8	1,3	3,2	1,2	3,1	1,1	2,9	1,1
	пісковик	2,6	0,6	1,9	0,7	1,9	0,5	1,9	0,6
	мармур і вапняк	1,0	0,1	3,0	0,6	0,9	0,1	0,6	0,1
	<b>всього</b>	<b>61,3</b>	<b>37,1</b>	<b>67,4</b>	<b>53,7</b>	<b>52,7</b>	<b>36,3</b>	<b>64,7</b>	<b>45,4</b>
<b>Імпорт</b>	граніт, габроїдні породи	4	3	7	6	2	5	–	3
	мармур, вапняк	8	13	7	10	7	11	–	13
	туф, сланець, пісковик	3	1	3	1	2	1	–	1
	<b>всього</b>	<b>15</b>	<b>17</b>	<b>17</b>	<b>17</b>	<b>11</b>	<b>17</b>	<b>0</b>	<b>17</b>

б) упорядкуванні сфери державних закупівель, які є однією з найбільших складових сукупного внутрішнього попиту. Формування публічного та прозорого механізму державних закупівель може суттєво пожвавити не лише внутрішній ринок, а й інвестиційну діяльність вітчизняних каменедобувних і каменеобробних підприємств.

## 2. Захисті вітчизняного виробника.

Зміцнення та розбудова внутрішніх ринків мають неодмінно супроводжуватися комплексом заходів щодо підтримки вітчизняного виробника, оскільки в протилежному випадку дефіцит пропозиції, який є результатом розширення внутрішнього попиту, покриватиме імпортована продукція з декоративного каменю. До цих заходів треба віднести:

а) зважене зменшення частки імпорту на внутрішньому ринку. На зміну прямому протекціонізму має прийти більш тонка політика обмеження доступу некритичного імпорту на внутрішні ринки. Зокрема, через посилення контролю за дотриманням стандартів якості Україна має можливість обмежувати доступ низькоякісної та дешевої продукції з декоративного каменю (наприклад, з Китаю та інших країн Південно-Східної Азії). Це автоматично створить простір для вітчизняних виробників. Значний ресурс для розширення внутрішнього ринку криється у боротьбі з контрабандою та тіньовими схемами експорту та імпорту декоративного каменю;

б) перегляд та оптимізацію системи пільг та стимулів для національних виробників і обробників декоративного каменю.

## 3. Заходах фінансової політики:

а) активізації кредитування вітчизняних виробників державними та комерційними банками;

б) стимулюванні інвестицій. Серед пріоритетів державної політики має бути зниження податкового тиску на інвестиційно-інноваційну діяльність підприємств каменедобувної і каменеобробної промисловості. Цьому може сприяти повне або часткове скасування ПДВ на імпорт каменедобувного обладнання, машин і механізмів, що не виробляються в Україні, компенсування ставок по кредитах, спрямованих на подібні проекти;



в) заморожуванні цін та тарифів на послуги, передусім тарифів на електроенергію, залізничні перевезення, портові збори та ін.

Суб'єктам господарювання, які здійснюють видобуток декоративного каменю, варто рекомендувати таке:

- каменеобробним підприємствам орієнтуватися на випуск продукції, яка має універсальне застосування і найбільш затребувана на ринку;
- передбачити пасерування блоків або обрізання окремих їх сторін за допомогою канатних машин, що дасть змогу підвищити якість товару, звести до мінімуму претензії покупців, реалізовувати блоки з розмірами, заздалегідь погодженими з замовником;
- здійснювати переробку блоків з численними дефектами (тріщини, включення, зміни кольору тощо) для отримання бордюру, брущатки, плит для мощення, стінових блоків, каменю бутового тощо;
- регулярно брати участь у тематичних зарубіжних і вітчизняних виставках, здійснювати РН-заходи та рекламу для просування декоративного каменю на міжнародному ринку;
- збільшити видобуток бездефектних товарних блоків до 55–60 %;
- для тих родовищ, декоративний камінь яких має нерівномірне забарвлення або текстурний малюнок природного матеріалу, передбачити диференціацію за сортністю, реєструвати торгові назви усіх текстурно-колористичних різновидів, а також забезпечувати достатній об'єм видобутих блоків, зокрема, передбачити наявність складських запасів продукції в обсягах середньомісячного видобутку блоків.

Що стосується операторів на ринку декоративного каменю, то тут усі зміни в основному зводяться до одного – підвищення конкурентоздатності. З цією метою потрібно розробляти маркетингові програми, спрямовані на залучення клієнта, знижувати чи заморожувати ціни на продукцію, розширювати пакети наданих клієнту сервісних послуг, розробляти і впроваджувати системи заходів щодо зберігання і розширення внутрішнього і традиційного ринків збуту продукції, розвивати внутрішній ринок, стимулювати попит кінцевого

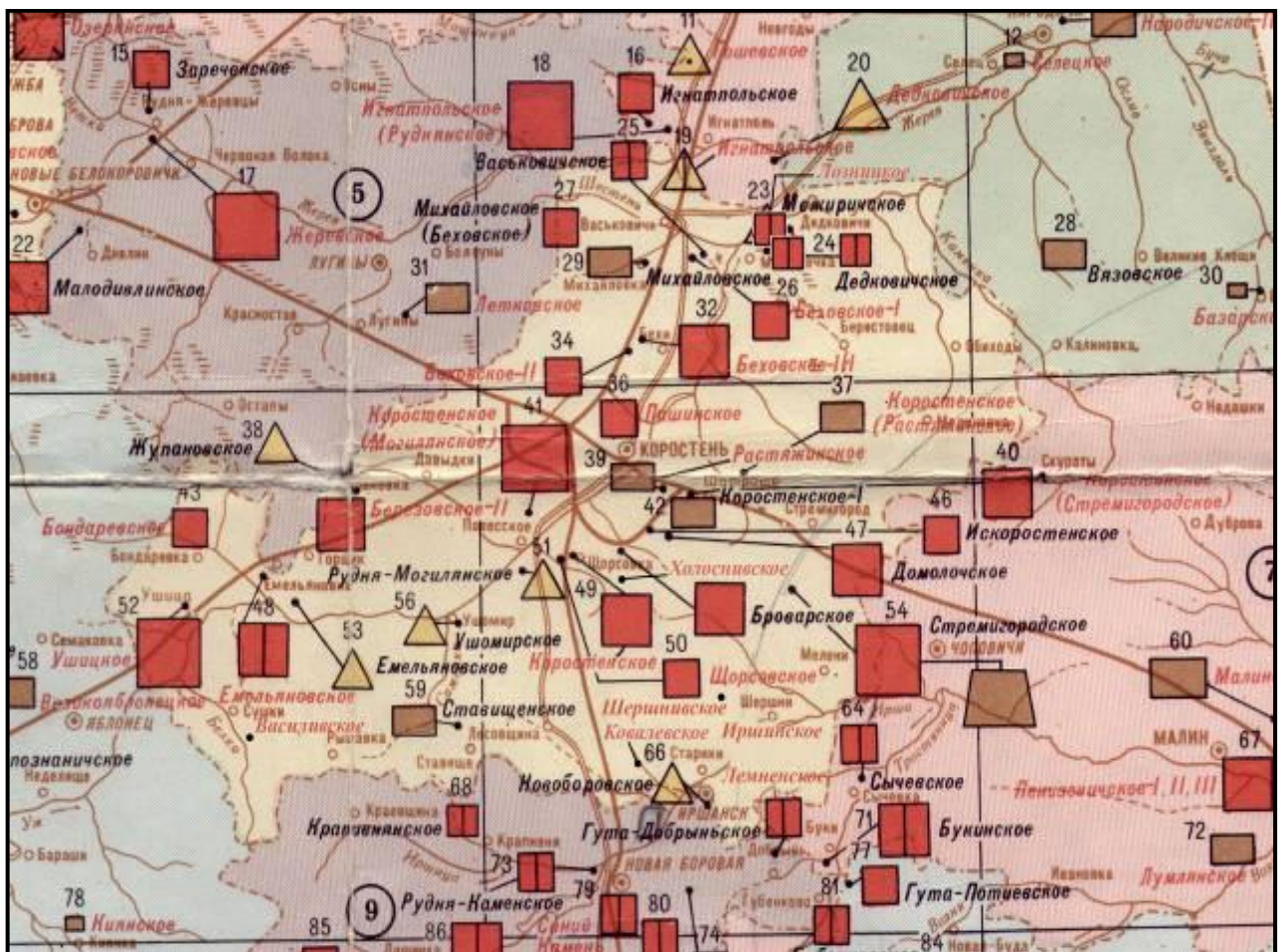
споживача, максимально задовольняти цей попит продукцією вітчизняного виробництва.

З метою реформування та реалізації ефективної державної політики в галузі декоративного каменю варто створити єдину некомерційну структуру, яка об'єднає каменедобувачів і каменеобробників, суб'єктів, які здійснюють монтаж, обслуговування та сервіс виробів з декоративного каменю. У межах цього об'єднання можна було б вирішувати проблемні питання, а йому самому надавати державну підтримку щодо законодавчих ініціатив у сфері виробництва та збуту продукції, ціноутворення, оподаткування, надання квот, пільг тощо. Представники об'єднання могли б безпосередньо брати участь в управлінні галуззю, реально впливати на захист асоційованих суб'єктів господарювання у відносинах з державою та місцевими владними органами; відпрацювати механізм для оперативного вирішення нагальних питань в галузі, відродити елементи самоконтролю над тіньовими операціями, сприяти розвитку малих та середніх підприємств, особливо тих, що виробляють ексклюзивну продукцію, проводити діяльність, спрямовану на подальше реформування та модернізацію підприємств.

Житомирська область за кількістю розвіданих родовищ займає провідне місце в Україні (75 родовищ), що обумовлено виходом кристалічних порід на денну поверхню (невеликою потужністю розкритих порід), різноманітністю кольорової гама гірських порід, високим виходом блоків гірської породи під час розробки родовищ, що є основним фактором інтересу добувних підприємств з видобутку даного виду сировини.

На даний час балансом запасів по Коростенському району враховано більш 20 родовищ титану, цегельної сировини, сировини для виробництва блочного каменю та щебню (рис 1.7 та табл. 1.3). Різноманітність складу, структур, текстур, кольору кристалічних порід в поєднанні з високими фізико-механічними властивостями робить породи Коростенського плутону незамінними будівельними матеріалами. Поєднання таких властивостей природних облицювальних каменів як колір, декоративність, міцність та інші властивості дозволяють використовувати їх у різноманітних сферах будівництва і архітектури.

Варто зазначити, що критерії декоративності і, в першу чергу, колір порід, в останній час став дуже мінливий, оскільки на нього все більший вплив має фактор “модності” (бажання придбати незвичайний за декоративністю камінь з нового родовища або слідування за “модним” кольором). Крім того, на вибір матеріалу впливають регіональні та національні кольори. На сьогодні геологорозвідувальними роботами, зокрема на блочний камінь, займаються підприємства і організації різних форм власності. Більша частина родовищ належить до підприємств будівельної галузі, з переважанням щебеневого виробництва вони зосереджені в безпосередній близькості від залізничного вузла Коростень.



**Рис 1.7. Оглядова карта корисних копалин району робіт**

Родовища блочної сировини більшим чином зосереджені в межах габро-анортозитового масиву, що вірогідно обумовлено більшим попитом на камінь

групи габро. Однак варто зазначити, що в даний час, в силу цілого ряду причин більша частина родовищ граніту для виробництва блоків не розробляється. Видобувні роботи проводяться на трьох родовищах району. При цьому в безпосередній близькості від Межирічського родовища епізодично розробляється лише Дідковицьке. Оцінити реальну блочність вказаного родовища не представляється можливим, тому що політика продажів на підприємстві, що експлуатує родовище, побудована на збереженні комерційної таємниці, в 2002 році за наявної інформації цей показник становив 20,5 %.

*Таблиця 1.3*

**Приклади родовищ декоративного каменю Житомирської області  
за типами порід**

<b>Порода</b>	<b>Форма залягання</b>	<b>Приклад родовища</b>
Граніти	Батоліти, лаколіти, штоки	Омел'янівське, Дідковицьке, Василівське, Райківське
Діорити, гранодіорити	Краєві частини складних масивів, рідко окремі масиви	Тригур'ївське, Покостівське
Габро, габронорити, габро-діабази	Краєві частини габроанортозитових масивів, окремі тіла неправильної форми пласти, лінзи	Букинське, Бистріївське, Добринське, Сліпчицьке, Адамівське, Ново-Руднянське
Лабрадорит, анортозит	Невеликі тіла лінзоподібної видовженої, пластової, ізометричної форми	Головинське, Сліпчицьке, Очеретянське, Верховузьське, Кам'янобрідське, Кам'яна Піч, Васьковицьке, Луковецьке

За межами Коростенського адміністративного району проведено обстеження кар'єру Човновського родовища граніту, яке показало, що в межах розкритої частини родовища корисна копалина характеризується не однорідною

окраскою та текстурними особливостями, що різко знижує декоративні властивості каменю та відповідно дестабілізує збут готової продукції.

Окрім цього кар'єром розкрита потужна зона тектонічної переробки північно-західного простягання не визначена на стадії розвідки, що, в свою чергу, призвело до різкого зниження отримання блоків. В сукупності ці два фактора призвели до економічної не доцільності промислової експлуатації родовища.

Маславське родовище гранітів розташоване поблизу с. Суховоля, має вихід блоків на родовищі нижче того, що прогнозувався на стадії розвідки та затверджено ДКЗ. На даному родовищі прогнозний вихід блоків затверджено на рівні 38 %, фактичний вихід блоків за останні 9 років становить 16 %, що нижче рівня окупності витрат на експлуатацію. Однак це може бути пов'язане з відпрацюванням верхніх горизонтів родовища, в цьому випадку на стадії розвідки необхідно проведення аналізу виходу блоків для окремих гіпсометричних рівнів родовища.

Аналізуючи документацію свердловин і документацією стінок гірничої виробки родовища кварцових сієнітів Човновське-1 можна стверджувати, що його тріщинуватість і блочність будуть змінюватися в незначних межах, середні розміри товарного блоку потрапляють в IV групу, при затвердженому виході блоків 25,2 %, а середньому за даними видобутку – 26,1 %.

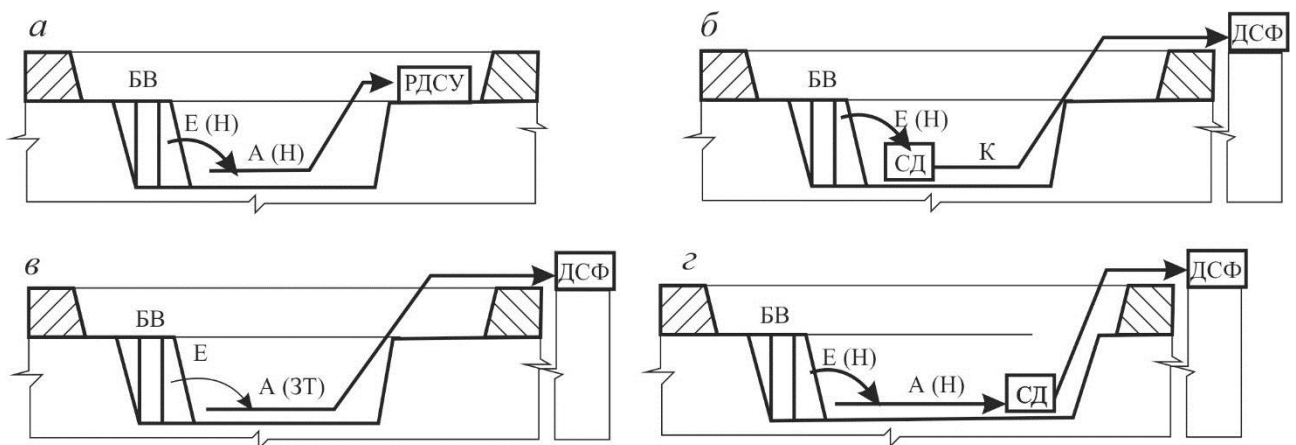
## **1.2. Технологічні схеми комплексної механізації селективної розробки гранітних родовищ на щєбінь**

Система розробки нерозривно пов'язана зі структурою комплексної механізації. Структура комплексної механізації визначає тип, потужність і розстановку обладнання, що забезпечують ведення гірських робіт з необхідною інтенсивністю, об'ємами та якістю. Вона включає в себе комплекси гірничого, транспортного, допоміжного і дробильно-сортувального обладнання, що забезпечують виїмку і переміщення гірської маси в межах і за межами кар'єра, розкривних порід у відвали, а корисних копалин – до складів і споживачеві.

Основні технологічні комплекси щебневих кар'єрів включають таке основне обладнання (рис. 1.8) [5–7]: бурові верстати БВ (пневмоударного, шарошечного, термічного або шнекового буріння); екскаватори Е з ковшами місткістю 3–20 м<sup>3</sup> або навантажувачі Н; автотранспорт А (автосамоскиди вантажопідйомністю 12–180 т), залізничний транспорт ЗТ або конвеєрний К; РДСУ – рухомі дробарно-сортувальні установки; СД самохідні дробарки або НД – напівстаціонарних дробарки; ДСФ – дробільно-сортувальні фабрики.

Технологічними комплексами щебневих кар'єрів виїмка природних природних блоків (окремоостей) не передбачена.

Після підготовки гірської породи вибухом до виймання відбувається зниження якості мінеральної сировини за міцністю порівняно з міцністю корисної копалини в масиві.



**Рис. 1.8. Схеми основних технологічних комплексів щебневих кар'єрів:**

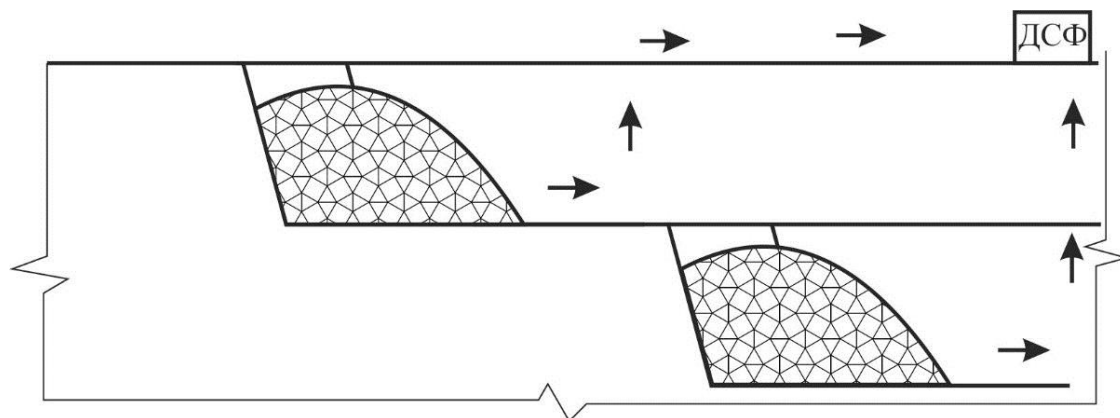
*a* – БВ → Е (Н) → А(Н) → РДСУ; *б* – БВ → Е (Н) → СД → К → ДСФ; *в* – БВ → Е → А(ЗТ) → ДСФ; *г* – БВ → Е(Н) → А(Н) → СД → ДСФ

Призначення буро-підривних робіт – це підготовка порід до екскавації, яка зводиться до відокремлення частини масиву гірських порід за заданими площинами відриву, їх дроблення так, щоб розмір шматка в підірваній масі був менше місткості ковша екскаватора, розміру завантажувального отвору дробарки, місткості кузова автосамосвала, вагона, шириною стрічки конвеєра.

Широко поширена думка про те, що в результаті дії вибуху значна частина породного масиву розпадається на окремі за генетично заданими тріщинами і межами нашарування [9, 10]. Шматки, що мають розміри більше допустимих відносять до негабаритів, їх піддають додатковому дробленню із застосуванням шпурових, накладних зарядів ВР або бутобійних машин. Низький ступінь дроблення і максимальний вихід негабариту спостерігаються в районі першого ряду свердловин. Рідко вдається з негабаритів вибрати якісні природні блоки. Причиною тому є техногенна тріщинуватість. Безпосередньо в зоні стінок свердловин, де енергетичний потенціал вибуху максимальний, руйнуються міжкристалічні, міжагрегатні зв'язки. У міру зниження енергетичного потенціалу хвилі, яка віддаляється припиняється руйнування міжкристалічних зв'язків, а потім і міжагрегатних. При подальшому відході хвилі і газового струменя енергетичний потенціал виявляється недостатнім навіть для руйнування міжформаційних зв'язків, а потім і міжрядних.

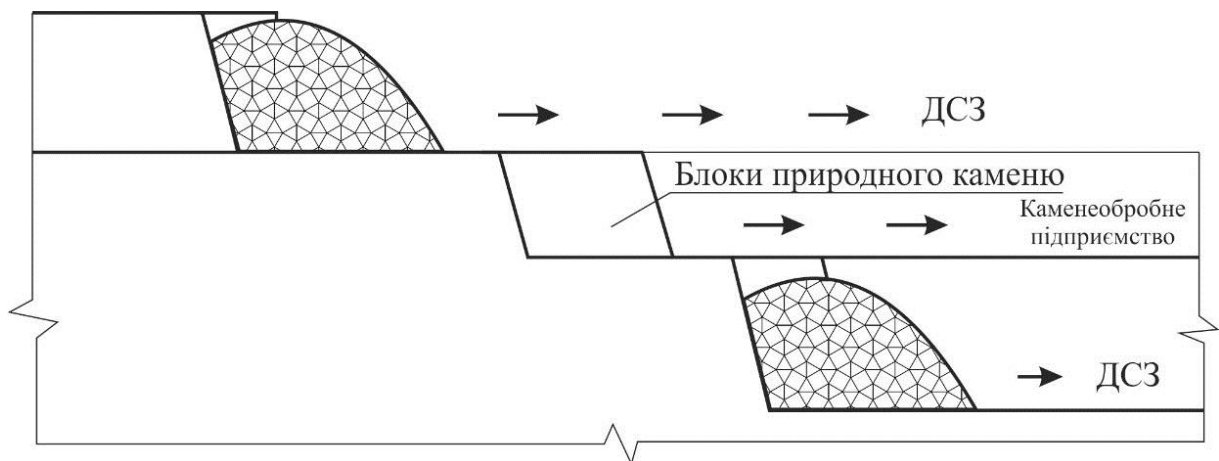
На кар'єрах застосовують такі технологічні схеми розробки гранітних порід з БВР [11–13].

1. Розробка гранітних покладів з валовою виїмкою порід, при якій корисна товща розділяється на виїмальні шари, які відпрацьовуються окремими уступами. Сировина без сортування направляється на ДСФ. Навантаження підірваної корисної маси проводиться екскаваторами або навантажувачами в транспорт (рис. 1.9).



**Рис. 1.9. Принципова схема розробки гранітних покладів з валовою виїмкою порід**

2. Селективна розробка родовища з поступним відпрацюванням корисної копалини. При такій схемі корисна товща родовища на підставі результатів розвідки і лабораторних випробувань зразків порід розбивається на виймальні шари з високою та низькою тріщинуватістю (рис. 1.10). З високою тріщинуватістю уступи відпрацьовуються вибуховим способом на щебеневу сировину, з низькою тріщинуватістю уступи відпрацьовуються невибуховим способом з метою видобутку блоків природного каменю.

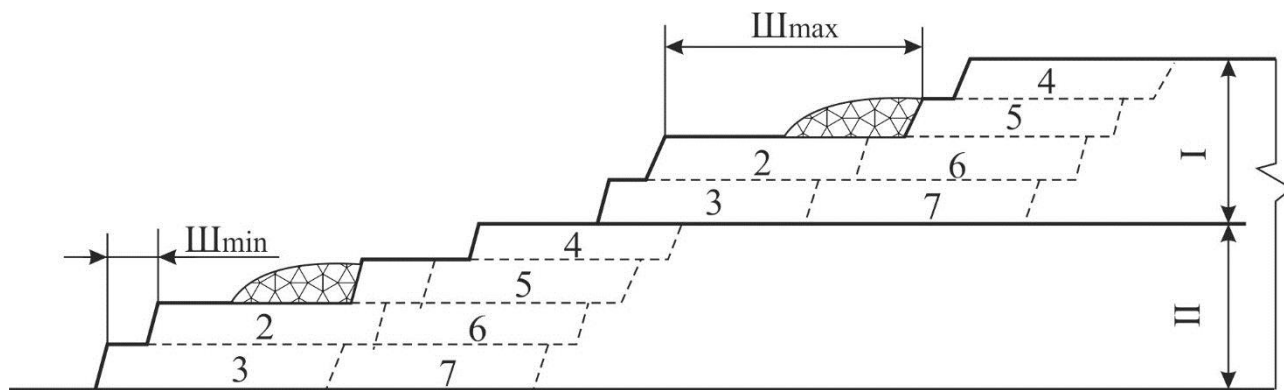


**Рис. 1.10. Принципова схема селективної розробки родовища з поступним відпрацюванням корисної копалини**

3. Селективна розробка щебневих кар'єрів з супутним видобутком блоків природного каменю з локалізованих ділянок полягає в поділі родовища на групи уступів, що мають локалізовані ділянки порід з різною тріщинуватістю, які перебувають в межах уступу, але на його різних ділянках.

При такій схемі дотримується послідовність відпрацювання уступів в групі зверху вниз, розширюючи робочі майданчики з мінімальною шириною до максимальної ширини, а видобуток корисної копалини організовується по блоках в межах уступу (рис. 1.11).





**Рис. 1.11. Принципова схема селективної розробки гранітних покладів уступами:**

*I – загальна висота першої групи уступів; II – загальна висота другої групи уступів; 1–7 – послідовність відпрацювання уступів в групі*

Перевага схеми полягає в можливості керування якістю продукції в межах кожного уступу. При цьому збільшується кут укосу робочого борту кар'єру і поліпшується розподіл розкривних робіт в часі, але виймальне обладнання доводиться періодично переганяти з уступу на уступ.

### **1.3. Особливості розробки родовищ декоративного каменю в умовах періодичних динамічних впливів**

У вітчизняній і зарубіжній практиці гірничого виробництва розробка родовищ декоративного каменю типу граніту та подібних до нього порід здійснюється відкритим способом. Цей вибір обумовлюється особливостями технології розробки родовищ блочного каменю.

Технологічні умови видобування і вимоги, що ставляться до блочної продукції високоміцного природного каменю, суттєво відрізняються від кар'єрів, що видобувають вугілля, руду та інші корисні копалини.

Вивчення робочих проектів по проектуванню гірничих виробок, ознайомлення з технічним забезпеченням, його особливостями та параметрами, дали змогу дійти наступних висновків:

– збереження природної монолітності каменю в процесі відокремлення монолітів від масиву на основі обмеження напруг, які руйнують породу, і отримання розколу тільки в потрібному напрямку є обов'язковою умовою підвищення якості блоків і зменшення втрат блочної сировини при видобуванні. Будь-яке зайве подрібнення граніту або зниження його міцнісних характеристик не ліквідується наступною його обробкою і призводить до підвищення втрат при переробці блоків на продукцію;

– вихід блоків з корисної копалини, що видобувається, а також втрати каменю при видобуванні залежать від розташування фронту гірничих робіт і вибору способу підготовки граніту до виймання;

– породні блоки, які видобуваються, мають значні розміри і вагу та визначають необхідність у потужних навантажувально-транспортних засобах, що слугують в якості основного кар'єрного технологічного обладнання, від наявності якого залежать розміри блоків, і відповідно втрати каменю при видобуванні обумовлені додатковим його розколюванням;

– для забезпечення видобування блоків з урахуванням потрібних, у деяких випадках, їх розмірів та необхідних декоративних характеристик каменю необхідно мати значний підготовлений резервний фронт гірничих робіт.

Отже, можна зробити висновок, щоб забезпечити найкращий вихід блоків, потрібно врахувати цей ряд технологічних аспектів. Але, крім цього є і природні аспекти, які визначають вихід блоків при видобуванні, і їх неможливо усунути. Наведемо класифікацію чинників, що впливають на вихід блоків (рис. 1.8).

Виконані дослідження та отримані висновки з вивчення технологічних особливостей видобування блоків декоративного каменю, розроблена класифікація чинників блочності і втрат каменю при видобуванні слугують передумовою для розробки рекомендацій щодо збільшення блочності і зниження втрат каменю при його видобуванні. Вони необхідні також для обґрунтування технологічної класифікації втрат, яка спрямована на підвищення ефективності керування втратами на кар'єрах з видобування блочних каменів і поліпшення нормування, визначення і обліку цих втрат.

Для визначення виходу блоків [237], потрібно знати і вимоги до блоків. Особливу увагу приділяють брусковому необробленому блоку. Згідно з ДСТУ Б EN 1467, блок необроблений брусковий – це необроблений блок, форма якого приблизно відповідає правильному паралелепіпеду.

Усі шість сторін необробленого блока повинні бути приблизно плоскими, розташованими одна до одної під прямим кутом або паралельно і мати форму паралелепіпеда. В окремих місцях дозволяються відхилення

Процеси видобутку природного каменю розглянуті в роботах академіків В.В. Ржевського [16, 17], К.М. Трубецького [18]. В останні роки питання видобутку природного каменю широко висвітлюються в спеціальних виданнях. В останні роки видано багато кваліфікованих наукових та виробничих статей, спеціальної професійної літератури [19–34], каталогів машин та інструменту для видобутку і обробки природного каменю [35–41]. Питання видобутку і обробки природного каменю розглянуті в працях [42–53].

Л.В. Роговский і Г.М. Фейнберг [102] в 1957 р. вперше описали видобуток природного каменю в СРСР. В їх роботі були описані в скороченому вигляді буроклиновий, буропідривний способи видобутку блочного каменю.

Роботи М.Т. Бакка [54–60] і Ю.Г. Карасьова [61–64] розглядають питання раціонального використання родовищ декоративного каменю на основі дослідження структури втрат при використанні різних технологічних комплексів подальший розвиток цього напрямку відображений у роботах Р.В. Соболевського [56–62], де дане питання було розглянуто на основі структурного аналізу покладів декоративного каменю.

Дослідження уральського вченого Г.Д. Першина присвячені підвищенню ефективності роботи стінорізної машини з алмазоканатним ріжучим органом [72–77], застосування НРС на видобутку каменю [78–81] та інших питань.

Основні роботи А.І. Косолапова, присвячені технології розробки нагорних родовищ природного каменю [82]. В останніх роботах досліджено залежності від різних чинників і прогнозування коефіцієнта виходу блочного каменю з масиву гірських порід [83–85], вибір способу відпрацювання родовища природного

каменю [86] і обґрунтування виробничої потужності кар'єру з видобутку блоків [87].



**Рис. 1.8. Класифікація чинників, що впливають на вихід блоків**

Питання видобутку природного каменю розглянуті в фундаментальній праці А.С. Чиркова [88].

Великий внесок вніс О.Б. Синельников, що випустив роботи з видобутку природного каменю в Італії та Фінляндії [89, 90] і в Росії [91, 92].

Певний інтерес представляють так само роботи Ю.А. Лебедєва, А.К. Горигова, А.Б. Макарова про застосування гідросплітерів на видобутку гранітних блоків [93]. Теоретичні питання руйнування твердих тіл та гірських порід ударом і вибухом розглянуті в роботах К.К. Ткачука, Г.Л. Берсенєва [94], Р. Густафссона [95], Е.О. Мінделі [96] . М.П. Мохначева, В.В. Присташа [97], А.Н. Ставрогіна і А.Г. Протосені [98], Ю.А. Березуєва, Б.Н. Кутузова та ін. [99], фінських вчених П. Хейккі та ін. [100–103].

Питання застосування бульдозерно-розпушувальних агрегатів кар'єрних навантажувачів на підготовці до виїмки вивітрілих гірських порід розглянуті в роботах К.М. Трубецького, Ю.В. Панкевича, О.Р. Леонова [104, 105], В.С. Хохрякова і Г.В. Бичкова [106].

У роботах зарубіжних авторів К. Капуццо [107] вивчено досвід розробки родовищ природного каменю в Апуанських Альпах, на кар'єрах Трієста. Устаткування для підготовки каменю до виймання різанням каменерізними машинами, терморізання і виколюванням приведено в каталозі фірми Pellegrini SRL [108].

В роботах А. Туранбоя і Е. Улкера [109] розглянуто геометричну конструкцію оптимального різання в кам'яних кар'єрах. Супутнім видобутком корисних копалин займалися такі вчені як: Р. Салацнські, Д. Катарзін [110], С.О. Жуков [111–114].

Таким чином, виконані дослідження показали, що при вибуху зарядів ВР в гірських породах генерується техногенна насиченість. Виникнення мікро- і макротріщин в гірських породах при дії вибухових хвиль призводить до зміни їх механічних властивостей. Величина техногенної порушеності залежить від маси зарядів ВР, розміщення його в вибухонебезпечному блоці, механічних властивостей гірських порід, методів керування вибухом.

Однак не встановлена величина зниження міцнісних характеристик гірських порід залежно від параметрів БВР масових вибухів у кар'єрах. Крім того, дослідження порушень гірських порід, виникнення і розвитку в них мікро- та макротріщин і зниження їх міцнісних характеристик при веденні вибухових робіт, а також дослідження з розробки ефективних способів, що зменшують вплив вибуху на гірські породи, проводилися для цілей, які відмінні від цілі, яка поставлена в даній роботі. Тому в зазначених роботах були отримані закономірності, які неможливо було використати для вирішення поставлених завдань.

Тому необхідно провести дослідження з метою встановлення закономірностей розвитку мікро- та макротріщин та зниження, внаслідок цього, міцнісних характеристик граніту при впливі на нього вибухових хвиль малої амплітуди, а також розробити ефективний спосіб, що знижує дію вибуху на гірську породу і забезпечує супутній попутний видобуток кондиційних окремоостей, які придатні для виробництва облицювальних матеріалів. Необхідно зазначити, що для кількісної оцінки появи мікро- та макротріщин і зміни міцнісних властивостей гірських порід при виробництві масових вибухів необхідно враховувати, що на кар'єрах кількість масових вибухів може досягати декількох сотень на рік. Здійснюються вони за різними схемами короткоуповільнених вибухів, з різним числом ступенів уповільнення. Це робить необхідним вивчення питання збереження міцнісних характеристик гірських порід при багаторазових динамічних навантаженнях.

На основі розглянутого вище огляду літератури, можливо зробити кілька висновків. По-перше, в більшості випадків у роботах розглядаються локальні проблеми місцевого значення, вирішенні вузькі технічні або технологічні проблеми. По-друге, в багатьох випадках копіюється застарілий, який вже не застосовується на практиці зарубіжний досвід. Особливо помітно це у вітчизняному машинобудуванні для видобутку та обробки каменю. Багато знову розробляються конструкції вітчизняних машин, які поступаються зарубіжним аналогам за технічними характеристиками, дизайном, енергетичними показниками при підвищеній металоемності.

Напрями досліджень визначаються метою роботи, ідеєю та основними науковими положеннями, що виносяться на захист. У роботі детально досліджено сучасний стан видобутку блоків на родовищах природного каменю, на основі якого визначено перспективні технологічні схеми підготовки каменю до виймання.

В роботі вивчено стан діючих підприємств з видобутку природного каменю, виявлено ефективність застосовуються технологічних схем видобутку блоків.

Ряд досліджень був спрямований на подальше вивчення дії вибуху на масив з метою виявлення можливості застосування вибухових робіт на підготовці до виїмки вивітрених розкривних порід і в технології видобутку блочного каменю в умовах, коли поблизу від родовища знаходяться об'єкти, чутливі до сейсмічної дії вибуху.

## **Висновки до розділу 1**

1. Висока конкуренція на сучасному світовому ринку природного каменю диктує необхідність зниження собівартості видобутих блоків з природного каменю, що можливе лише за рахунок скорочення витрат на видобування. Такого скорочення можна досягти, насамперед, за рахунок впровадження на кар'єрах сучасних і ефективних технологій каменевидобування з використанням високотехнологічного і продуктивного устаткування та на основі всебічного вивчення структурних та декоративних особливостей масиву природного каменю.

2. Проблема об'єктивної оцінки якості товару, необхідності його градації виникає всякий раз у взаємостосунках споживача і товаровиробника (або продавця). Досить гостро вона проявляється в умовах ринкової конкуренції. Тому створення методів кількісної оцінки якості продукції, яка часто характеризується великою кількістю і різноманітністю споживацьких властивостей, досить важливе.

3. Якість видобутої корисної копалини формують такі чинники, як: природні, технологічні, економічні.

4. Встановлено, що найбільш прогресивною технологією розробки корисних покладів родовищ міцних гірських порід є селективна розробка. Досвіду супутного вилучення природних блоків на стадії видобутку щебеневої сировини з використанням механічного способу розробки масиву порід немає.

5. Дослідження показали, що при вибуху зарядів ВР в гірських породах генерується техногенна насиченість. Виникнення мікро- і макротріщин в гірських породах при дії вибухових хвиль призводить до зміни їх механічних властивостей. Величина техногенної порушеності залежить від маси зарядів ВР, розміщення його в вибухонебезпечному блоці, механічних властивостей гірських порід, методів керування вибухом.



## **РОЗДІЛ 2. СТРУКТУРНІ ОСОБЛИВОСТІ МАСИВІВ КРИСТАЛІЧНИХ ПОРІД ТА НАТУРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗНИЖЕННЯ МІЦНОСТІ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ**

### **2.1. Принципи формування технологічних комплексів та класифікація систем розробки блочних ділянок природного каменю в умовах щелепних кар'єрів**

Основні положення щодо формування комплексів обладнання для відкритих гірських робіт викладені в працях академіка В.В. Ржевського [115], П.І. Томакова [116, 117] та інших вчених; для кар'єрів природного каменю – М.Т. Бакка [118, 119].

Загальні положення з формування структур комплексів обладнання застосовуються і для кар'єрів природного облицювального каменю високої міцності з урахуванням особливостей їх розробки. Тому основні вимоги, що пред'являються до комплексів обладнання кар'єрів природного облицювального каменю високої міцності, полягають в наступному.

У комплекс обладнання мають входити машини і механізми, технологічні характеристики яких відповідають гірничо-технологічним характеристикам порід – тріщинуватості масиву, властивостям міцності і декоративним якостям, що визначають область застосування каменю.

У межах товщі корисної копалини відбувається зміна якісних показників структури масиву, тому формування комплексів обладнання має проводитися по групам масивів, що розрізняються ступенем їх тріщинуватості. Зі зміною кліматичних умов змінюється продуктивність обладнання, що може призвести до зміни складу і структури комплексу.

Машини та механізми комплексів обладнання мають бути взаємопов'язані за своєю продуктивністю, кількістю і геометричними параметрами, забезпечувати можливість суміщення основних і допоміжних процесів.

Забезпечення заданого вантажопотоку має проводитися меншою кількістю механізмів і машин, що підвищує надійність і економічність роботи комплексу. Для забезпечення нормального функціонування комплексу необхідний певний резерв з продуктивності. Це пов'язано з тим, що для забезпечення виробничої потужності кар'єру потрібно, як правило, велика кількість вибоїв. Це викликає збільшення обсягу гірничопідготовчих робіт, переміщення і перестановки обладнання, зниження його експлуатаційної продуктивності.

Робота з продукцією, що має велику поодинокую вагу і об'єми, не дозволяє використовувати в нині на видобувних роботах машини і механізми безперервної дії, що сприяє зниженню продуктивності вантажно-розвантажувального і транспортного обладнання, призводить до збільшення його кількості.

Порядок розвитку фронту гірничих робіт, елементи системи розробки визначаються показниками структури масиву, петрографічними характеристиками порід і технологічними характеристиками переробного обладнання. Тому параметри комплексів обладнання мають відповідати прийнятій системі розробки і розкриття робочих горизонтів, потужності кар'єра, засобам механізації при переробці корисних копалин.

Провідними машинами в технологічних процесах гірських робіт кар'єрів каменю є, як правило, машини і механізми:

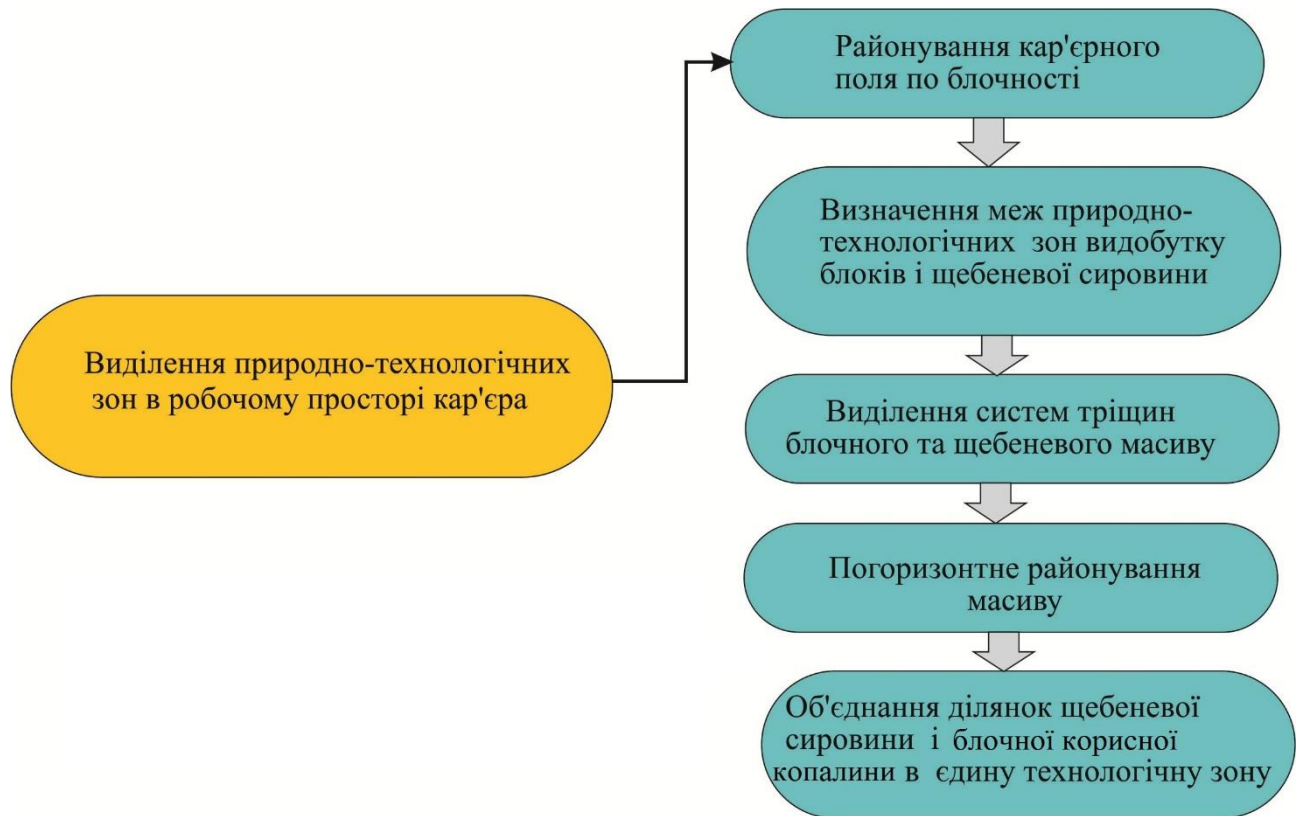
- на видобутку блоків каменю – ланки підготовки блоків до виймання з масиву;
- на розробці пухкого та скельного розкриву, було-щебеневої сировини – виймально-навантажувальні машини і транспортні засоби.

Комплекси устаткування мають задовольняти вимоги безпеки, забезпечувати повноту і економічність виїмки корисних копалин.

Для правильного підбору комплексів устаткування в дисертаційній роботі автором виділено природно-технологічні зони в робочому просторі кар'єра (рис. 2.1).

Єдність техніки і технології необхідно розглядати згідно з визначенням академіка В.В. Ржевського як «технологічний комплекс розкривних і

видобувних робіт – сукупність комплексів обладнання та технологічних рішень (в першу чергу, по системам розробки і розкритті їх параметрів), спільно забезпечуючи безпечне, високопродуктивне і економічне виконання гірничих робіт у планових обсягах».



**Рис. 2.1. Схема виділення природно-технологічних зон в робочому просторі кар'єра**

Визначення моделі розвитку кар'єра (напрямки переміщення фронту гірничих робіт, заходки, тип вибою) залежить багато в чому від визначення параметрів елементів системи розробки в природно-технологічних зонах.

Комплексна механізація видобувних робіт в кар'єрі має забезпечувати повноту виймання природних блоків і каменю з мінімальними енерговитратами за рахунок використання структурних і міцністних властивостей порід.

Параметри елементів системи розробки (висота уступу, ширина заходки, довжина фронту гірничих робіт, ширина робочого майданчика, обсяг гірської маси і відстань її транспортування) мають відповідати конструктивним

параметрам і потужності обладнання комплексної механізації селективної розробки корисної товщі порід [189].

Якщо система розробки родовища встановлює обсяги та режим виконання гірничих робіт, то структура комплексної механізації гірничих робіт визначає потужність і розміщення обладнання, що забезпечує виробництво гірничих робіт в установленому порядку та обсязі.

Запропонована в дисертаційній роботі технологія селективної розробки корисної товщі гранітних родовищ при комплексному використанні сировини, в разі її впровадження, вносить істотні зміни в існуючі на гранітних кар'єрах структури комплексної механізації видобувних робіт.

Перехід на нову технологію супроводжується експлуатаційними та капітальними витратами, які необхідні для організації нової робочої зони кар'єру і придбання нового обладнання. Ряд кар'єрів мають фронтальні навантажувачі та бутобої, що застосовуються в технологічних процесах в якості допоміжного обладнання.

З метою мінімізації експлуатаційних витрат в перехідний період потрібно збалансувати обсяги гірських робіт на гранітних кар'єрах так, щоб рівень річного видобутку гірничої маси і випуск з неї товарного щебню не був знижений навіть з урахуванням початку виробництва блочної продукції.

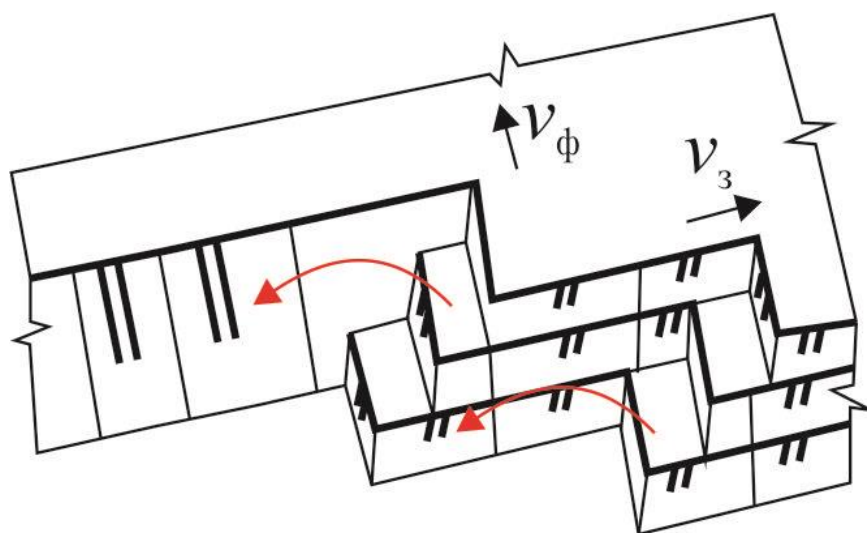
До технологічних параметрів, що впливають на вибір структури комплексної механізації селективної розробки масиву гранітних порід в перехідний період від старої технології до нової, належать: напрямок простягання фронту гірничих робіт щодо напрямку простягання системних тріщин гранітного масиву; висота і протяжність видобувного уступу, ширина заходки і робочого майданчика; питомі енерговитрати на видобувні роботи.

Автором запропонована класифікація системи розробки блочних ділянок природного каменю в щебених кар'єрах, яку показано на рис. 2.2.



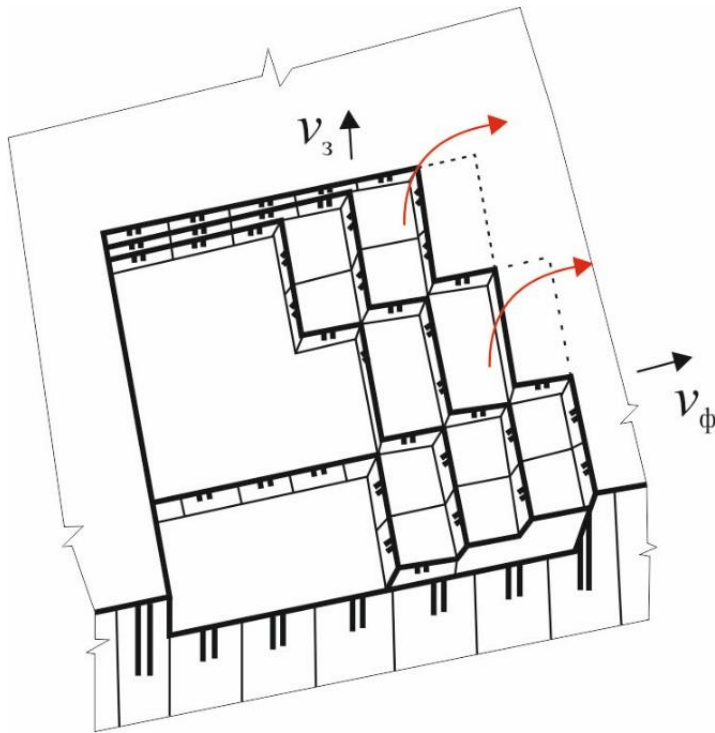
**Рис. 2.2. Класифікація системи розробки блочних ділянок природного каменю в щебневих кар'єрах**

Відпрацювання блоків природного каменю з підшви уступу (рис. 2.3) доцільно в разі невеликої висоти уступу, незначних об'ємах запасів блочної сировини або коли ділянки мають локальний характер і розкидані по всьому кар'єру.



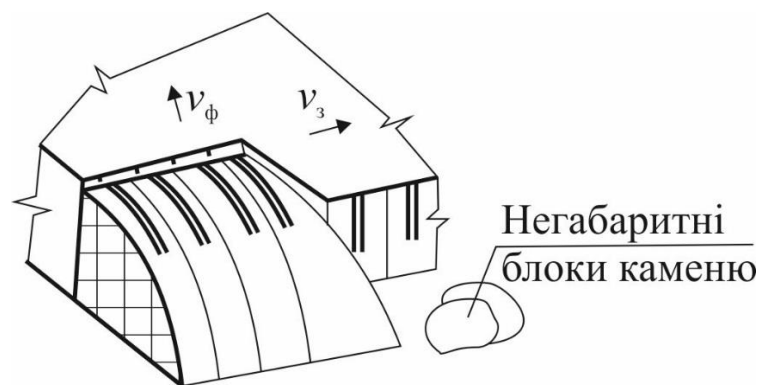
**Рис. 2.3. Схема відпрацювання блоків природного каменю з підшви уступу**

Відпрацювання блоків з поглибленням уступу (рис. 2.4) використовується при великих об'ємах запасів блочної сировини, що вимагає достатню протяжність ділянки в плані для забезпечення нормальної роботи видобувних комплексів.



**Рис. 2.4. Схема відпрацювання блоків з поглибленням уступу**

Видобування блоків в розвалі зірваної гірської породи (рис. 2.5) здійснюється рідко, через те, що негабаритні шматки мають техногенні тріщини в наслідок масового вибуху.



**Рис. 2.5. Схема видобування блоків в розвалі зірваної гірської породи**

Найкращий варіант є відпрацювання блочних ділянок окремим кар'єром, який має окремий доступ до денної поверхні, що дозволить створити запобіжні цілики від сейсмічного навантаження на породні окремі блочної ділянки.

## **2.2. Розробка узагальненої методики геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища**

Головна особливість родовищ блочного каменю – жорстка прив'язка параметрів системи розробки (висоти уступів, довжини і орієнтації фронту робіт, ширини заходки й ін.) до параметрів та розташування природних тріщин в масиві та напряму найкращого відокремлення каменю. Тому однією з поширених задач, що застосовують при проведенні тектонічних, маркшейдерських, інженерних та геологічних досліджень родовищ природного каменю, є аналіз тріщинуватості породних масивів.

Крім того, існуючі методики оцінки тріщинуватості і блочності масиву переважно призначені для визначення раціональності розробки родовища в цілому, чи для відробки менш тріщинуватих ділянок. Нині на сучасних кар'єрах блочного каменю переважає нова, більш продуктивна високоуступна технологія за двостадійною схемою видобування блочного каменю з використанням алмазних канатних машин, яка набагато більше залежить від природної тріщинуватості. Тому задача збільшення виходу товарних блоків за рахунок оптимізації напряму розвитку фронту гірничих робіт є досить актуальною.

Тріщинуватість [224] масиву має вирішальне значення для видобування блоків з масиву і формування видобувних технологічних комплексів. Показники тріщинуватості масивів є первісними відносно блочності та визначають її. Класичне дослідження тріщинуватості для гранітних масивів – морфологічну класифікацію первинних тріщин інтрузій – виконав Г. Клоос. Подальшим вивченням тріщинуватості і блочності масивів родовищ облицювального каменю займалися: Карасьов Ю.Г., [119], Б. П. Беліков [120], О. І. Косолапов [121] і багато інших вчених. Роботи даних вчених слугують основою для подальших досліджень удосконалення технології видобування

природного каменю. Даними дослідженнями доведено, що інтенсивність тріщин змінюється як по площі, так і по глибині покладу.

Нині проектування технології видобувних робіт на родовищах природного каменю здійснюють за середнім показником тріщинуватості та блочності. Достовірна інформація про тріщинуватість і блочність родовища дозволяє визначати вміст і вихід блокі в камені, раціональні напрями розташування і переміщення фронту гірничих робіт кар'єру, визначати комплекси обладнання для видобування і переробки декоративного каменю.

Отже, вивчення тріщинуватості та, відповідно, складання на її основі різноманітних маркшейдерських та геологічних планів і карт представляє не лише теоретичний інтерес, але й має важливе практичне значення при вирішенні багатьох геологічних та гірничо-технологічних задач, які безпосередньо пов'язані з експлуатацією родовища блочного каменю.

З точки зору ГІС-аналізу дана задача представляє собою вивчення закономірностей розподілу лінійних об'єктів (тріщин, розривів) на площі родовища рис. 2.6. Створення відповідного розширення, що включає ряд скриптів з простими алгоритмами, дозволяє істотно спростити, прискорити та автоматизувати процедуру аналізу.

Для аналізу лінійних елементів здійснено:

- аналіз орієнтації лінійних елементів;
- визначено питому густину тріщинуватості;
- визначено кількість лінійних елементів та їх точки перетину;
- здійснено групування об'єктів та створення відповідних баз даних.

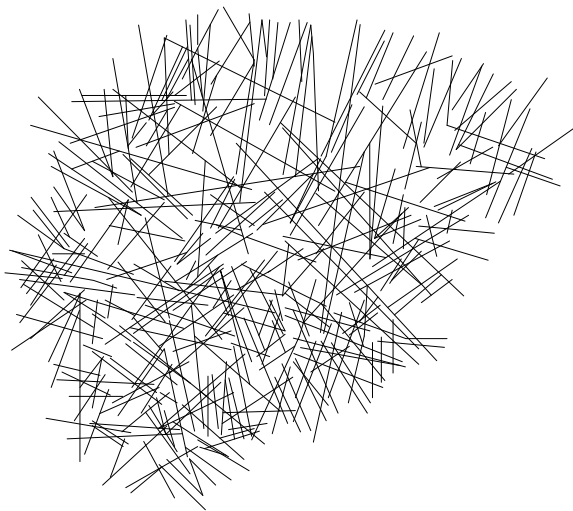
Як один з елементів аналізу може бути використаний такий параметр, як щільність (густина) тріщинуватості. В даному випадку, залежно від мети аналізу, можна використовувати кількість або суму довжин лінійних елементів. Легенда у вигляді «колірної шкали» для результуючої точкової теми по атрибуту щільності дозволяє представити отримані закономірності. Для побудови ізоліній або створення ґрида можуть бути використані функції програми Surfer.



В основі поділу масиву за тріщинуватістю лежить класифікація, запропонована М.Т. Бакка, згідно з якою при питомій тріщинуватості в діапазонах до 0,25, 0,26–0,50 і понад 0,50 м/м<sup>2</sup> вихід блоків відповідно складає більше 45, 45–25 і менше 25 %.

З урахуванням виконаних досліджень поділ кар'єрного поля на структурно–технологічні зони необхідно здійснювати в такій послідовності:

1. У межах контуру підрахунку запасів родовища облицювального каменю визначають межі кар'єрного поля, враховуючи геологічні особливості покладу та критерії економічної доцільності виходу блоків, зниження якого робить недоцільною подальшу розробку родовища.



*Без структурних елементів*

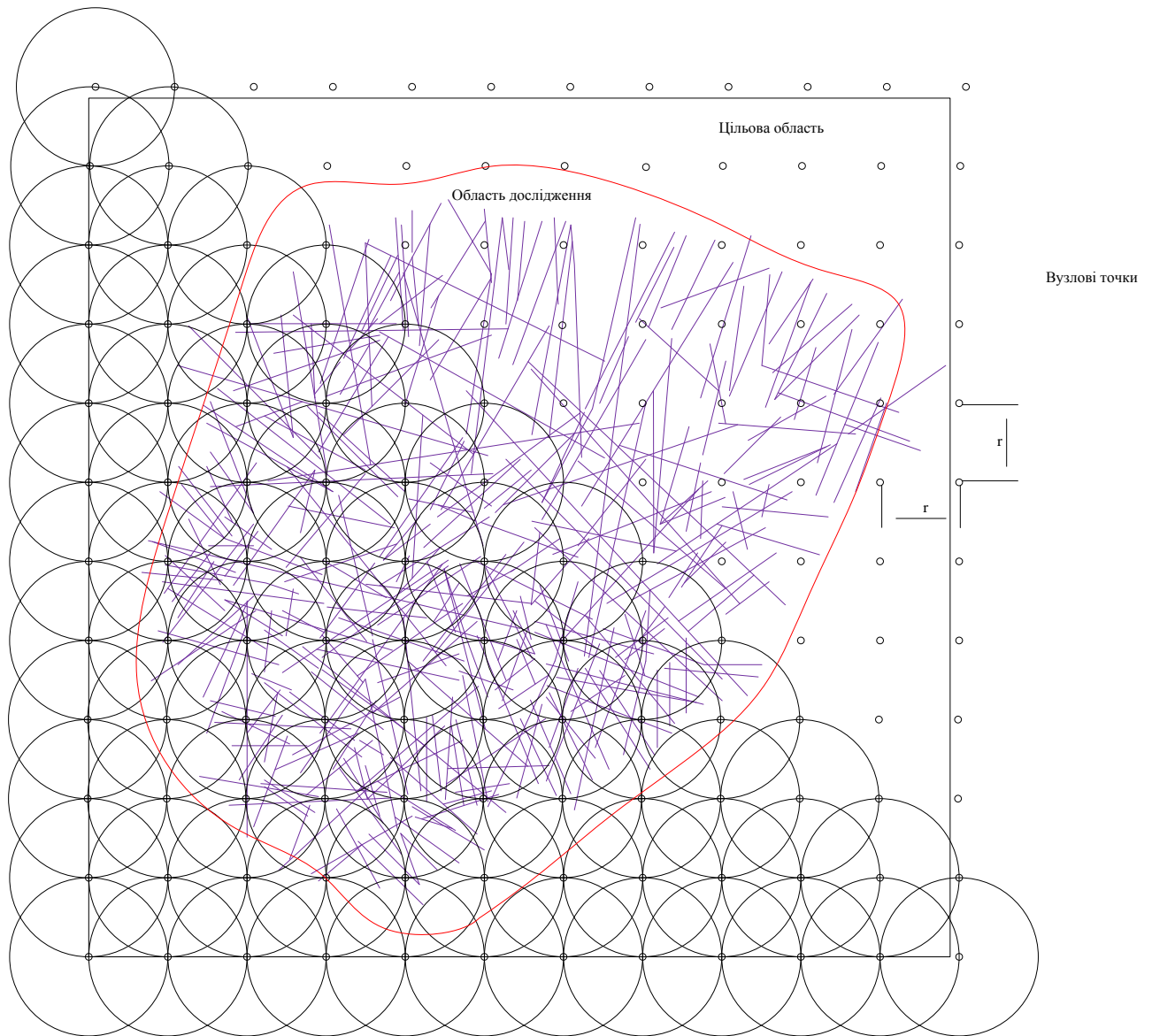


*Зі структурними елементами*

**Рис. 2.6. Кар'єрне поле Лезниківського родовища**

2. У межах контуру кар'єрного поля визначаються структурні елементи (азимут простягання та кути падіння тріщин масиву, шаруватість, тектонічні зони та зони підвищеної тріщинуватості). Інформацію збирають на укосах робочих і неробочих уступів, у вибоях гірничих виробок або свердловинах колонкового буріння. Одержану інформацію вводять в ГІС та аналізують. Потім

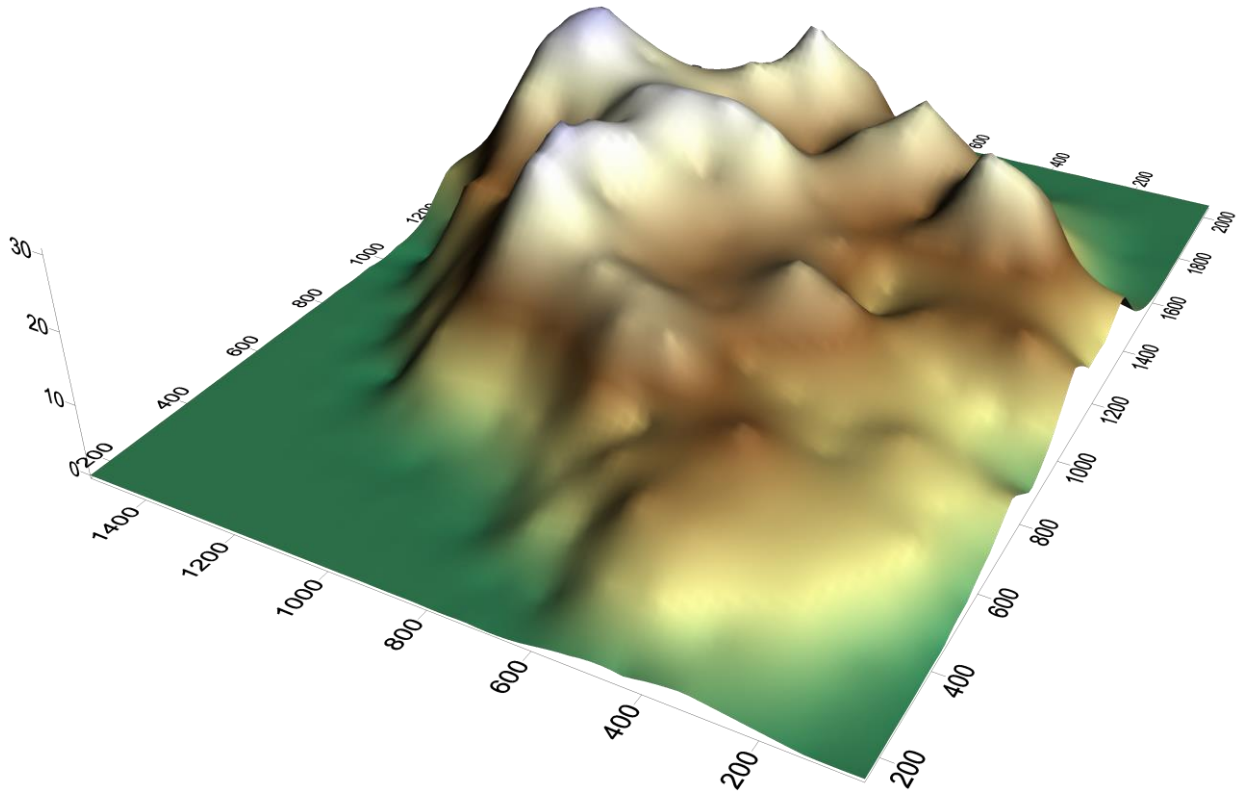
виділяють структурно-однорідні ділянки за значенням параметру площинної тріщинуватості рис. 2.7.



**Рис. 2.7. Здійснення аналізу тріщинуватості**

У кожній такій ділянці тріщини розділяють на системи та аналізують їх основні параметри (кутові величини і відстані між тріщинами). На основі цих даних можливо побудувати тривимірну модель питомої тріщинуватості (рис. 2.8). Також на даному етапі відбирають проби для аналізу з використанням сучасних інформаційно-комп'ютерних технологій обробки відеоінформації. При

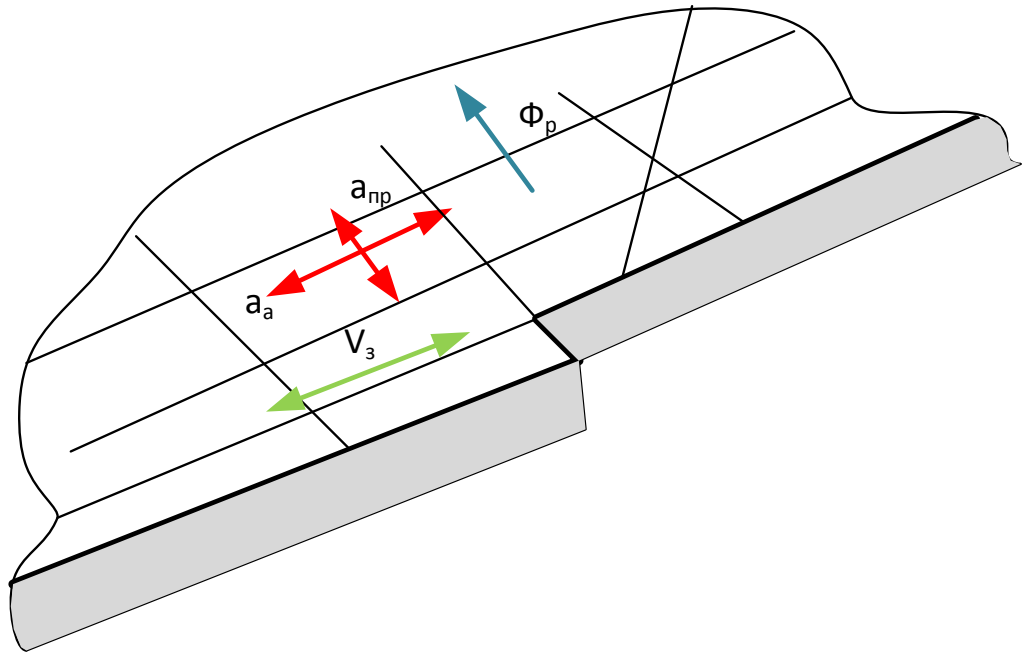
цьому визначають: характеристики кольору, текстури, структури, наявність різноманітних включень та різноманітні візуальні ефекти.



**Рис. 2.8. Тривимірна модель питомої тріщинуватості**

3. Зміну відстані між горизонтальними тріщинами по глибині і площі покладу корисної копалини зображають у вигляді графіків, ізоліній або аналітичних залежностей. Висоту уступу або підступу вибирають рівною або кратною відстані між горизонтальними тріщинами. Параметри, що характеризують декоративність (характеристики кольору, текстури, структури, наявність різноманітних включень та різноманітні візуальні ефекти), зображають у вигляді баз даних або різноманітних моделей.

4. Для кожної ділянки за допомогою інформаційно-комп'ютерних технологій визначають напрям анізотропії (рис. 2.9).



**Рис. 2.9. Варіанти напрямків орієнтації видобувних вибоїв на родовищі природного каменю залежно від напрямку анізотропії та розміщення мережі тріщин:**

*$a_a$  – напрямок анізотропності масиву;*

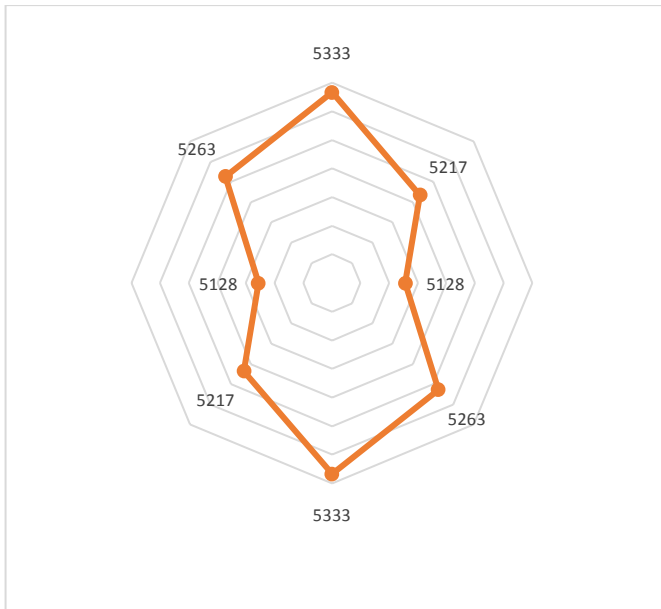
*$a_{np}$  – напрямок, перпендикулярний анізотропності масиву;*

*$\Phi_p$  – напрямок фронту робіт, що пропонується;*

*$v_{zx}$  – напрям заходки*

На практиці можливо отримати анізотропність гірських порід неруйнівним методом – реєстрацією поширення ультразвукових хвиль в породі (рис. 2.10).

5. За даними етапу 2 на орієнтовану картограму переносять параметри основних систем вертикальних тріщин. Зображають як верхню, так і нижню межу тріщини та визначають втрати каменю через неперпендикулярність тріщин. При застосуванні ГІС даний аналіз можна здійснювати безпосередньо на електронному плані при створенні нового “виду”. Фронт робіт орієнтують паралельно або ортогонально найрозвиненішій системі тріщин, оскільки при цьому можна одержати максимальний вихід блоків. В одержану сітку тріщин вписуються (накладаються) прямокутники з максимально можливою площею, що являє собою основу монолітів (блоків).



**Рис. 2.10. Результати визначення анізотропності Лезниківського граніту ультразвуковим приладом**

6. За виділеними структурно-однорідними ділянками визначають вихід блоків. Об'єми блоків обчислюють як добуток площі кожного вписаного прямокутника на величину, що чисельно рівна відстані між горизонтальними тріщинами ділянки. Сума площ блоків окремих груп на картограмі відповідає відсотку виходу цих груп блоків з масиву даної ділянки.

Аналогічно здійснюють визначення виходу кондиційних блоків по всіх ділянках. Розподіл об'ємів кондиційних блоків по групах для окремого горизонту здійснюють шляхом визначення середнього значення вмісту блоків по ділянках до довжини даного горизонту.

7. Здійснюють об'єднання структурно-однорідних ділянок у зони по значенню виходу прямокутних блоків. Для цього складаються погоризонтні плани тріщинуватості та блочності в ізолініях. Оконтурювання однорідних за тріщинуватістю і блочністю зон здійснюють прийнятими в геологічній та гірничо-геометричній практиці методами з використанням інтерполяції і екстраполяції. Нанесення показників блочності на розрізи і плани родовища здійснюється за допомогою масштабного зображення обчислених значень. Значення блочності, віднесені до однієї групи, з'єднують лініями, що оконтурюють зони даної групи, і позначають відповідними умовними знаками.

Для успішного вирішення поставлених завдань необхідно поглиблено вивчати тріщинну тектоніку, з урахуванням не лише параметрів тріщин, але й їх генетичної природи, кількісних та якісних співвідношень.

Подальший аналіз необхідно здійснювати з використанням кругових діаграм тріщинуватості (рис. 2.11).

Згідно з діаграмами тріщинуватості, виконаних для Сліпчицького родовища, розподіл тріщинуватості на окремих ділянках носить досить складний характер. У більшості випадків існують закономірності між тріщинуватістю та системами тектонічних порушень. Тобто переважаючий напрямок тріщинуватості збігається з напрямками систем тектонічних порушень, які були активними в різний час протягом геологічної історії Українського щита і, ймовірно, пов'язані з ними. За даними К.Ф. Тяпкіна та В.М. Гонтаренка виділяються шість таких систем. У порядку послідовності ці дослідники розташовують їх таким чином: 1)  $35^\circ$  і  $305^\circ$ ; 2)  $45^\circ$  і  $315^\circ$ ; 3)  $62^\circ$  і  $332^\circ$ ; 4)  $77^\circ$  і  $347^\circ$ ; 5)  $0^\circ$  і  $270^\circ$ ; 6)  $17^\circ$  і  $287^\circ$ .

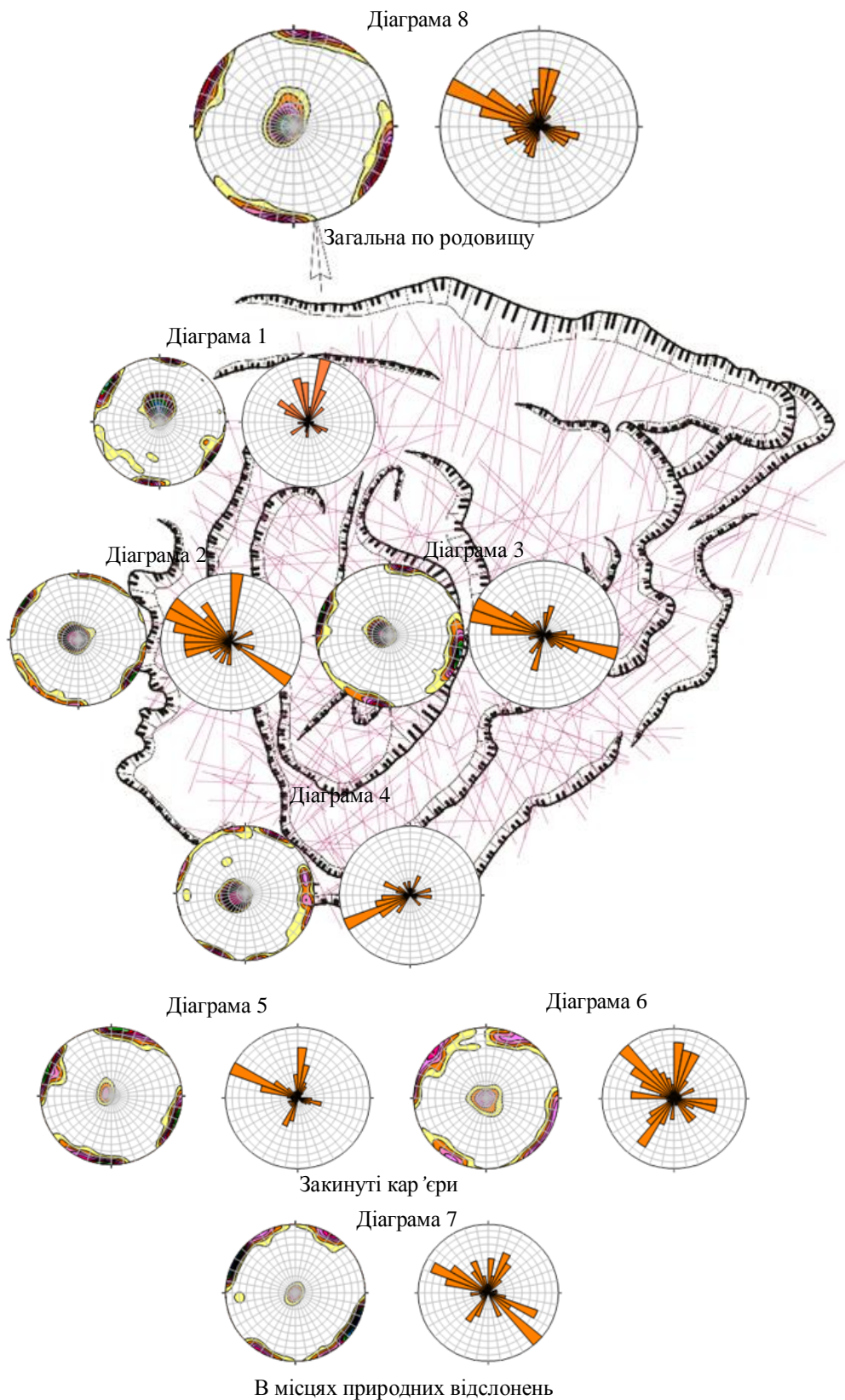
Так, на діаграмах 1, 2 переважають тріщини напрямків, близьких до систем 1, 5, 6. На діаграмі також більше виражена складова  $0^\circ$  для системи 5, для системи 6 –  $287^\circ$ , а для системи 1 (найбільш древньої) –  $305^\circ$ . На діаграмі 3 переважає напрямок приблизно в  $240^\circ$ , що є близьким до напрямку складової системи 3. Однак, можливо, ця ділянка зазнавала впливу вируючих розломів, які відгалужувалися від цієї системи.

З цією системою розломів пов'язані деякі тіла рудних і нерудних габро в регіоні. Ця діаграма випадає із загальної закономірності. Можливо, тут мали місце також тріщини техногенного походження. Той же приблизно напрям спостерігається і на діаграмі 6 ( $220^\circ$ ), на якій проявився і напрям, близький до напрямку системи розломів 6. На діаграмах 4 і 5 переважають тріщини, також пов'язані з системою 6.

Кутові співвідношення між полюсами різних систем тріщин становлять  $80^\circ$ – $88^\circ$ . Даний факт говорить про можливість одержання блоків майже правильної геометричної форми. У той же час, необхідно звернути увагу на факт значного,



до  $55-60^\circ$ , «розкиду» азимутального положення тріщин, що у значній мірі знижує відсоток виходу блоків з гірничої маси (рис. 2.11).



**Рис. 2.11. Діаграми тріщинуватості Лезниківського родовища та рози тріщинуватості**

Задачу збільшення виходу товарних блоків за рахунок оптимізації напряму розвитку фронту гірничих робіт пропонується вирішувати у такій послідовності:

1. створення цифрової тривимірної моделі родовища;
2. поділ кар'єру на технологічні зони;
3. внесення в цифрову модель родовища тріщин;
4. пошуку оптимального напряму ведення гірничих робіт.

Для аналізу було обрано Бистріївське родовище габроїдних порід. Для створення цифрової тривимірної моделі був використаний план гірничих виробок кар'єру, оцифрований за допомогою планшетного сканера.

Створення тривимірної моделі виконувалося у програмі 3ds Max 8.0, після чого вона була експортована у формат DXF зі збереженням усіх параметрів та масштабу. Для її створення використовувалися координати характерних точок, взяті з генерального плану кар'єру, та координати розвідувальних свердловин, отриманих з каталогу координат родовища. Далі були побудовані проміжні контури виробок. 3D модель кар'єру дає важливу наглядно-аналітичну інформацію про стан кар'єрного поля і на відміну від плану гірничих робіт дає просторову картину усіх контурів родовища. Після створення каркасу родовища були присвоєні характеристики частинам родовища та накладені текстури по заданому контуру, що значно полегшило візуальне сприйняття цифрової інформації.

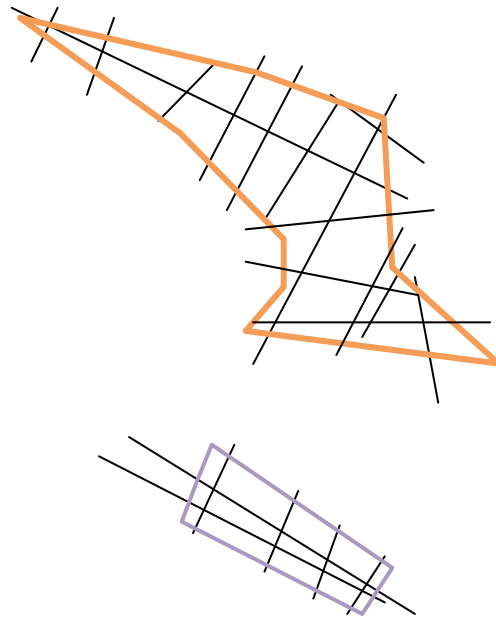
Визначення найкращого напряму ведення гірничих робіт потрібно виконувати для кожної технологічної зони, оскільки основні параметри родовища, в т.ч. і тріщинуватість, змінюються в просторі покладу. Для Бистріївського кар'єру було виділено 2-і технологічні зони, що характеризуються уступами порівняно правильної форми.

Потім задається тріщинуватість масиву у плані для досліджувальних контурів. На вибраних ділянках були візуально визначені тріщини та розломи, що впливають на блочність каменю, та їх направленість. Тріщини вносяться до цифрової моделі кар'єру окремими полілініями. Оскільки координати тріщин були невідомі, їх визначили вимірюванням відстаней рулеткою від характерних



точок з відомими координатами, азимути простягання визначалися за допомогою компасу.

В результаті проведених вимірювань була отримана модель тріщинуватості, зображена на рис. 2.12.



**Рис. 2.12. Модель тріщинуватості для досліджуваних ділянок родовища**

На цьому етапі робота з підготовки цифрової інформації для гірничо-геометричного аналізу GEOL\_DH була закінчена.

Гірничо-геометричний аналіз отриманих даних (рис. 2.13) з метою пошуку оптимального напрямку ведення гірничих робіт відносно існуючої системи тріщин та обчислення основних параметрів видобувного контуру кар'єру буде виконуватися за допомогою програми *GEOL\_DH* версії 7.936. Програма *GEOL\_DH*, а саме, її модуль *GEOL\_QUA* дозволяє виконувати нарізку блоків для видобування каменю в контурі з можливістю редагування розмірів стовпців або рядів блоків, видалення блоків, редагування класу блоків, підрахунок запасів каменю за класами якості блоків. Дані програми мають російський інтерфейс.



**Рис. 2.13. Закономірності розподілення основних систем тріщин на блочній ділянці Лезниківського кар'єра**

***Рекомендований порядок роботи:***

1. У районі експлуатаційного контуру задаються всі розривні порушення (тріщини, розломи), які можуть бути визначені на основі даних елементів залягання (програма GEOL\_DIP), даних буріння тощо. Як розривні порушення припустимо використовувати об'єкти Acad: лінії, сплайни, регіони, полілінії (у тому числі поверхні MESH). Поверхні зручно формувати програмою 3D\_BODY, що крім створення поверхонь креслить і проміжні контури між заданими полілініями. Як правило, об'єкти розривних порушень повинні бути накреслені на верхній і нижній площинах експлуатаційного блоку.

2. Встановлюється потрібна система координат, викреслюється контур масиву блоків на верхньому горизонті (враховуючи основні напрями розривних порушень), елементарні блоки наслідують висотну відмітку контуру, висота блоку відраховується завжди вниз.

3. За параметрами ітеративного пошуку опцією *Cut* (режим 1) визначається оптимальний розмір блока та оптимальний кут повороту вихідного контуру. За оптимальними розмірами блоку відмалювати масив блоків каменю.

4. Опцією *ModifyDim* змінити при необхідності розміри стовпців або рядів блоків. У загальному випадку зміна розмірів призводить до переведення блоків до 1-го класу якості й збільшення тим самим фактору вигоди (utility factor). Зміна висоти блоків може бути виконана вручну за допомогою вікна властивостей *Acad* (параметр *THICKNESS*, знак мінус обов'язковий). При необхідності виконується редагування конфігурації експлуатаційного контуру за прийнятими розмірами блоків та видалення непотрібних блоків.

5. Опцією *Cut* (режим 2) коректуються класи якості блоків у контурі.

6. Опцією *Reserve* виконується підрахунок запасів каменю в експлуатаційному контурі за категоріями якості (площі, об'єми, статистичні дані, фактор вигоди тощо). Можливості програми полягають у визначенні всіх перелічених параметрів з метою одержання найкращого напряму фронту видобувних робіт по відношенню до заданої системи тріщинуватості.

Параметри інтерактивного пошуку найкращого розміру призначаються при включеному прапорці *Включить режим поиска*.

Спочатку виконується нарізка блоків у контурі й розрахунок фактору вигоди та інших параметрів за заданими розмірами блоку. Потім розрахунок повторюється для нових розмірів блоку, збільшених на величину приросту (по довжині та/або ширині), обрану зі списку. Максимальна кількість ітерацій-кроків по кожному з розмірів також вибирається зі списку. У загальному випадку розраховується кожен розмір по довжині з кожним розміром по ширині й навпаки.

При включеному прапорці *Площадь блока постоянная* при зміні одного з розмірів блоку, другий приймається виходячи з незмінної вихідної площі блоку, без обліку заданої величини збільшення. При включеному прапорці *Поворачивать контур вокруг исходной точки* вищезгаданий розрахунок буде повторюватися для кожного з положень контуру. Кут повороту контуру призначається виходячи із заданого приросту кутів повороту і числа ітерацій.

Спочатку виконується розрахунок для всіх положень контуру з обертанням за годинниковою стрілкою, потім проти годинникової стрілки і нарешті за вихідним положенням контуру.

Також в діалогове вікно виводяться фінальні розміри блоку й кута повороту, а також загальне число ітерацій, по якому користувач може приблизно оцінити час, необхідний для розрахунку. Залежно від кількості ітерацій, розмірів блоку й контуру, а також продуктивності комп'ютера час підбору оптимальних параметрів може бути значний, тривалістю до декількох годин.

По закінченню підбору в текстове вікно виводяться результати розрахунку по кожній ітерації та найкращі значення їх з відповідними розмірами блоку й кута повороту контуру. Діалогове вікно дублює найкращі значення і чекає реакції користувача, при натисканні на кнопку **ЗАПИСАТЬ данные в текстовый файл** (що рекомендуються) всі дані пошуку додаються в кінець текстового файлу, який записується в тій же директорії, що і креслення. Розширення файлу – CSV, роздільник даних – кома. Оскільки блоки і анотації в даному режимі автоматично видаляються, потрібно знову нарізати блоки по режиму 1, повернувши перед цим вихідний контур в оптимальне положення і призначивши в полях введення оптимальні розміри.

У текстовому вікні Asad виводиться площа контуру, відсоток його заповнення блоками, розміри блоку, а також його площа й обсяг, а також інформація по кожній ітерації, а саме загальна кількість елементарних блоків каменю й число блоків по класах якості, площі та об'єми блоків і їх відсоток від загальної кількості блоків, та фактор вигоди (відношення площі блоків 1-го класу до площі контуру). Також виводяться найкращі значення параметрів і відповідні їм розміри блоків (а також кут повороту, якщо задано поворот контуру). Після вибору контуру, що може співпадати з експлуатаційним контуром, або містити лише частину блоків контуру, або містити блоки з різних контурів, виводиться діалогове вікно завдання параметрів.

У діалоговому вікні користувач призначає обов'язковий ідентифікатор розрахункового контуру, що може й не збігатися з ID експлуатаційного контуру (ідентифікатори цих контурів програмою розрізняються). Для контролю

обраного контуру й блоків каменю в діалоговому вікні наводяться такі дані: площа розрахункового контуру, сума площ блоків, загальна кількість блоків у контурі й рядок з одним або декількома ідентифікаторами блоків каменю (різні ID розділяються знаком плюс). Обрані контур і прямокутники блоків підсвічуються. При зміні щільності каменю в даній опції, змінюється також відповідний параметр і для опції Cut (і навпаки).

Всі розраховані параметри виводяться в текстове вікно, що відкривається автоматично. Програмою автоматично створюється блок одиничного розміру з ім'ям *GDH1\_QUARRY\_RESERVE* (рис. 2.14), що складається із точки (на шарі 0) і 7 атрибутів (ідентифікатор розрахункового контуру; площа контуру, м<sup>2</sup>; кількість блоків, включених у контур; сумарна площа блоків у контурі, м<sup>2</sup>; сумарний об'єм блоків у контурі, м<sup>3</sup>; сумарна площа блоків 1-го класу якості, м<sup>2</sup>; фактор вигоди, %). Блок створюється тільки тоді, коли він не був заздалегідь визначений користувачем (тобто не існує на кресленні).

```

Площадь выбранного контура: 617.39 м2.
Лучший фактор выгоды: 25.92% [ 5 * 2 * 7 м ]. Угол поворота: 15 cw
Лучшее соотношение блоков 1-го класса: 47.06% [ 5 * 2 * 7 м ]. Угол поворота:
15 cw
Лучший коэффициент заполнения контура блоками: 55.07% [ 5 * 2 * 7 м ]. Угол
поворота: 15 cw

```

Fact.%	R.Ang.	1st.%	Fill.%	N.All	N.1st	N.2nd	BLen.	Bwid.	BHei.	Dim_X	DIM_Y
4.86	5 csw	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2
6.48	10 csw	11.76	55.07	34	4	30	5	2	7	36.2	37.2
6.48	15 csw	11.76	55.07	34	4	30	5	2	7	36.2	37.2
1.62	20 csw	2.94	55.07	34	1	33	5	2	7	36.2	37.2
3.24	25 csw	5.88	55.07	34	2	32	5	2	7	36.2	37.2
1.62	30 csw	2.94	55.07	34	1	33	5	2	7	36.2	37.2
4.86	35 csw	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2
4.86	40 csw	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2
4.86	45 csw	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2
11.34	5 cw	20.59	55.07	34	7	27	5	2	7	36.2	37.2
9.72	10 cw	17.65	55.07	34	6	28	5	2	7	36.2	37.2
25.92	15 cw	47.06	55.07	34	16	18	5	2	7	36.2	37.2
14.58	20 cw	26.47	55.07	34	9	25	5	2	7	36.2	37.2
6.48	25 cw	11.76	55.07	34	4	30	5	2	7	36.2	37.2
8.1	30 cw	14.71	55.07	34	5	29	5	2	7	36.2	37.2
4.86	35 cw	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2
12.96	40 cw	23.53	55.07	34	8	26	5	2	7	36.2	37.2
9.72	45 cw	17.65	55.07	34	6	28	5	2	7	36.2	37.2
4.86	0	8.82	55.07	34	3	31	5	2	7	36.2	37.2

Примечание: csw - против часовой стрелки, cw - по часовой стрелке.

**Рис. 2.14. Результати попереднього розрахунку для ділянки № 1**

При аналізі отриманих даних для ділянки № 1 (рис. 2.15) видно, що при її розробці оптимальним напрямом видобувних робіт відносно природної тріщинуватості буде орієнтування довжини монолітів, які видобуваються під кутом  $15^\circ$  за годинниковою стрілкою до прийнятого орієнтування за поздовжніми тріщинами.

де Fact. % Фактор вигоди  
(відношення площі блоків 1-го  
класу до загальної площі  
обраного або теоретичного  
контуру)

R.Ang. Кут повороту  
контуру, градуси

1st. %. Відсоток блоків  
1-го класу із загальної кількості  
блоків

Fill. % Відсоток  
заповнення обраного або  
теоретичного контуру блоками  
(по площі)

N.All Загальна кількість блоків  
у контурі

N.1st Кількість блоків 1-го  
класу якості

N.2nd Те ж 2-го класу

VLen. Довжина блоку, м

BWid. Ширина блоку, м

VHei. Висота блоку, м

Dim\_X Довжина  
теоретичного прямокутного  
контуру, м

DIM\_Y Ширина  
теоретичного прямокутного  
контуру, м

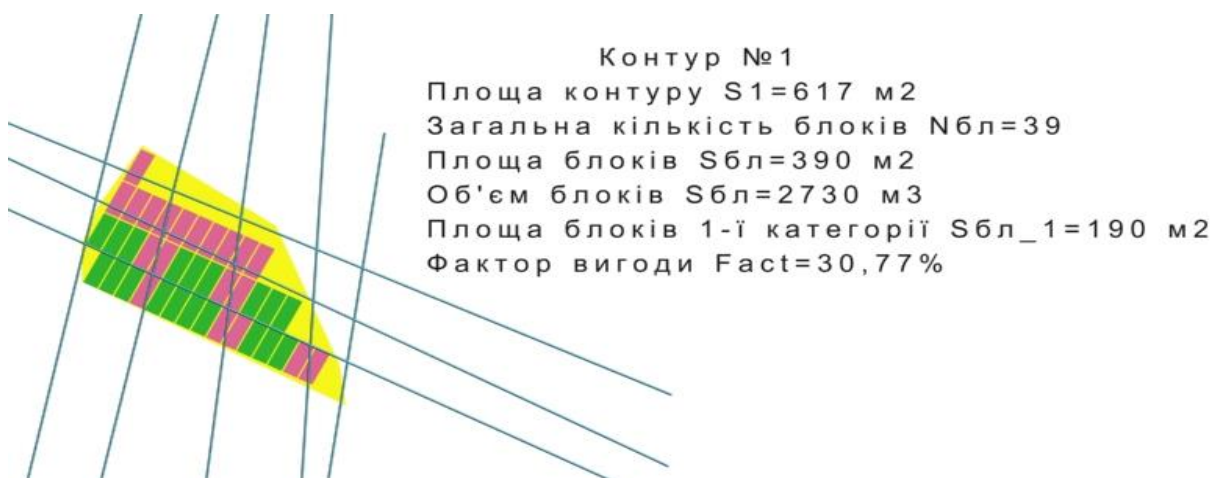


Рис. 2.15. Атрибути об'єкта BLOCK для ділянки № 1

Оскільки азимут простягання поздовжніх тріщин на ділянці, яка досліджується  $n = 78^\circ$ , азимут оптимального напрямку буде рівний  $\alpha_{орієнт.1} = 78^\circ + 15^\circ = 93^\circ$ . При прийнятому напрямку розробки фактор вигоди **Fact. %** = 30,77 %, (для порівняння, при направленні фронту робіт вздовж азимуту простягання поздовжніх тріщин **Fact. %** = 4,86 %). Тобто за рахунок зміни напрямку видобувних робіт кількість якісніших і дорожчих блоків зростає більше ніж в 6 разів, що свідчить про ефективність аналізу тріщинуватості масиву у даний спосіб. Для ділянки № 2 при зменшенні азимуту напрямку на  $10^\circ$   $\alpha_{орієнт.2} = 35^\circ - 10^\circ = 45^\circ$  отримано **Fact. %** = 27,19 % проти 20,86 % при початковому напрямку.

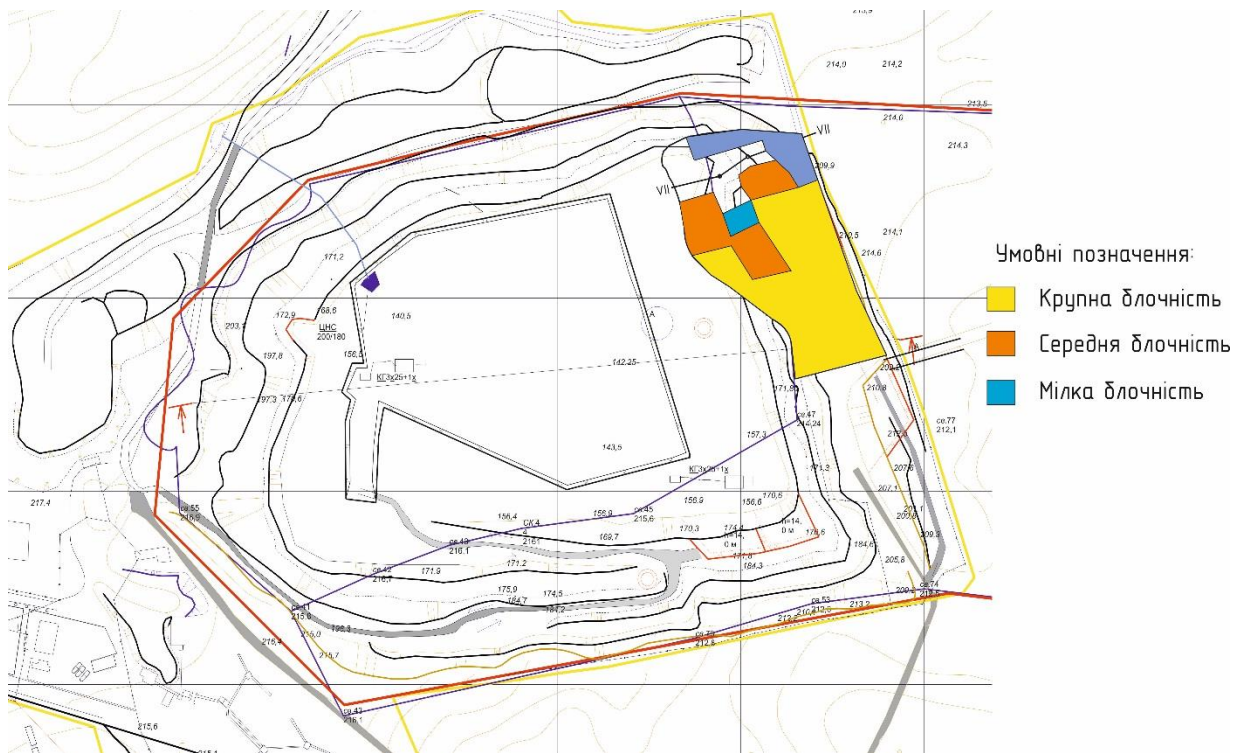
Після визначення найкращого напрямку ведення гірничих робіт для кожної з ділянок масив був поділений на блоки (рис. 2.16), орієнтовані у розрахованому напрямку. З метою підвищення фактору вигоди нарізаний масив блоків був відкоректований у ручному режимі за рахунок переведення до 1-го класу блочності блоків, майже не затронутих природними тріщинами, і переведення до 2-го класу блоків, що лежали в зоні масиву з низькою декоративністю чи низькою якістю сировини, але за блочністю належали до 1-го класу.

Після визначення найкращого напрямку ведення гірничих робіт для кожної з ділянок масив був поділений на блоки (рис. 2.17), орієнтовані у розрахованому напрямку. З метою підвищення фактору вигоди нарізаний масив блоків був відкоректований у ручному режимі за рахунок переведення до 1-го класу блочності блоків, майже не затронутих природними тріщинами, і переведення до 2-го класу блоків, що лежали в зоні масиву з низькою декоративністю чи низькою якістю сировини, але за блочністю належали до 1-го класу.

Після виконаних операцій поділу масиву на блоки та встановлення їх якості був проведений порівняльний розрахунок запасів для прийнятого найефективнішого напрямку видобування. В результаті виконаних розрахунків фактично були підраховані запаси по двом ділянкам Бистріївського родовища габро, а також отримані численні статистичні дані, що ясно показують вплив на



ефективність ведення гірничих робіт залежно від напрямку ведення видобувних робіт у кар'єрі від природної тріщинуватості масиву.



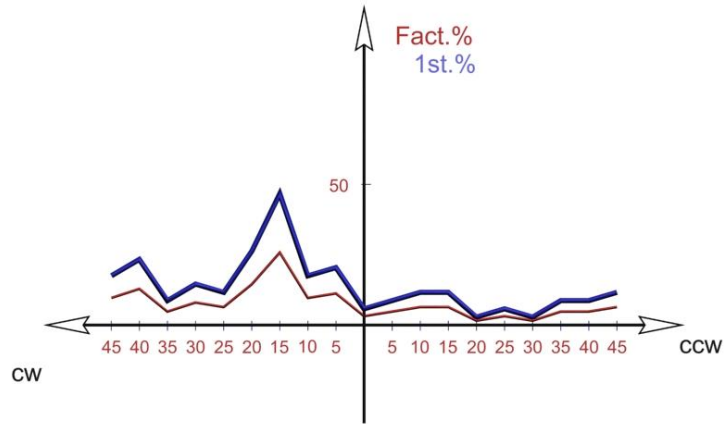
**Рис. 2.16. Загальний вигляд поділу масиву на блоки у заданому напрямі для ділянок № 1 та визначення їх класу блочності блочної ділянки Лезниківського кар'єру**

Як видно з результатів розрахунку, при дотриманні оптимального напрямку порівняно з прийнятим на підприємстві за прогнозований вихід блоків 1-го класу зростає з  $140 \text{ м}^3$  до  $1330 \text{ м}^3$ , що доводить потребу і ефективність даного алгоритму для визначення напрямку ведення гірничих робіт з метою підвищення раціональності використання сировини родовища і покращення його техніко-економічних показників.

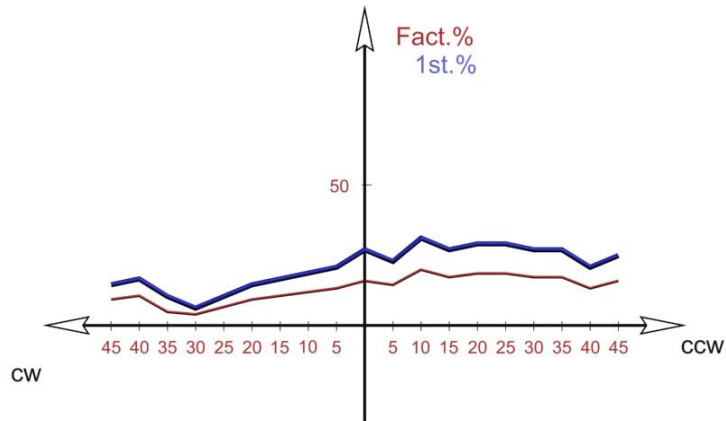
На рис. 2.17 наведена залежність зміни фактору вигоди та найкращого співвідношення блоків 1-го класу від кута повороту напрямку розробки для ділянок № 1 та № 2. Графік показує оптимальний напрям розробки з можливістю отримання максимальної кількості блоків.



*a*



*б*



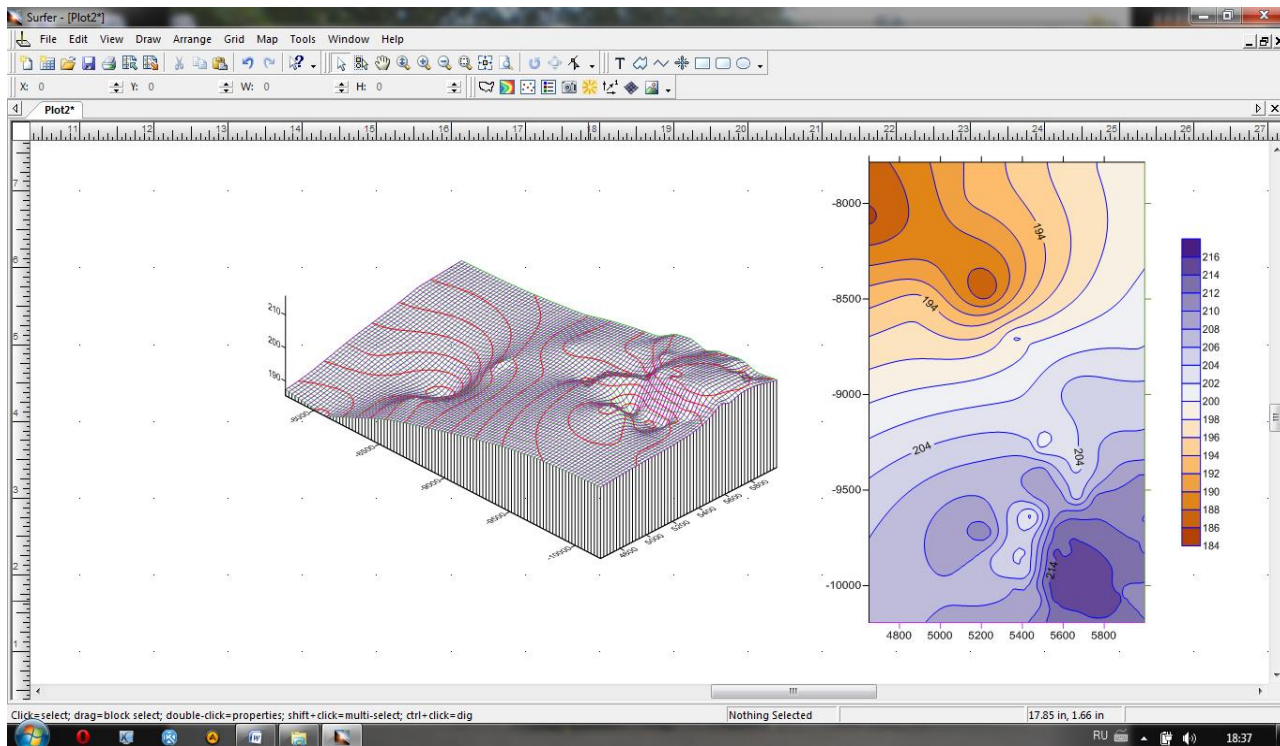
**Рис. 2.17. Графік залежності фактору вигоди та виходу блоків 1-го класу від зміни кута повороту контуру при розробці:**

*a* – ділянки № 1; *б* – ділянки № 2

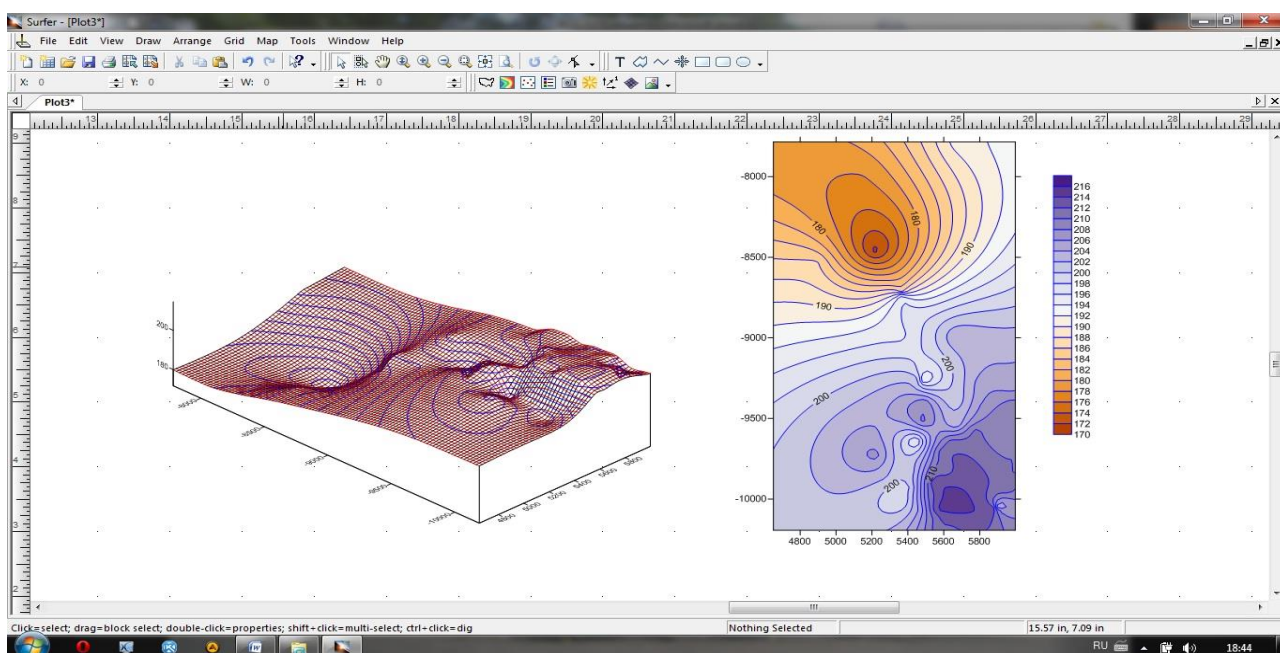
### **2.3. Побудова об'ємних моделей та гіпсометричних планів на прикладі Лезниківського родовища**

Для просторового відображення форми покладу корисної копалини – граніту зачепленого вивітрюванням та свіжого граніту, а також скельного розкриву у програмі SURFER було побудовано ряд графіків. Як вихідні дані використовувалися координати розвідувальних свердловин та їх відмітки [153–154].

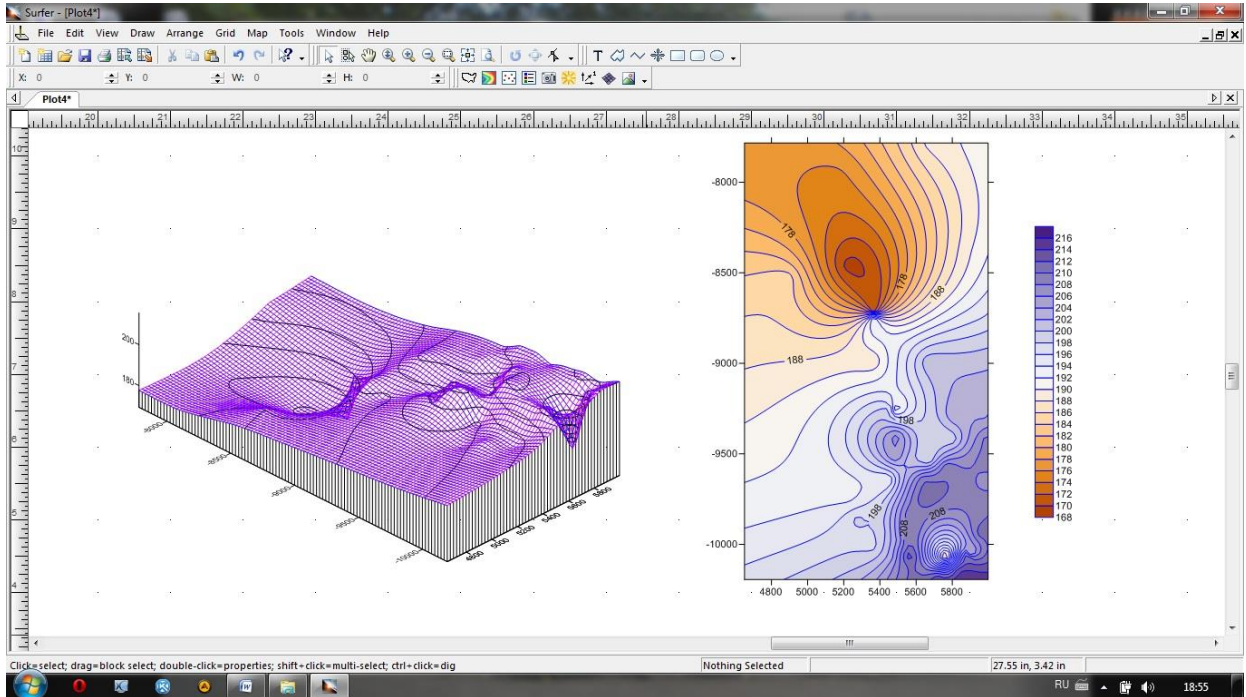
Моделі форми покладу наведено нижче на рис. 2.18–2.22 у послідовності: скельний розкриття, граніт зачеплений вивітрюванням, свіжий граніт.



**Рис. 2.18. Об'ємна модель та гіпсометричний план скельного розкриття**

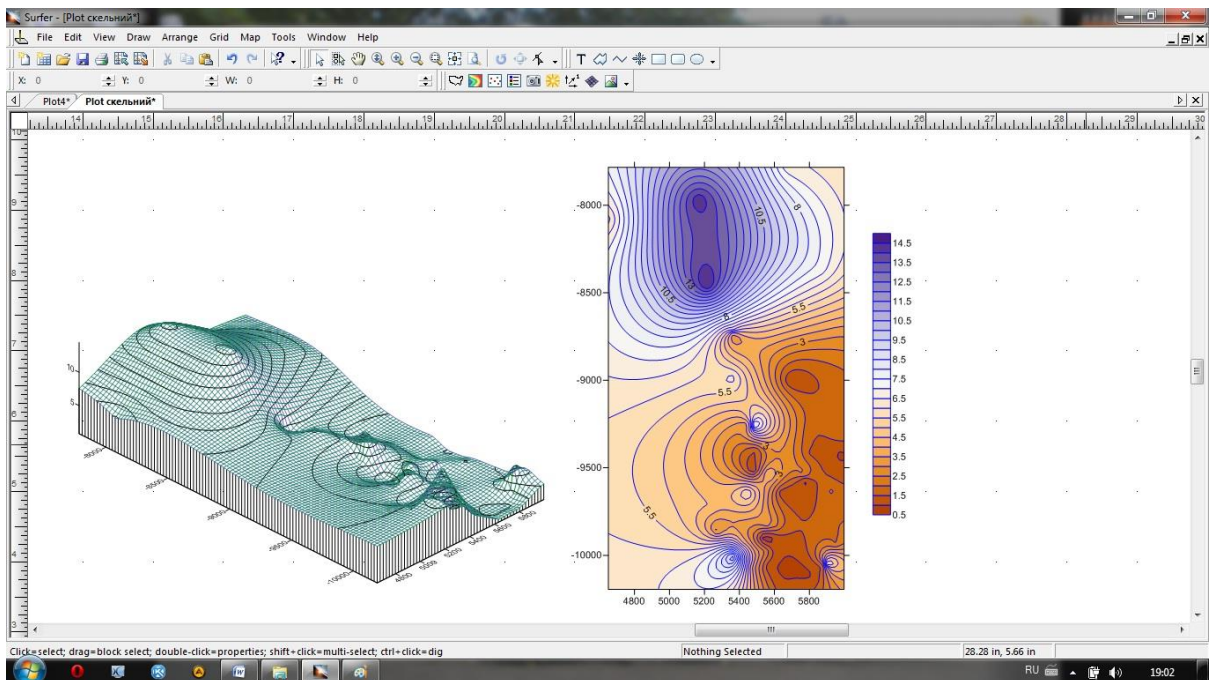


**Рис. 2.19. Об'ємна модель та гіпсометричний план граніту зачепленого вивітрюванням**

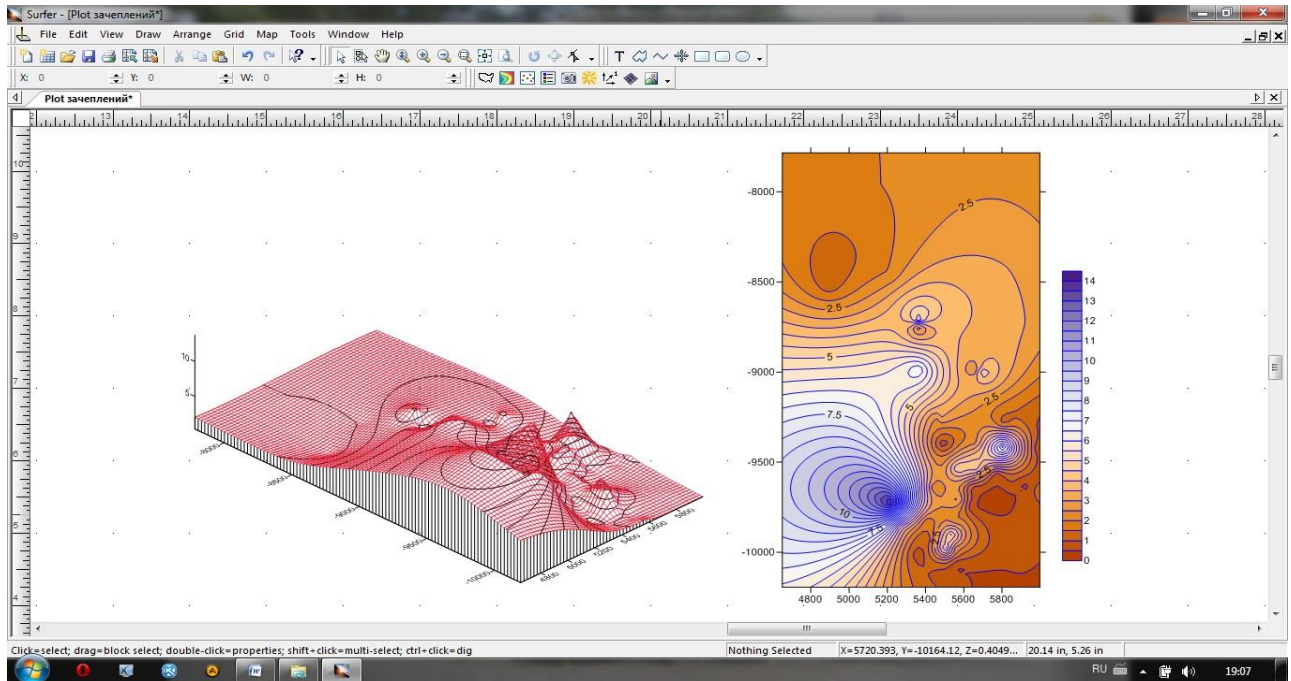


**Рис. 2.20. Об'ємна модель та гіпсометричний план свіжого граніту**

Для того, щоб відобразити, як змінюється форма покладу корисної копалини та скельного розкриву з глибиною були побудовані плани ізопотужностей. Моделі наведено у відповідній послідовності.



**Рис. 2.21. Об'ємна модель та план ізопотужностей скельного розкриву**



**Рис. 2.22. Об'ємна модель та план ізопотужностей граніту зачепленого вивітрюванням**

Аналізуючи отримані моделі, видно, що на родовищі спостерігається у його центральній частині сідлоподібне заглиблення, а з заходу на схід проявилася валоподібна форма, яка співпадає з замковою частиною подовженої підвищеності рельєфу. Ділянки з максимальними гіпсометричними відмітками корінного рельєфу, аж до виходу на денну поверхню вважаються перспективними для видобутку блочної сировини (північний схід).

З планів ізопотужностей робимо висновок, що скельний розкритт, який не відноситься до корисної копалини, має найбільшу потужність у західній ділянці кар'єру з різким зниженням на схід. Цей факт можна вважати позитивним, бо дорозвідка і ведення гірничих робіт на родовищі планується у східній частині, а мінімальна кількість розкриттв полегшує видобуток основної корисної копалини.

Щодо граніту зачепленого вивітрюванням, який є корисною копалиною, то він навпаки збільшує свою потужність з заходу на схід, з максимальними відмітками в центрі.

На Лезниківському родовищі встановлено [7] наявність 3-х систем тріщин окремості:



- тріщини пластові з загальним напрямом простягання від 400 до 600 м, широтного (260–2800 м) з кутами падіння від 3°–50° до 150°;
- субмеридіального (3600 м) і північно–східного (10–280 м) простягання, з кутами падіння 80°–90°;
- тріщини окремоті північно-західного простягання (110–3400 м) з крутими кутами падіння 80°–90°.

Тріщинуватість гранітів підкоряється цілком визначеній закономірності, яка полягає в наявності у масиві чотирьох строго орієнтованих систем окремотей, утворюючих при перетині прямокутні або косокутні паралелепіеди, розмір яких визначається між тріщинами.

Наявність трьох систем тріщин, перетинаючись між собою під кутами від 90° до 5°–250° знижує вихід і розмір блочної продукції.

Тектонічна ситуація Лезниківського родовища тісно пов'язана зі структурно-тектонічною ситуацією всього Володарськ-Волинського масиву.

Масив Лезниківського родовища розбитий великими і середніми тріщинами з остаточно витриманими елементами залягання на блоки. Найбільш широко поширені дві крутопадаючі і одна пологозалягаюча системи тріщин.

Одна з крутопадаючих систем має північно-західне (азимут простягання 300°–310°), друга північно-східне (азимут простягання 20–25°) простягання. На фоні загального приблизно рівномірного розміщення одиночних крутопадаючих тріщин відмічаються ділянки їх зкупчення – тріщинні зони. Відстань між тріщинами у цих зонах не більше 20 см.

Тріщинні зони північно-західного простягання простежені по кар'єру на 100–300 м за простяганням і до 40 м за падінням. Відстань між ними від 10 до 200 м. Потужність окремих зон невитримана і коливається від 0,7 до 20 м.

Тріщинні зони північно-східного простягання розміщені за простяганням на 100–200 м, а за падінням на 8–13 м. Відстань між тріщинами від 5 до 140 м. Ширина від 1 до 10 м.

Головну роль в оцінці гранітів для видобутку блоків відіграють тріщини субгоризонтального простягання. За спостереженнями в кар'єрі і даними буріння свердловин вони мають найбільше розповсюдження на родовищі. Тріщини

розбивають товщу гранітів на пластоподібні шари, надаючи всьому масиву шаруватий вигляд. Вони вкрай невитримані і переривчасті, відстань між ними змінюється на досить коротких відстанях. В основному, вони складають 5–40 см, рідше досягають 1,5 м.

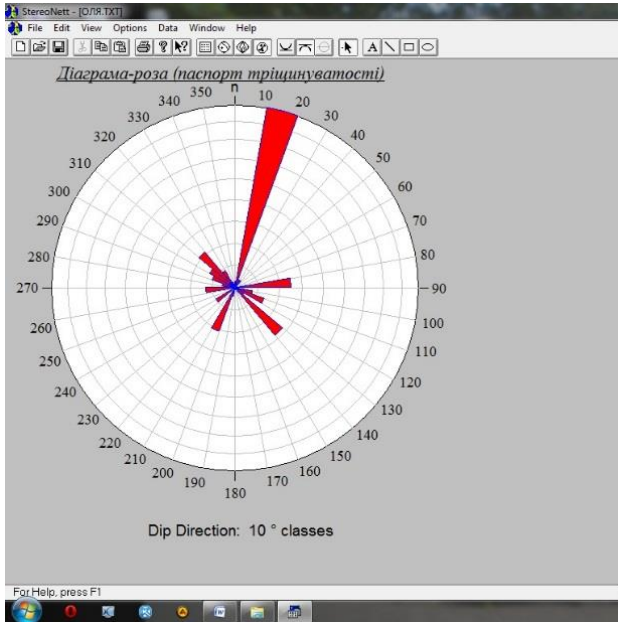
Відмічено закономірні зміни в елементах залягання субгоризонтальних тріщин. В центральній частині східного борту вони розміщені горизонтально, на північ спостерігається поступове збільшення нахилу на північний захід з максимальним кутом падіння до  $12^\circ$ .

Таке розміщення субгоризонтальних тріщин формує в гранітному масиві складчасту куполоподібну структуру. Замкова частина шириною 200–220 м розташована в центральній частині східного борту кар'єра.

На родовищі відмічені одиночні крутопадаючі тріщини з субширотним простяганням змішувачів (азимут простягання  $90\text{--}100^\circ$ ). Вони досягають великих розмірів 5–10 м за падінням і до 20 м за простяганням, однак не формують чітких тріщинних зон.

В північно-західній частині кар'єра зафіксовано крутий розрив. Він має спільне для всього гранітного масиву північно-західне простягання. Поверхня змішувача нахилена під кутом  $50\text{--}55^\circ$ . В південно-східній частині родовища простежується розрив північно-західного простягання, який нахилений під кутом  $55\text{--}60^\circ$ . За своїм орієнтуванням дані розриви співпадають з більш крупними розривами, який зформував структурно-тектонічну ситуацію всього району. Для створення діаграми, була використана комп'ютерна програма STEREO. Графічне відображення наведено в рис. 2.23.

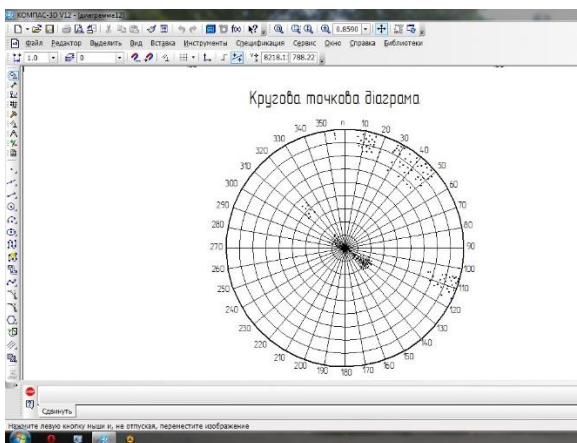
З діаграми видно, що тріщини простягаються у всіх напрямках на родовищі, але в інтервалі від  $1^\circ$  до  $10^\circ$  за азимутом простягання кількості замірів найбільша – 72. Ця система найбільше вивчена у північно-східній частині родовища, це пояснюється тим, що там планується видобуток блочної сировини. Тому розвідка проводиться більш детально.



**Рис. 2.23. Діаграма-роза тріщинуватості Лезниківського кар'єру**

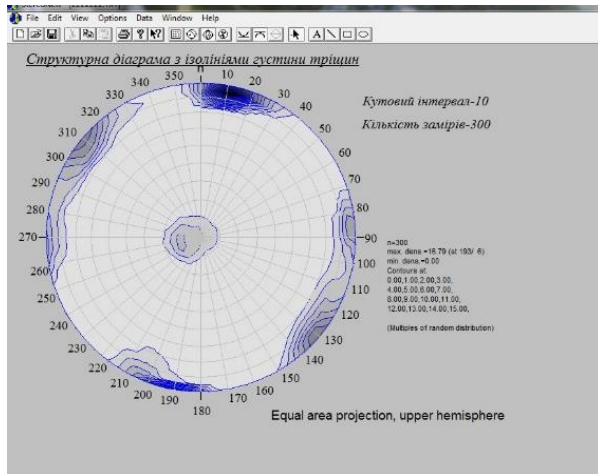
При похилому і крутому заляганні орієнтування тріщин визначається азимутом простягання  $\alpha$  та кутом падіння  $\delta$ . В цих умовах кожна тріщина за умовами залягання, як за координатами, зображується у вигляді точки, а діаграма тріщинуватості називається точковою. За способом побудови точкові діаграми поділяються на кругові і прямокутні [156].

*Кругова діаграма* являє собою полярну стереографічну або іншу сітку. Для даного родовища вона має вигляд наведений на рис. 2.24.



**Рис. 2.24. Кругова точкова діаграма Тріщинуватості Лезниківського кар'єру**

Кругова діаграма є також основою для побудови *структурної діаграми з ізолініями густини тріщин*, представлено на рис. 2.25.



**Рис. 2.25. Структурна діаграма з ізолініями густини тріщин Лезниківського кар'єру**

Для цього після нанесення на сітку всіх точок вибираємо розмір статистичного вікна, наприклад,  $20^\circ$  за кутом падіння та  $20^\circ$  за азимутом падіння. В межах кожного вікна визначаємо число точок, які потрапили у відповідне вікно. Після цього визначаємо густину – як відношення числа точок в межах вікна до загальної кількості точок на цій діаграмі у відсотках. Обраховане значення густини підписується у центрі вікна, при цьому вікно переміщують на половину розміру вікна за азимутом і кутом падіння. Після цього на діаграмі будуємо ізолінії густини тріщин. Центри областей, обмежені ізолініями максимальної густини, відображають найбільш вірогідні елементи залягання систем тріщин, число яких і вираження характеризуються кількістю вершин і густини ізоліній.

За *стереографічною проекцією* площин можна легко визначити лінію взаємного перетину будь-яких тріщин і елементів її залягання; кут між тріщинами, а також кути між площиною оголення, площиною пласта і кожною системою тріщин, визначити видимі кути падіння площини пласта і тріщин в будь-якому за азимутом вертикальному перерізі.

Кругові діаграми підтверджують той факт, що на родовищі спостерігаються такі системи тріщин, як субгоризонтальна (центр діаграми), субвертикальна (на краях по всьому колу) похилі, повздовжні ( $0^\circ$ – $90^\circ$ ) і поперечні ( $90^\circ$ – $270^\circ$ ). За густиною ізоліній видно, що відстані у кожній системі між тріщинами невеликі, це знижує кількість блоків, або взагалі їх вихід неможливий.

Суттєвим і визначальним фактором для отримання облицювальної продукції являються розміри видобутих блоків.



Оцінка тріщинуватості граніту і виходу блоків виконувалася за такими методиками:

- вивчення тріщинуватості граніту в кар'єрі у межах I і III видобувних уступів на Східній і I видобувного уступу на Західній ділянці;
- вивчення тріщинуватості за свердловинами (показник питомої тріщинуватості порід  $U_{тр}$ , який є сумою питомих тріщинуватостей за рахунок субвертикальних, похилих (діагональних), субгоризонтальних тріщин).

При порівнянні даних з виходу блоків, отриманих різними методами видно, що загальний теоретичний вихід блоків приблизно однаковий (75–90 %).

За питомою тріщинуватістю, розрахованою за свердловинами, блоки II–IV класів практично відсутні, в той час, як за відстанню між тріщинами, які заміряні в кар'єрі, вихід даних блоків наближається до 50–60 %.

Цей факт пояснюється тим, що kern може бути розбитий при бурінні, а не тріщиною, що значно підвищує питому тріщинуватість. В кар'єрі ж за рахунок техногенних тріщин дуже важко виявити природню тріщинуватість, яка відмічалася лише при 100 % впевненості, у зв'язку з чим частина тріщин могла бути не зафіксована. Мікротріщинуватість в оголеннях практично не фіксується, але при бурінні kern по ним сколюється. Звичайно, це впливає на підрахунок блоків.

Якщо усереднити вихід блоків за різними методиками, то отримаємо дані, які наведено в *табл. 2.1*.

*Таблиця 2.1*

**Дані з усереднення виходу блоків за різними методиками**

Категорія блоків	Західна ділянка, %	Східна ділянка, %
I	1,0	20
II–III	7,0	20
IV	18,0	9

Блоки V і VI класів не користуються попитом і при видобутку не враховуються.

Фактичний вихід блоків по категоріям за даними неодноразового їх видобування на Східній ділянці складає в 1983 р.:

з загальної гірничої маси 577 м<sup>3</sup>;

II – 2,7 %;

III – 3,1 %;

IV – 0,8 %.

Разом – 6,6 %.

За період з 2007 до 2009 року (рис. 2.26, 2.27) :

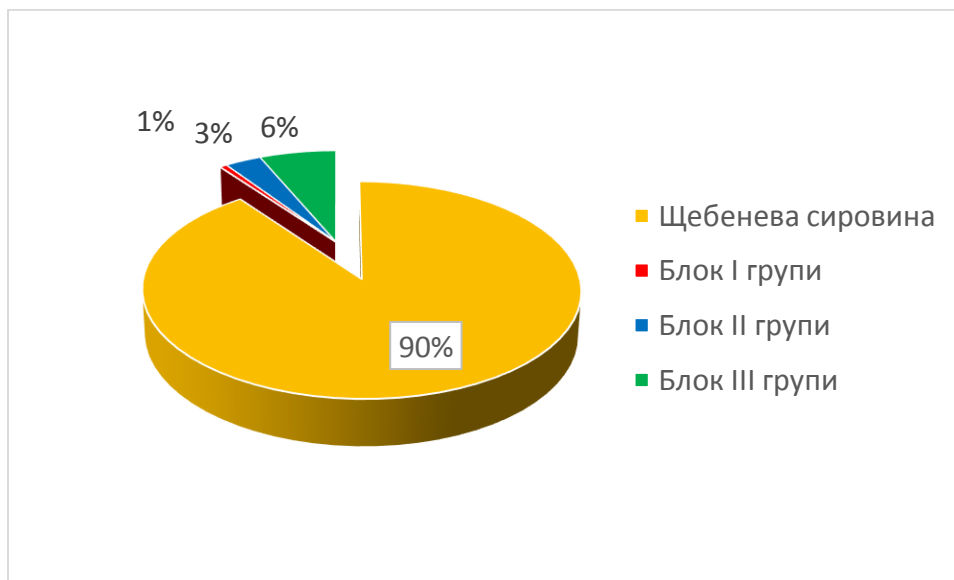
з загальної гірничої маси 5340 м<sup>3</sup>;

I – 0,6 %;

II – 3,07 %;

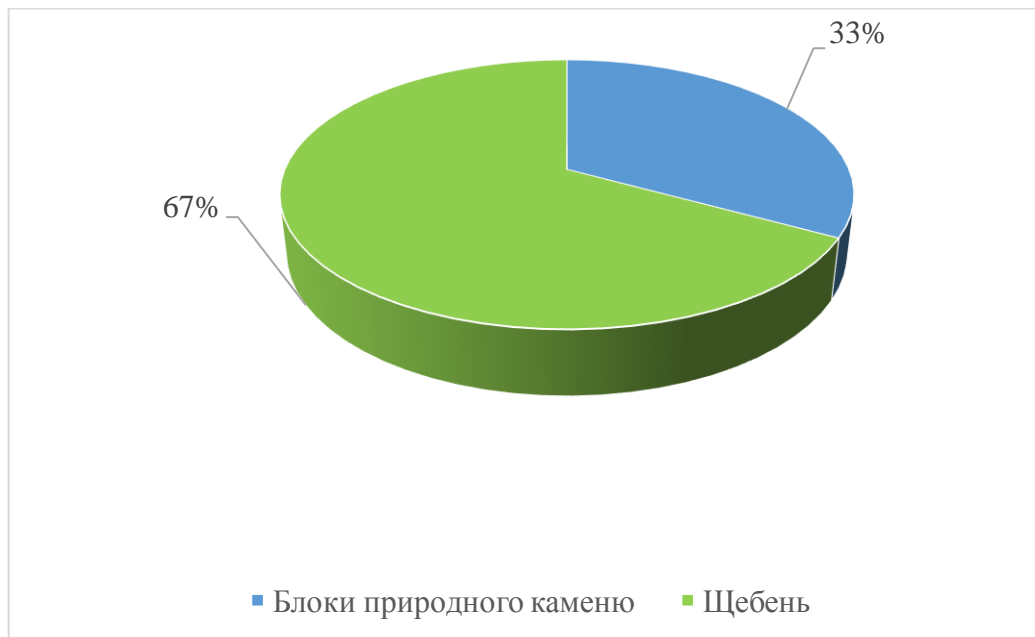
III – 6,4 %.

Разом – 10 %.



**Рис. 2.26. Вихід блоків за даними геолорозвідки на Східній ділянці Лезниківського кар'єру**

З урахуванням фактичного і прогнозованого виходів по Східній ділянці на Західній фактичний вихід має скласти 15 %.



**Рис. 2.27. Частка сировини Лезниківського кар'єру в прибутку підприємства**

З рис. 2.27 видно, що невеликий об'єм блочної сировини (10 % від річного видобутку гірничої маси кар'єру) має значну частку в прибутку Лезниківського кар'єру – 33 %.

За даними замірів, а також за результатами робіт попередніх розвідок в кар'єрі виділяють наступні основні системи тріщинуватості:

- субгоризонтальна (пластова) тріщинуватість, кут падіння  $0^{\circ}$ – $25^{\circ}$ , азимут падіння  $35^{\circ}$ – $80^{\circ}$ ;
- похила (діагональна) тріщинуватість, кут падіння  $25^{\circ}$ – $70^{\circ}$ , характеризується переважно азимутом падіння  $45^{\circ}$ – $84^{\circ}$  при кутах падіння  $24^{\circ}$ – $30^{\circ}$ . Менше виражені тріщини азимут падіння  $165^{\circ}$ – $170^{\circ}$ , під кутами  $66^{\circ}$ – $70^{\circ}$ ;

- субвертикальна, кут падіння  $71^{\circ}$ – $90^{\circ}$ , тріщинуватість характеризується тріщинами повздовжньої і поперечної систем з азимутами падіння  $98^{\circ}$ – $126^{\circ}$  і  $290^{\circ}$ – $312^{\circ}$  (повздовжня) і  $228^{\circ}$ – $242^{\circ}$  і  $36^{\circ}$ – $54^{\circ}$  (поперечна).

Поєднання елементів залягання субгоризонтальних і субвертикальних тріщин визначає вихід, дещо косокутних блоків, відхилення від прямокутного  $8^{\circ}$ – $12^{\circ}$ .

Похилені тріщини діагональної системи призводять до зменшення виходу блоків, але в цілому їх роль незначна.

Безпосередні спостереження за відстанями між тріщинами у різних системах ускладнені через порушеність стінок вибухами. Однак було встановлено, що в межах Східної ділянки на I видобувному уступі відстань між поперечними (азимут падіння  $35^{\circ}$ – $60^{\circ}$  і  $210^{\circ}$ – $230^{\circ}$ ) крутопадаючими тріщинами коливаються від 0,5 і до 2,7 м, в середньому складають 1,0 м; між повздовжніми (азимут падіння  $100^{\circ}$ – $130^{\circ}$  і  $280^{\circ}$ – $310^{\circ}$ ) – 0,2–2,5 м, в середньому 1,5–2,0 м; між пластовими – 0,6–2,0 м, середня 1,0 м. Діагональні тріщини відмічені на відстані 0,2–5,0 м одна від одної. На III видобувному уступі (від. +170 м) відстань між поперечними (азимут падіння  $35^{\circ}$ – $60^{\circ}$  і  $210^{\circ}$ – $230^{\circ}$ ) крутопадаючими тріщинами 0,4–2,6 м, середня 1,0–1,5 м, повздовжніми (азимут падіння  $100^{\circ}$ – $130^{\circ}$  і  $280^{\circ}$ – $310^{\circ}$ ) – 0,5–2,7 м, середня 1,0–1,5; пластовими – 0,5–2,6 м, середня 1,0 м, діагональними 1,0–3,6 м.

В межах Західної ділянки на I видобувному уступі відстань між повздовжніми тріщинами 0,2–2,0 м, середня – 0,7 м; між пластовими 0,3–2,0 м, середня 0,7 м; між поперечними 0,6–2,0 м, середня 1,1–1,2 м. Діагональна тріщинуватість на ділянці замірів тріщин не відмічена.

На обох ділянках, як по кар'єру, так і по даним свердловин спостерігаються ділянки зближення субвертикальних і субгоризонтальних тріщин, де вихід блочної продукції неможливий.

Таким чином, за загальними результатами опрацювання тріщинуватості Лезниківських гранітів можна зробити висновок, що вони в значній мірі тріщинуваті, як за рахунок техногенних тріщин, так і природних, а особливо мікротріщин, які впливають на розміри блоків. Необхідно зазначити, що Західна

ділянка більш тріщинувата, ніж Східна, тому вихід блоків на ній буде вдвічі меншим.

З метою вивчення природної блочності були проведені структурні дослідження на діючому Лезниківському кар'єрі і вивчена документація 50 розвідувальних свердловин [155], які пробурені на схід від кар'єру.

В процесі проведення цих спостережень розв'язувалися задачі пов'язані, перш за все, з: пошуком тріщин, тріщинуватих зон, тектонічних порушень, вивчення їх просторової орієнтації.

Результати досліджень зводяться до наступного:

- вхрест простягання Лезниківського масиву за рельєфом корінних порід проявилася валоподібна форма, яка співпадає з замковою частиною подовженої підвищеності рельєфу. За простяганням структури визначилася будова замкової частини, яка в центральній частині ділянки має сідлоподібне заглиблення. Підвищена потужність відкладів на цій ділянці контролюється широкою тріщинною зоною північно-західної протяжності (св. 61, 19, 59);
- вихід корінних порід на денну поверхню в межах замкової ділянки геометризується на двох ділянках в західній ділянці кар'єру (св. 83-г, 40) і в крайній північно-східній частині (св. 1, 4, 3, 15, 60).

Враховуючи результати геометризації з'явилася можливість виділити дві прямі геоморфологічні пошукові ознаки на визначення блочного граніту, а саме:

- замкові частини позитивних (валоподібних) форм рельєфу, які можуть розглядатися, як структури першого порядку;
- ділянки з максимальними гіпсометричними відмітками корінного рельєфу (підвищеності другого порядку) аж до виходу на денну поверхню в межах замків валоподібних форм рельєфу першого порядку.

Таким чином, основні практичні результати структурних досліджень на Лезниківському родовищі гранітів зводяться до наступного:

- ізометрично-зерниста інтрузія гранітів характеризується чіткою анізотропією, яка пояснюється правильною сіткою прототектонічних (первинних) тріщин;
- просторове розміщення пластових (субгоризонтальних) тріщин визначає макроструктуру розшарованого гранітного масиву в формі куполу з північно-східною протяжністю;
- в межах гранітної інтрузії виділяється природна блочність двох структурних рівнів (мегаблочність і моноблочність). Блочність першого порядку (мегаблоки) визначається постійною сіткою тріщинних зон двох орієнтацій і крупними пластовими тріщинами. Розміри цих блоків контролюються відстанями між тріщинними зонами (від 20 до 45 м). Блочність другого порядку (всередині мегаблоків) визначається міжтріщинними інтервалами одиночних крупних і середніх по розміру тріщин і цілого ряду похилих тріщин з північно-східною протяжністю.

З урахуванням декоративних властивостей корисної копалини, масштабності їх прояву, розмірами ділянки, найбільш перспективними для подальшої розвідки є сама крайня північно-східна ділянка, де блочні інтервали в раніше пробурених свердловинах представлені червоними гранітами, тоді як на інших – рожевими.

#### **2.4. Дослідження граніту неруйнуючим методом з метою встановлення взаємозв'язку між характеристиками міцності та поширенням ультразвукової хвилі**

Лабораторні дослідження фізико-механічних властивостей Лезниківського граніту, які проводилися в лабораторії Київської комплексної експедиції “Укргеолстром” наведені в табл. 2.2.

Лезниківський камінь під торговою маркою Maple Red видобувається в Житомирській області (Україна) – Володарськ-Волинський район, с. Лизники. Це родовище є одним з найскладніших, через те, що ведеться паралельний видобуток щєбіню та блочного каменю.

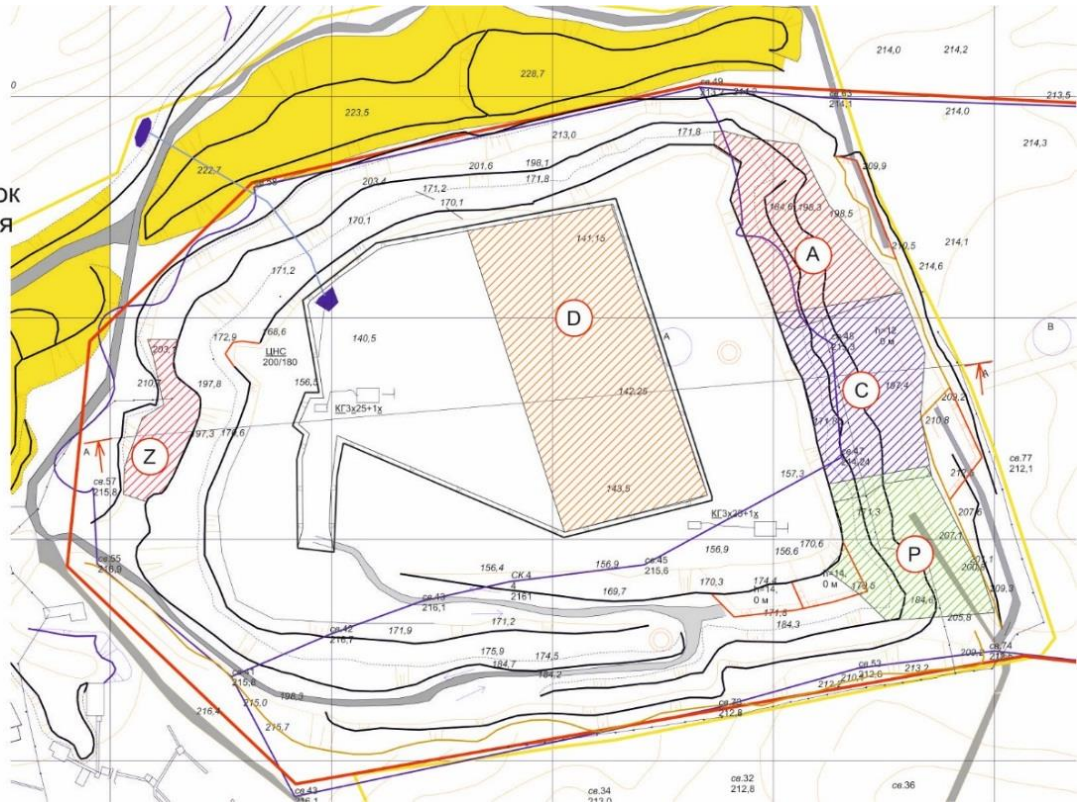
**Лабораторні дослідження фізико-механічних властивостей  
Лезниківського граніту**

Види випробовування	Результати випробовування	
	граніти рожеві м'ясо-червоні Лезниківські	
	зачеплені вивітрюванням	свіжі
1	2	3
1. Питома маса, г/см <sup>3</sup>	2,60–2,64	2,62–2,66
2. Об'ємна маса, г/см <sup>3</sup>	2,47–2,64	2,58–2,66
3. Водопоглинання, %	0,22–1,36	0,12–0,59
4. Пористість загальна, %	1,18–4,43	0,53–1,52
5. Межа міцності при стисканні в повітряно-сухому стані кг/см <sup>2</sup>	1721	2769
6. Теж після 25 циклів безпосереднього заморожування кг/см <sup>2</sup>	892–1482	1158–2518
7. Теж у водонасиченому стані кг/см <sup>2</sup>	1609–2994	1311–2673

Оскільки Лезниківський камінь добувають на діючому щебіневому кар'єрі виникає питання, як визначити міцність природного каменю в виробках не руйнуючи їх. Саме ця робота спрямована на вирішення цього питання.

У процесі дослідження були відібрані зразки природного каменю з трьох ділянок зі східної частини кар'єра, дна кар'єра, західної частини (рис. 2.28).

Позначення ділянок  
з яких відбиралися  
зразки каменю



**Рис. 2.28. Схема відбору зразків на плані кар'єра**

*A, C, P, D, Z – позначення груп відібраних зразків*

З відібраних зразків (рис. 2.29, а) були вирізані бруски квадратного перетину (рис. 2.29, б).



*а*



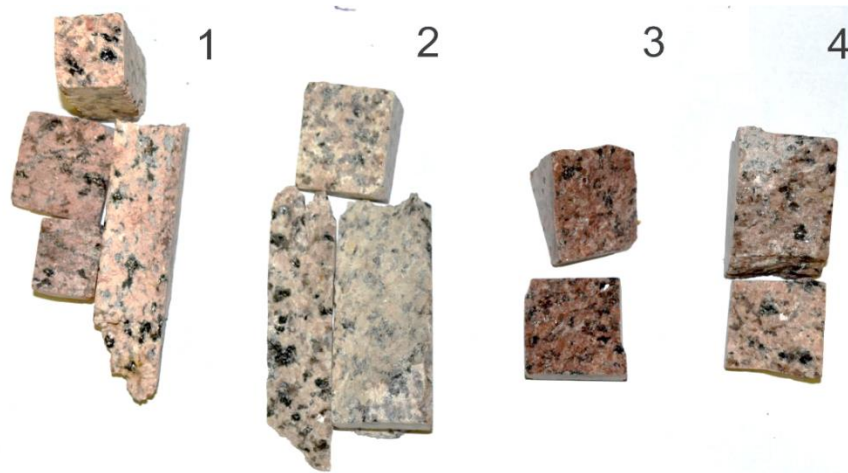
*б*

**Рис. 2.29. Вид зразків природного каменю**

*а – вигляд зразка який відібрано на кар'єрі; б – вигляд брусків каменю які виготовлені з кар'єрних зразків*



Зразки природного каменю умовно були поділені на чотири групи (рис. 2.30). До групи № 1 були віднесені зразки з рожевим відтінком, цю групу можна віднести до породи, яка вивітрилася або та, що була схильна до корозії; до групи № 2 були віднесені породи, які мають блідо рожевий колір, що відрізняється від заявленої торгової марки кар'єра; до групи № 3 були віднесені породи, які за кольором відповідають заявленій торговій марці та є свіжою породою; до групи № 4 були віднесені породи, які мають невелике відхилення кольору від заявленої торгової марки.



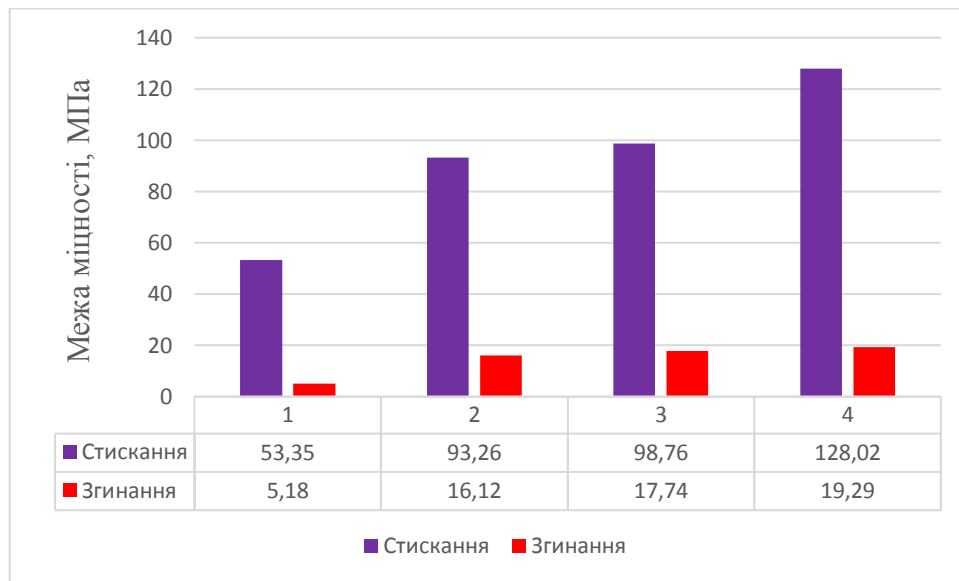
**Рис. 2.30. Розподіл зразків за кольором**

З різних ділянок кар'єра були взяті зразки різних кольорів. Вигляд зразків, які піддавалися випробуванню показано на рис. 2.31. Зразки були випробувані на стискання і згинання [167, 168] (рис. 2.32).



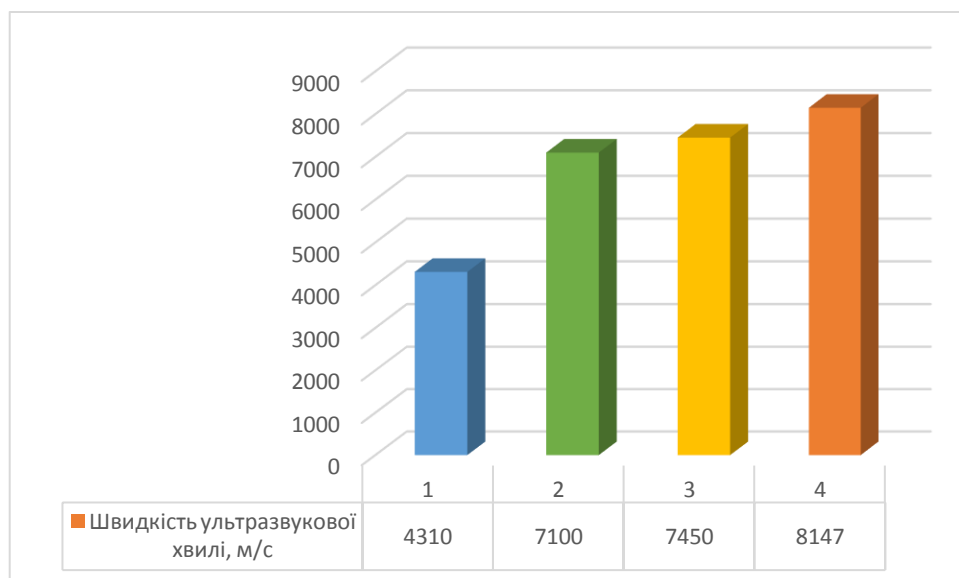
**Рис. 2.31. Міцність породи на стискання та на згинання**

Аналіз даних показав, що найменшу міцність на стискання і розтяг мають зразки 1, найбільшу – 3.



**Рис. 2.32.** Усереднені дані міцності гірських порід  
1, 2, 3, 4 – класифікація згідно з рис. 4.5

Перед випробуванням на розтягання і згинання було проведено поверхнєве прозвучування зразків і отримані усереднені результати, які показані на рис. 2.33.



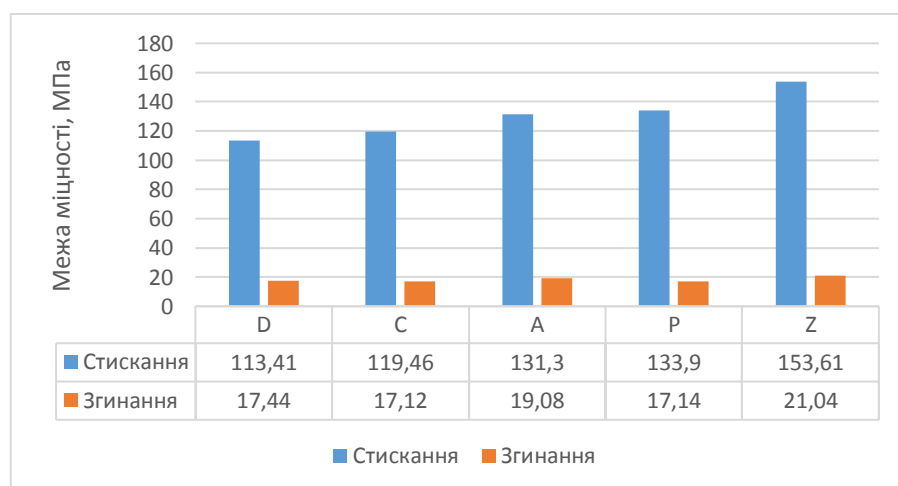
**Рис. 2.33.** Усереднені дані швидкості ультразвукової поверхнєвої хвилі в зразках граніту без навантаження

131 зразок свіжої породи було випробувано на стискання за стандартними методиками [169] та отримані дані, які показані на рис. 2.34 після аналізу були посортовані за групами (A, C, P, D, Z) і усереднені.



**Рис. 2.34. Міцність породи на стискання**

Результати оцінки міцності породи на стискання показують (рис. 2.35), що найбільш міцні породи із західної частини кар'єра – Z, менш міцні зразки – D, ці зразки були відібрані з дна кар'єру. Такий розкид даних можна пояснити впливом технології ведення видобувних робіт, які пов'язані з вибухами. Таким чином ділянки, які перебувають на значній відстані від ведення видобувних робіт мають більш міцні породи.



**Рис. 2.35. Усереднені результати міцності зразків свіжої породи з різних ділянок кар'єра**

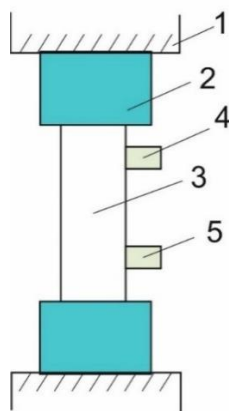
*A, C, P, D, Z – зразки породи взяті з ділянок кар'єра згідно з рис. 2.28*

З метою отримання експрес методики визначення міцності природного каменю в масиві неруйнівними методами бралися зразки, які відповідали торговій марці за кольором і була використана наступна методика [170, 171] проведення експерименту:

I. Підготовка робочого місця для випробувань, для чого близько преса встановлюють усі необхідні прилади.

II. У всіх наявних зразках досліджуваної породи вимірюють швидкість поздовжньої хвилі  $V_{work}$ .

III. Встановлюють зразок під прес (рис. 2.36). При цьому акустичний контакт ультразвукових датчиків із зразком забезпечується найкращим чином. З цією метою використовується прилад з ручкою поверхневого прозвучування приладу Pulsar 2.1 [172–173]. Для дослідження залежності швидкості і загасання поздовжніх хвиль в напрямку, який є перпендикулярним до прикладення зусиль, ультразвукові датчики закріплюються в центральній частині зразка на весь період випробування.



**Рис. 2.36. Схема вимірювання швидкостей методом поздовжнього профілювання**

*1 – навантажувальний пристрій*

*(прес); 2 – матриця;*

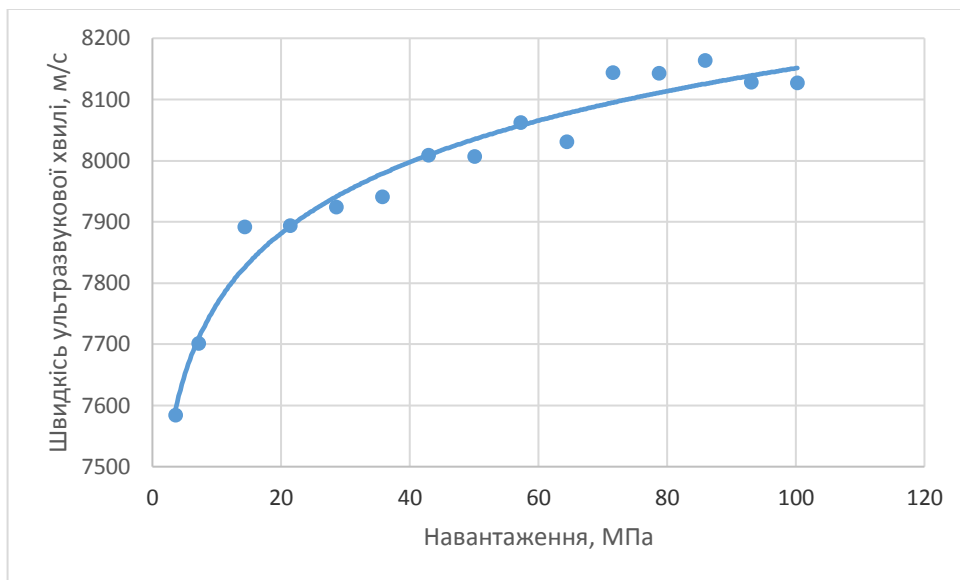
*3 – випробуваний зразок;*

*4 – випромінювач; 5 – приймач*

IV. У встановленому під пресом зразку створювалося навантаження рівне  $0,1\sigma_{br}$ , де  $\sigma_{br}$  – руйнівне напруження. Бралися перші відліки часу.

V. Через інтервали, рівні  $0,1\sigma_{br}$ , доводять напругу в зразку до  $(0,4 – 0,5)\sigma_{br}$ , після чого зразок розвантажують через ті ж інтервали до напруги, рівної  $0,1\sigma_{br}$ . При цьому через кожен інтервал бралися відліки.

VI. Після першого циклу навантаження-розвантаження зразок навантажувався до руйнування. Відлік часу і амплітуди беруться через інтервали  $(0,1 – 0,2)\sigma_{br}$ . Результати вимірювань показані на рис. 2.37.



**Рис. 2.37.**  
**Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від навантаження на зразки свіжої породи**

У деяких випадках швидкість ультразвуку різко падає перед руйнуванням. Зростання поширення ультразвукових хвиль у зразках можна пояснити тим, що під тиском ущільнюються порожнечі та пори в природному камені. У деяких зразках швидкість підвищувалася до певного рівня і була постійною аж до руйнування. В середньому швидкість ультразвукової хвилі підвищується для даної торгової марки граніту на 8–12 %.

Зміна швидкості поширення в залежно від тиску на зразки граніту можна описати формулою:

$$v = 167,47 \ln(P) + 7379,7, \text{ м/с}, \quad (2.1)$$

де  $v$  – швидкість розповсюдження поверхневої хвилі, м/с;

$P$  – навантаження на зразок, МПа.

Перед випробуванням гранітних зразків на розтягу було проведено поверхневе прозвучування зразків і отримані результати показані на рис 2.38.

Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі в ненавантаженому зразку і міцності на розтягу можна описати формулою:

$$v = -9,94P^2 + 505,6P + 1861 \text{ м/с}, \quad (2.2)$$

де  $v$  – швидкість розповсюдження поверхневої хвилі, м/с;

$P$  – міцність зразка на згинання, МПа.

Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від міцності граніту на стискання свіжої породи наведено на рис. 2.39.

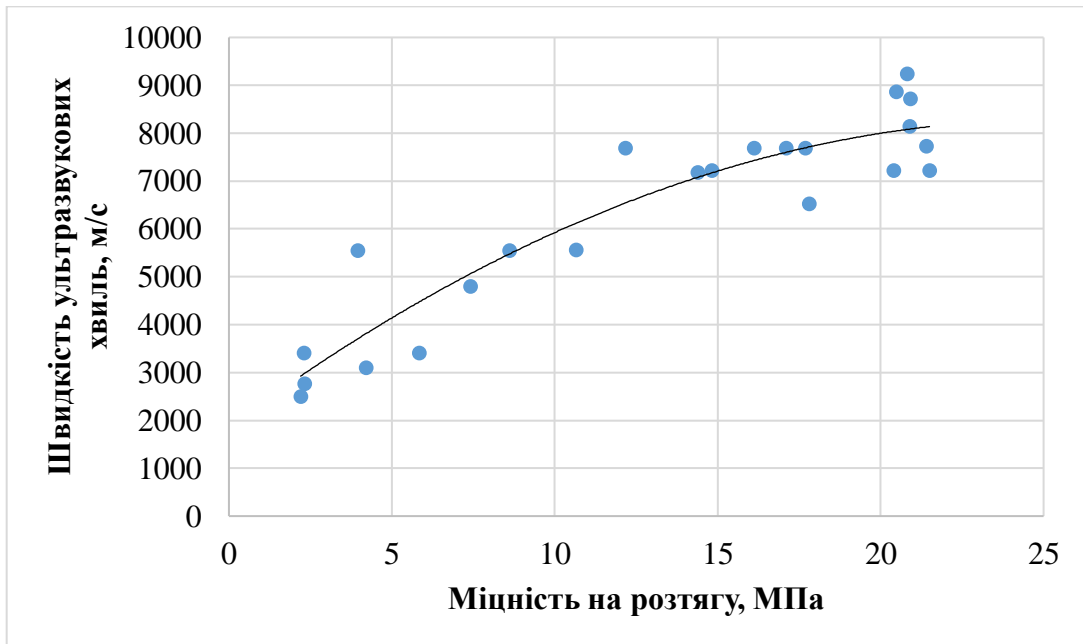


Рис. 2.38. Залежність швидкості поширення ультразвукових хвиль від міцності Лезниківського граніту на згинання

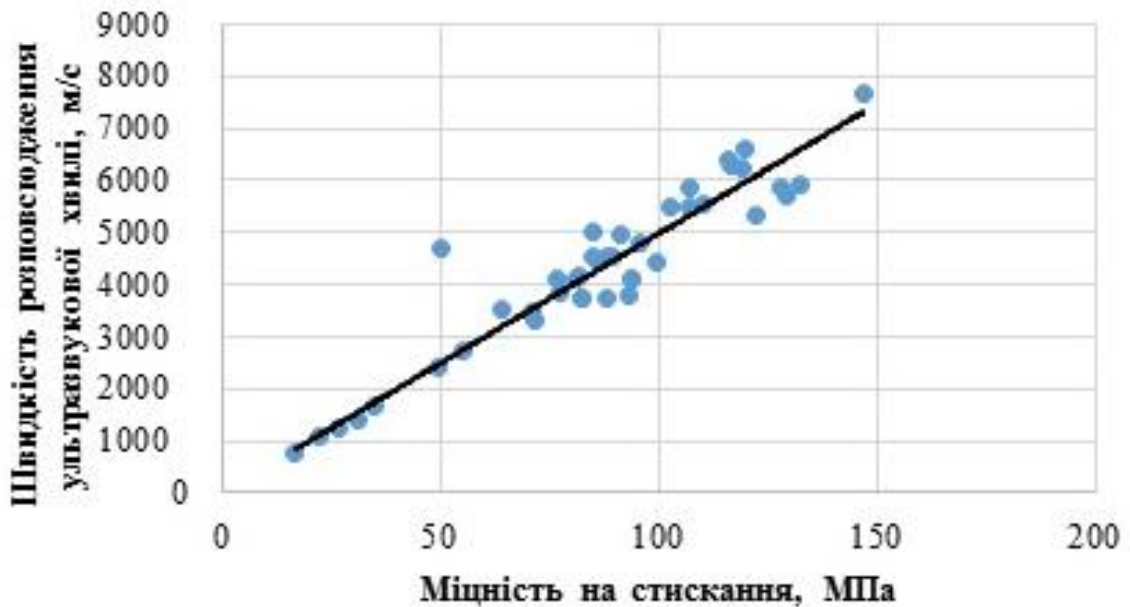


Рис. 2.39. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від міцності граніту на стискання свіжої породи

Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від міцності граніту на стискання свіжої породи можна описати формулою:

$$v = 477P + 1961,7, \text{ м/с}, \quad (2.3)$$

де  $v$  – швидкість розповсюдження поверхневої хвилі, м/с;

$P$  – міцність зразка на стискання, МПа.

Таким чином зміну міцності природного каменю можна визначити ультразвуковим способом, при цьому необхідно виділити характерні точки прозвучування, оскільки граніт має не однорідну структуру і швидкість поширення ультразвукових хвиль може в одному масиві бути різною. Дана методика може бути застосована, як еспрес-метод визначення міцності граніту в масиві з метою виділення блочних ділянок в щебеновому кар'єрі.

## **2.5. Натурні дослідження зниження міцності природного каменю при багаторазовому неруйнівному навантаженні**

Руйнування, які є наслідком тривалого впливу повторних або змінних навантажень, називаються втомним. А ті найбільші напруги, при яких зразок гірської породи тривалий час може зберігати стійкість (суцільність) в умовах змінних навантажень без руйнування, називають межею втомної міцності. Це явище вперше було виявлено німецьким вченим – інженером залізничного транспорту Вьолером, який розробив методику визначення межі втоми і сформулював ряд закономірностей втомної міцності деталей і агрегатів рухомого залізничного складу.

Під час масових вибухів на щебених кар'єрах в гірських породах інтенсивно розвиваються мікротрищини, які послаблюють гірську породу. Гірський масив сприймає різні навантаження за енергією та частотою коливань залежно від відстані до епіцентру масового вибуху. При селективному видобуванні блоків природного каменю в щебених кар'єрах необхідно мати

інформацію про зниження міцності природного каменю на певних ділянках кар'єру. Як відомо, гірські породи добре витримують напруги на стиск та погано витримують на розтяг. Так, ослаблення міцності гірських порід при вибуховому навантаженні відбувається головним чином під дією напружень, що розтягують. З огляду на викладене вище, в якості критерію міцності гірських порід необхідно прийняти межу міцності на розтяг.

Попередньо оцінити придатність родовища гірської породи до селективного видобутку можливо шляхом проведення лабораторних випробувань. В лабораторних умовах можливо оцінити ослаблення міцності гірських порід під дією циклічних динамічних навантажень за допомогою неруйнуючих методів. Аналіз інтенсивності ведення вибухових робіт та стійкості гірських порід до циклічних динамічних навантажень дозволить зробити районування кар'єру, де для кожного родовища можливо виділити пошкоджені та неушкоджені ділянки масиву гірської породи.

Відомо, що механічні властивості гірських порід під впливом динамічних навантажень різко відрізняються від статичних навантажень [174], природа динамічного руйнування каменю залишається не до кінця з'ясованою, особливо в умовах циклічного навантаження [175]. Під час циклічних навантажень деякі матеріали стають міцнішими та більш пластичними, а інші стають слабкішими і більш крихкими [176]. Міцність гірської породи знижується під час циклічних динамічних навантажень при веденні вибухових робіт, тому важливу роль займає прогнозування міцністних характеристик гірської породи [177]. Це дало поштовх до значних досліджень, які пов'язані зі зміною механічних властивостей гірських порід залежно від різних умов навантаження [178] та руйнування [179]. Багато дослідників вивчили ефект циклічних навантажень на стомлювальні властивості гірських порід, наприклад, [180] виконав ряд тестів для дослідження втоми та динамічної зміни енергії в пісковіку та конгломерату. Дослідники дійшли висновку, що мікроструктура, текстура каменю та вміст кварцу у зразках порід впливають на ослаблення міцності гірських порід під дією циклічних динамічних навантажень, і що мікротріщини були основною причиною втоми. Лабораторні дослідження [181] показали, що частота



навантаження, а також амплітуда, має велике значення на поведінку породи в умовах динамічного циклічного навантаження. Динамічна втомлювальна міцність та динамічна осьова жорсткість породи зменшуються зі збільшенням частоти та амплітуди навантаження. Автори [182] провели дослідження поведінки Альвандського граніту при різних максимальних навантаженнях, зі змінною частотою та амплітудою. Прийшли до висновку, що зі збільшенням циклічності навантаження рівень стійкості до руйнування знижується і пластична поведінка стає домінуючою у кожному циклі. Через крихкість гірської породи і низьку швидкість навантаження на низьких частотах процес накопичувального порушення граніту не вдалося простежити. Аналіз літературних джерел показав, що накопичувальне порушення граніту можливо визначити ультразвуковим методом [183], який ефективно було використано для вивчення міцнісних характеристик гранітів [184].

Сучасні дослідження показують, що текстура природного каменю та вміст кварцу має вплив на ослаблення міцності гірських порід під дією циклічних динамічних навантажень. Проте доступні дані свідчать про те, що деякі результати є суперечливими, це пов'язано з різною текстурою та будовою природного каменю, яка є унікальною для кожного родовища. Таким чином, наявні дані про ослаблення міцності гірських порід під дією циклічних динамічних навантажень залишаються недостатніми для вирішення практичних завдань з прогнозування міцності граніту в межах щебеневих кар'єрів.

Дослідження проводилися з метою встановлення кількісних закономірностей розвитку порушень і зниження міцності природного каменю залежно від числа їх навантажень.

При цьому аналогом процесу руйнування зразків при розтягуванні служило руйнування окремоостей шляхом розколювання їх ударником. Аналогом процесу багаторазового навантаження зразків природного каменю слугувало багаторазове неруйнуюче навантаження окремоостей граніту шляхом скидання на них сферичного ударника.

Для того, щоб оцінити величину напруги, яка виникає в породній окремоості при скиданні на неї ударника, була розглянута теоретична задача

руйнування окреmostі, яка розташована на пісчаній основі при ударі її ударником.

Необхідно підкреслити, що аналогічний підхід до визначення напружень відомий. Наприклад, Л.І. Барон [121] пропонує визначати напруги розтягу  $\sigma_p$  зразків шляхом розколювання їх статичними стискаючими навантаженнями по утворюючій.

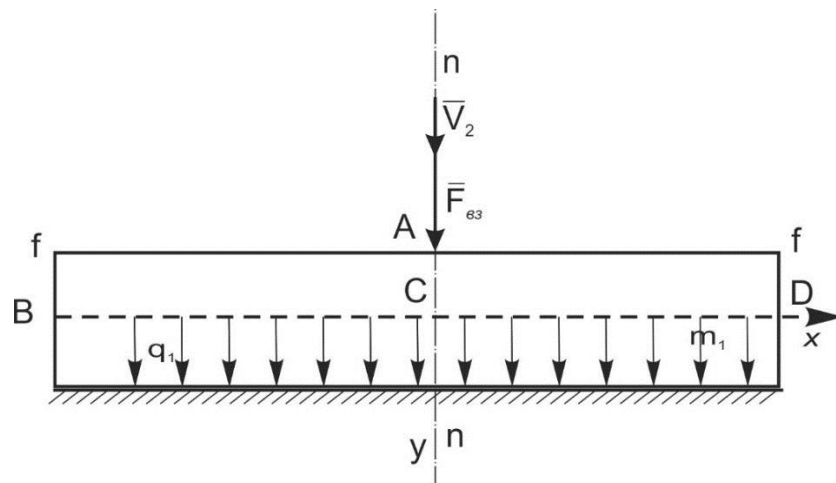
Розглянемо напружений стан окреmostі, яка знаходиться на пружній основі, при скиданні на неї ударника.

Зразок природного каменю має розміри: довжина  $a$ , товщина  $b$  і ширина  $c$ . Маса окреmostі дорівнює:

$$m_1 = abc\rho, \text{ кг}, \quad (2.4)$$

де  $\rho$  – щільність породи.

Нехай зразок масою  $m_1$  лежить на пружній основі та на неї падає ударник масою  $m_2$ , швидкість центру мас якого  $\bar{V}_2$ . Прийmemo, що удар ударника здійснюється по рівній ділянці поверхні окремо уздовж прямої по ширині його  $C$ , як показано на рис. 2.40. Взаємодія окреmostі і ударника відбувається в деякій точці  $A$ .



**Рис. 2.40. Схема розподілу навантажень в породній окреmostі  $m_1$  при скиданні на неї ударника**

При ударі в точці А будуть виникати сили взаємодії. У першому наближенні будемо вважати, що результуюча сила взаємодії двох шматків при їх зіткненні буде направлена по нормалі  $nn$  в точці А до поверхні зразка.

Абсолютну систему прямокутних декартових координат виберемо наступним чином. Початок координат помістимо в точку простору, в якій у даний момент часу знаходиться центр маси окремої  $O_1$ , вісь Х направимо паралельно дотичній площині  $\tau\tau$ , вісь У – перпендикулярно осі Х по нормалі  $nn$  до дотичної площини  $ff$ .

Швидкість  $\bar{V}_2$  в момент початку зіткнення спрямована паралельно осі У.

Прийmemo наступну модель процесу зіткнення. При ударі виникають сили, що діють протягом короткого часу  $t_1$ , впливом переміщення шматків на процес їх зіткнення і руху під час цього процесу знехтуємо. Зіткнення відбувається в два етапи. Під час першого має місце максимальне зближення контактуючих ділянок зі зростанням сили взаємодії до максимального значення, а в другому – розвантаження напруженого стану співударених окремої і зменшення сили взаємодії до нуля.

У початковий період зіткнення в обох шматках почнуть поширюватися пружні хвилі, які досить швидко трансформуються в хвилі зсуву, так що перший (за часом) можливий варіант руйнування шматків буде відбуватися тоді, коли дотичні напруги, що виникли в шматках у хвилях зсуву досягнуть граничних значень  $\tau_{3c}$ :

$$\tau_{3c} = \rho c_2 V_{2y}, \quad (2.5)$$

де  $c_2$  – швидкість поширення поперечних хвиль (хвиль зсуву),

$$c_2 = \sqrt{\frac{G}{\rho}} = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\nu)}}. \quad (2.6)$$

Потім у міру посилення взаємодії шматків і після декількох суперпозицій пружних хвиль в шматках виникне деякий напружено-деформований стан, що досягає свого екстремального значення в кінці першого етапу зіткнення шматків

при максимальній силі взаємодії. Розглянемо систему сил і моментів, що діють на шматок  $m_1$ .

Відповідний напружено-деформований стан розрахуємо на підставі наступних припущень.

У розглянутий момент сила взаємодії врівноважена по Д'аламберу силами інерції  $q_1$ , безперервно розподіленими по всій окремості. У першому наближенні приймаємо, що це навантаження постійне по довжині (ширині) окремості. Втім, це й не обов'язково, величина  $q_1$  по довжині може бути змінною, пропорційно масі окремості у відповідному перерізі.

$F_{вз} = \sum q_i = -q_i a = Q_{ін},$	(2.7)
--	-------

де  $q_i$  – сила інерції одиниці довжини окремості.

2. Під дією цієї сили і моменту, який виникає відбувається вигин окремості. Для розрахунку згинаючих моментів і напружень, що виникають при цьому скористаємося методами опору матеріалів. При цьому розподілене навантаження від сил інерції, що врівноважують силу, запишеться у вигляді:

$$q_1 = -\frac{F_{вз}}{a}. \quad (2.8)$$

При падінні сталеві кулі масою  $m = 1$  кг з висоти  $H = 0,15$  м на плиту отримаємо  $v = \sqrt{2gH} \approx 1,72$  м/с. Ударний імпульс  $S = mv(1 + k) \approx 12$  Нс. Якщо час удару  $\tau = 0,0005$ с, то середня величина ударної реакції  $N_{уд.ср} = \frac{S}{\tau} = 24000$  Н.

Відповідно, величина згинального моменту буде дорівнювати:

$$M = \frac{F_{вз} x^2}{a}, \quad (2.9)$$

де  $x$  – координата перетину окремості, де момент має максимальне значення.

Момент по всій довжині окремості безперервний і дорівнює нулю в точках  $B$  і  $D$  на її кінцях.

3. Величина потенційної енергії пружних деформацій окремостей визначиться як:

$$U_1 = \int_0^a \frac{M^2 dx}{2EI_1}, \quad (2.10)$$

де  $M$  – згинальний момент, який визначається за (2.5);

$E$  – модуль пружності породи окремості;

$I_1$  – момент інерції перерізу шматка щодо нейтральної вісі.

$$I_1 = \frac{ab^3}{12}. \quad (2.11)$$

Величина потенційної енергії пружних деформацій основи, на якій розташовувалася окремість, що має жорсткість  $C$ , визначається в вигляді:

$$U_2 = \frac{F_{\text{ВЗ}}^2}{2C}. \quad (2.12)$$

Величина потенційної енергії пружних деформацій дорівнює абсолютній величині зміни кінетичної енергії  $T$ .

$$U_1 + U_2 = T = \frac{m_2 V_2^2}{2}, \quad (2.13)$$

де  $m_2$  – маса ударника;

$V_2$  – швидкість скидання ударника.

Рівняння (2.9) дозволяє встановити величину  $F_{\text{ВЗ}}$ , а по ній розрахувати напружений стан в окремості за формулою:

$$\sigma = \frac{MY}{I_1}, \quad (2.14)$$

де  $Y$  – найбільш віддалена від нейтральної осі точка окремості в перерізі;

$I_1$  – момент інерції цього перерізу.

Напруги розраховуються за (2.10) в найбільш небезпечних перетинах, в яких  $M$  максимальний.

Залежності (2.2)–(2.10) дозволяють розраховувати величину напружень, що виникають в породних окремоствях, які розташовані на пружній основі, при розколюванні їх ударником.

При цьому  $V_2 \sim F_{вз}$ ,  $F_{вз} \sim M$ ,  $M \sim \sigma$ , таким чином  $V_2 \sim \sigma$ , тобто напруги руйнування окремоствей залежать прямо пропорційно від швидкості скидання на них ударника.

Для того, щоб оцінити величину напруги, яка виникає в породній окремостві при скиданні на неї ударника, була розглянута теоретична задача руйнування окремостві, яка розташована на пісчаній основі при ударі її ударником. Були розраховані напруження та побудовані цифрові моделі розподілу навантажень в породній окремостві при скиданні на неї ударника методом кінцевих елементів в програмному продукті Ansys AUTODYN. Цифрова модель розподілу навантажень в породній окремостві при скиданні на неї ударника з висоти 15 см зображена на рис. 2.41.

Розподілення напружень стискання в дослідному зразку при кінетичній енергії удару 1,47 Дж від відстані від точки удару описуються формулою, яка отримана в результаті моделювання:

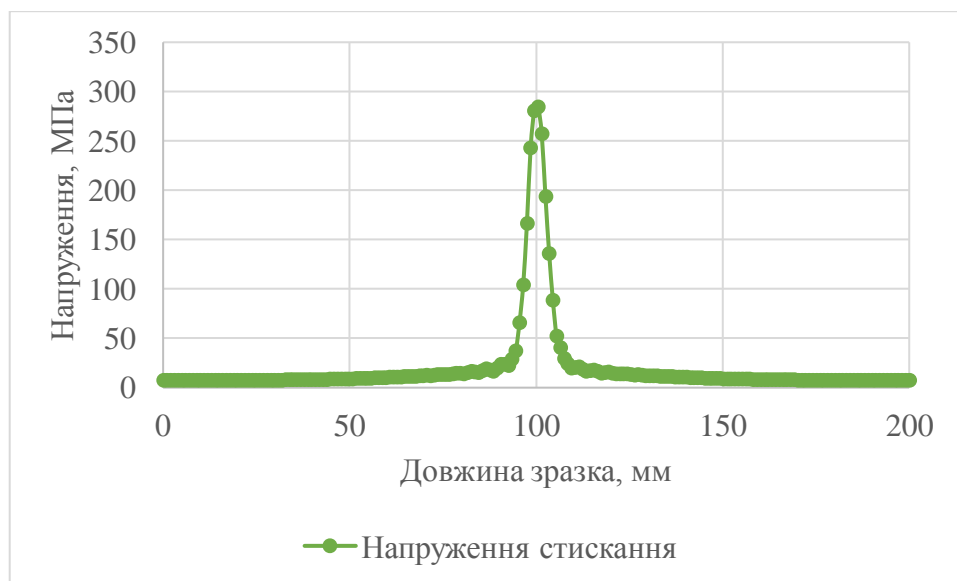
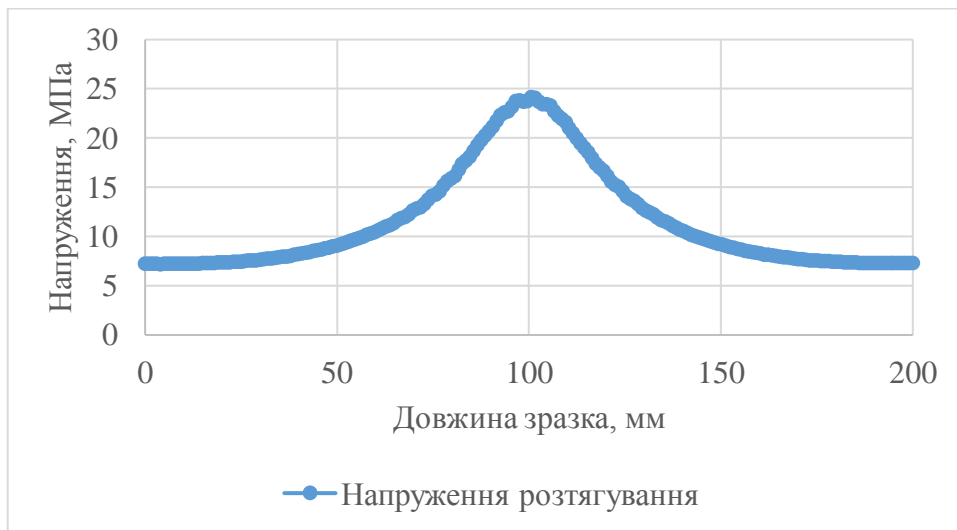
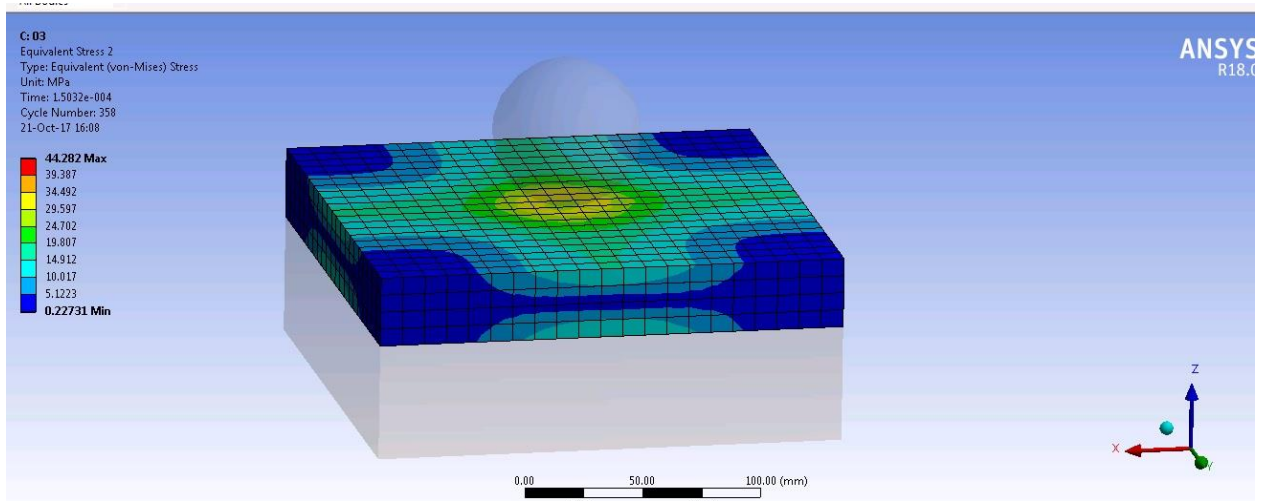
$$\sigma = 4 \cdot 10^{-8}L^6 - 1 \cdot 10^{-5}L^5 + 0,0018L^4 - 0,0459L^3 + 0,9867L^2 - 8,202L + 21,582, \text{ МПа} \quad (2.15)$$

Розподілення напружень розтягування в дослідному зразку при кінетичній енергії удару 1,47 Дж від відстані від точки удару описуються формулою, яка отримана в результаті моделювання:

$$\sigma = 0,0029L^2 - 0,131L + 8,369, \text{ МПа} \quad (2.16)$$

Динамічний аналіз був виконаний за допомогою явного вирішувача. У явному аналізі ітерації не потрібно для вирішення кожного кроку серія пробних рішень (ітерацій) для встановлення рівноваги в межах певного допуску, оскільки вузлові прискорення вирішуються безпосередньо. Часовий крок в

явному аналізі має бути менше, ніж тимчасовий крок Куранта (час, протягом якого звукова хвиля переміщається по елементу).



**Рис. 2.41. Цифрова модель розподілу навантажень в породній окремісті  $m_1$  при скиданні на неї ударника з висоти 15 см**

В динамічному аналізі вузлові прискорення вирішуються безпосередньо (не ітеративно), як зворотна матриця діагональної маси, помножена на вектор векторної мережі, де нетто-чисельна сила включає вклади від зовнішніх джерел (сили тіла, прикладений тиск, контакт тощо), елементну напругу, демпфірування, об'ємну в'язкість і контроль пісочного годинника.

Як тільки прискорення відомі в момент часу  $n$ , швидкості обчислюються в момент часу  $n + 1/2$  і зміщення в момент  $n + 1$ . З переміщень з'являється напруга. З напруги виникає стрес. І цикл повторюється.

Натурні дослідження були поставлені для вирішення двох завдань: по-перше, встановлення величини швидкості зіткнення окремоостей, при якій відбувається їх руйнування; по-друге, встановлення кількісних закономірностей розвитку порушень і зниження міцності гранітних откромостей залежно від швидкості і кількості їх навантажень.

Найбільш небезпечні навантаження для природного каменю є напруження розтягу, саме ним було приділено увагу при розрахунках. Розподілення напружень на розтягу в дослідних зразках показані на рис. 2.42.

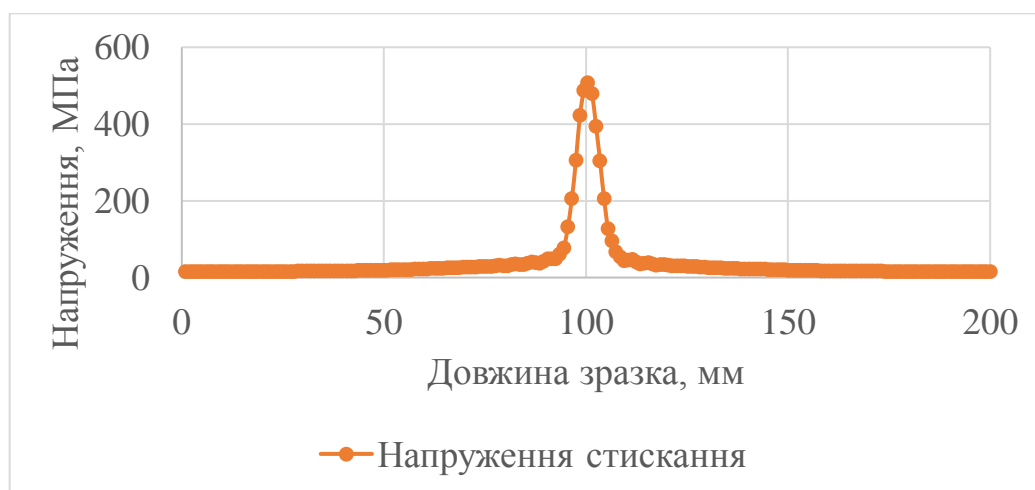
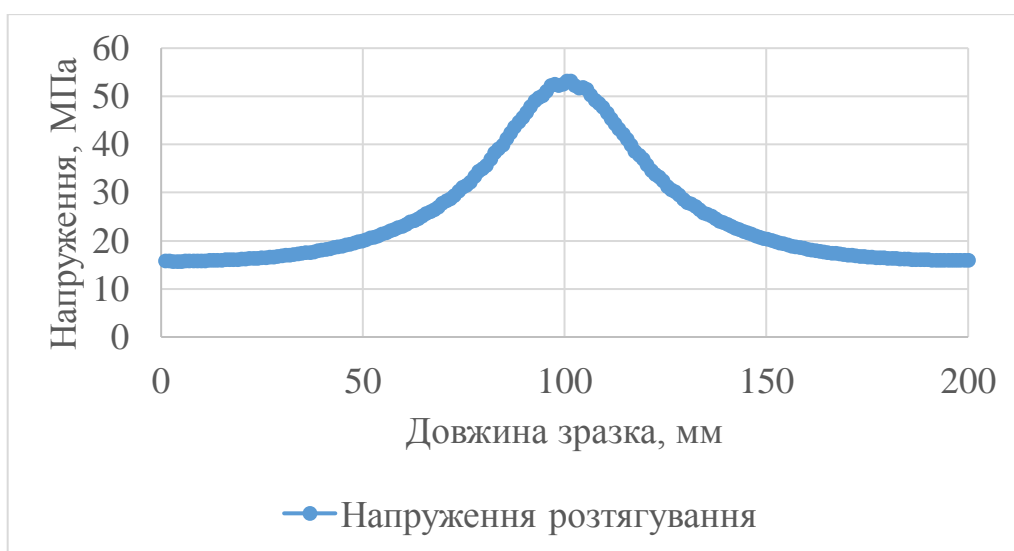
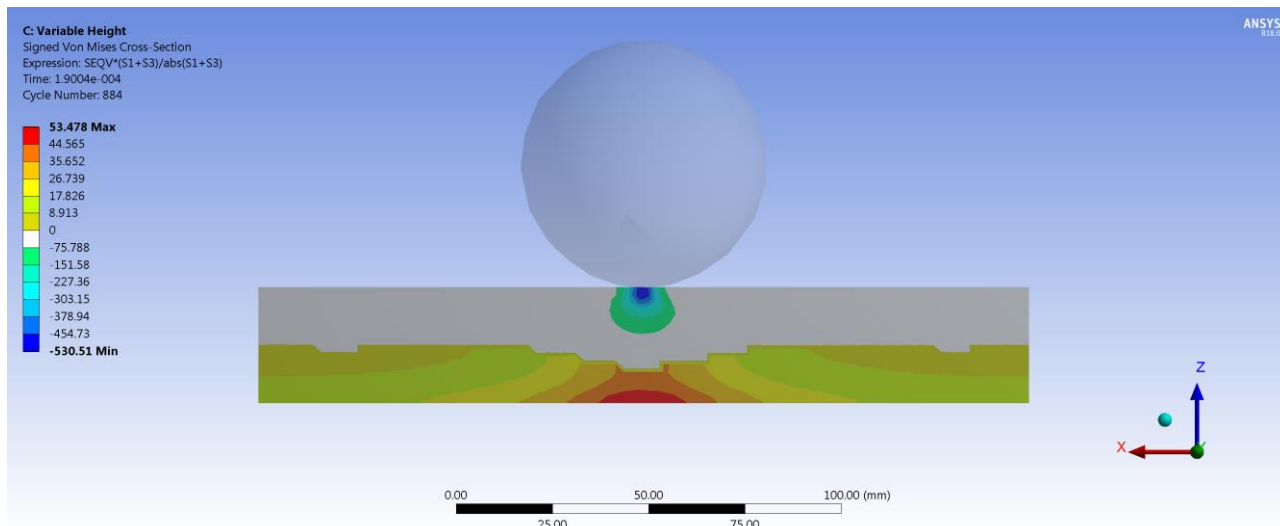
Розподілення напружень стискання в дослідному зразку при кінетичній енергії удару 5,39 Дж від відстані від точки удару описуються формулою, яка отримана в результаті моделювання:

$$\sigma = 7 \cdot 10^{-8}L^6 - 2 \cdot 10^{-5}L^5 + 0,0018L^4 - 0,0866L^3 + 1,9361L^2 - 17,463L + 55,147, \text{ МПа} \quad (2.17)$$

Розподілення напружень розтягування в дослідному зразку при кінетичній енергії удару 5,39 Дж від відстані від точки удару описуються формулою, яка отримана в результаті моделювання:

$$\sigma = 0,0065L^2 - 0,294L + 18,46, \text{ МПа} \quad (2.18)$$





**Рис. 2.42. Розподілення напружень в дослідному зразку при кінетичній енергії удару 5,39 Дж**

На основі аналітичних розрахунків (рис. 2.43) було отримано залежність максимального напруження на розтягання від кінетичної енергії удару в точці удару:

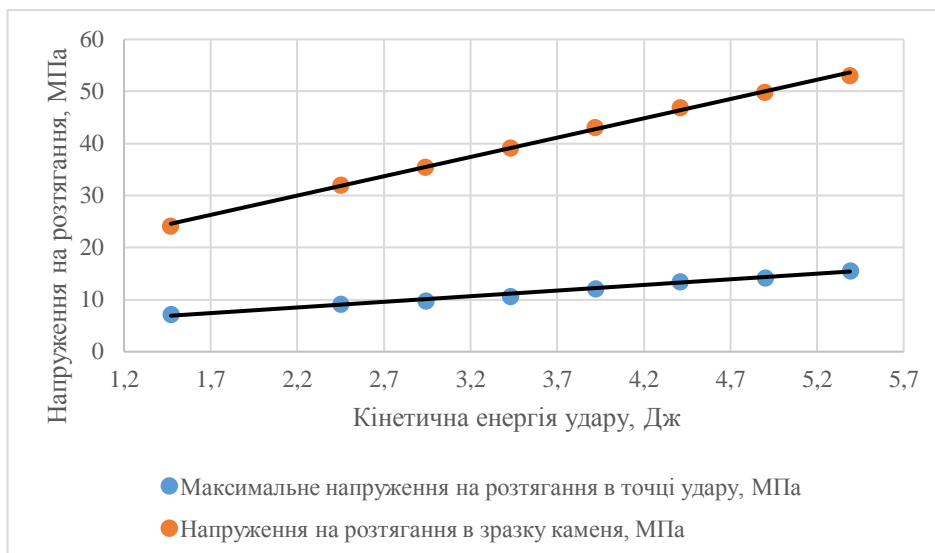
$$\sigma_{роз}^{max} = 7,42E_{уд} + 13,675, \text{ МПа}, \quad (2.19)$$

де  $E_{уд}$  – кінетична енергія удару, Дж.

Також була отримана залежність середнього напруження на розтягання від кінетичної енергії удару в зразку каменя, яка описується формулою:

$$\sigma_{роз}^{max} = 2,17E_{уд} + 3,74, \text{ МПа}, \quad (2.20)$$

де  $E_{уд}$  – кінетична енергія удару, Дж.

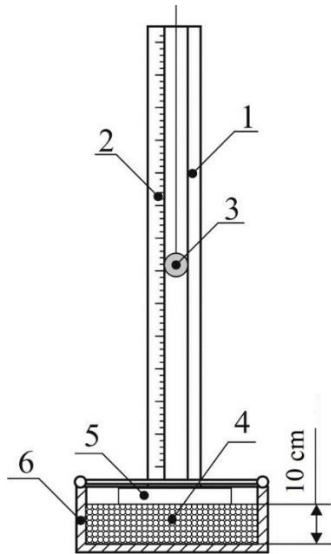


**Рис. 2.43.**  
Залежність напруження на розтягання від кінетичної енергії удару

Для проведення досліджень була розроблена установка, з допомогою якої проводилися навантаження на зразки природного каменю (рис. 2.43).

Багаторазові неруйнуючі навантаження гранітних окремоостей здійснювалися скиданням на них сферичного ударника, що є аналогом випробування гранітного зразка на розтяг, при цьому змінювалися висота скидання ударника і кількість навантажень.

Опір гірської породи ударним діям визначався за методикою згідно з ГОСТ 30629-2011 «Материалы и изделия облицовочные из горных пород. Методы испытаний».

*a**б*

**Рис. 2.43. Установка, з допомогою якої проводилися навантаження на зразки природного каменю**

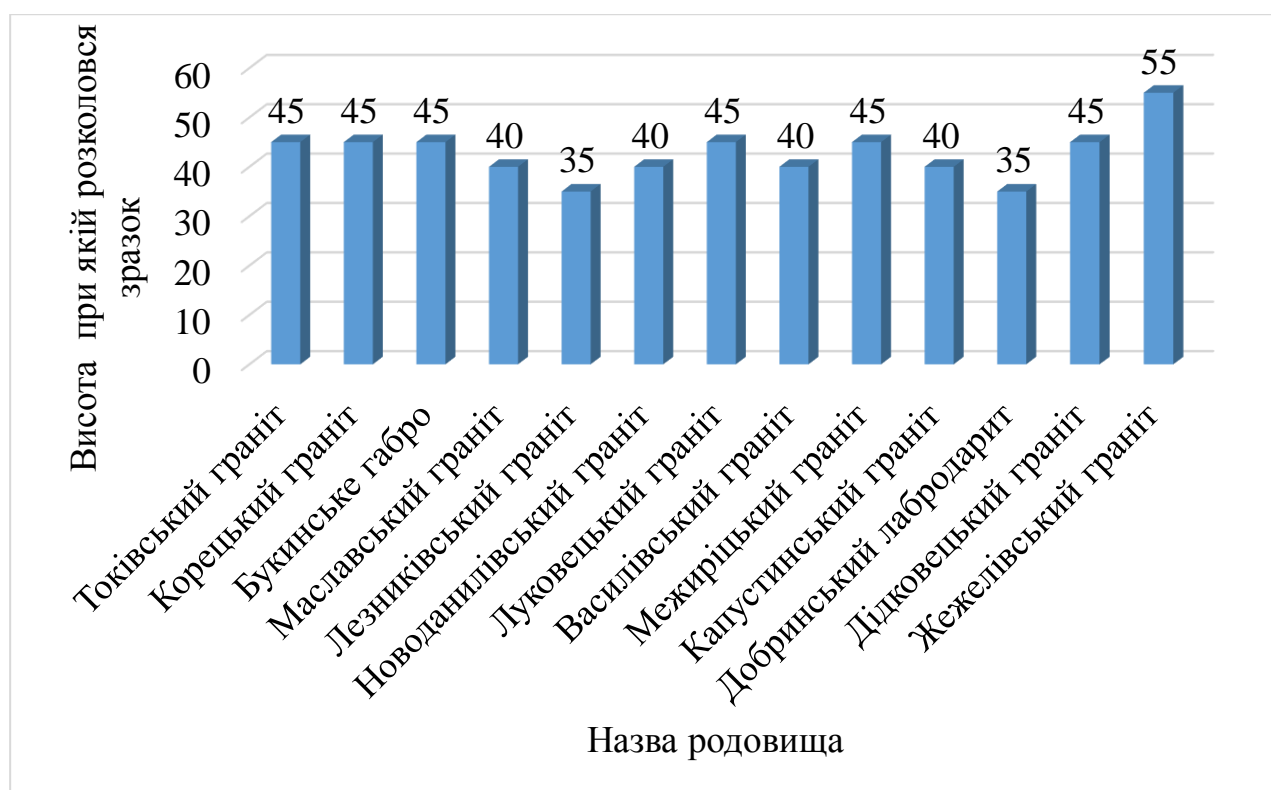
*a – установка для навантаження; б – вигляд зруйнованого зразка*

Для випробовування виготовляють чотири зразки гірської породи розміром 200×200×30 мм. На зразках встановлювався геометричний центр. Фактура поверхні зразків має бути пиляною. Зразок в легко-сухому стані (стані природної вологості) укладався в центр ящика на вирівняний шар піску завтовшки не менше 100 мм. Потім наносилися удари падаючою гирею в геометричний центр зразка. Перший удар наносився з висоти 15 см, кожен наступний удар наносився при підніманні гирі послідовно на 5 см. Маса гирі 1 кг. Після кожного удару зразки оглядалися. Випробовування проводять до тих пір, поки на зразку не з'являлися видимі тріщини або зразок не руйнувався. Під час проведення випробовування підстильний шар піску постійно вирівнювався. Як показник опору гірської породи ударній дії приймають мінімальну висоту скидання гирі (в сантиметрах), при якій на зразку з'явилися тріщини або відбулося його руйнування.

Визначення опору гірської породи до багатократних ударних дій проводилося на зразках гірської породи розміром 200×200×30 мм. На зразках встановлювався геометричний центр. Фактура поверхні зразків була пиляною.

Багаторазове скидання ударника проводилося з однієї висоти до руйнування зразків у результаті накопичення порушень від попередніх навантажень. Перед випробуваннями вимірювалася швидкість розповсюдження поверхневої ультразвукової хвилі у зразку каменю ультразвуковим приладом УК-14МП, після кожного скидання гирі проводилося вимірювання швидкості поверхневої ультразвукової хвилі в зразку в чотирьох напрямках, отримані дані усереднювали.

Випробування на опір гірської породи ударним діям (рис. 2.44) показали, що опір до удару гірських порід коливається від 35 до 55 см. Опір гірської породи ударним діям обчислювався як середньоарифметичне значення результатів випробування чотирьох зразків. Найгірші показники виявилися у червоного середньозернистого граніту Лезниківського родовища та Добринського лабродариту. Найкращий опір гірської породи ударним діям показав сірий середньозернистий граніту Жежелівського родовища. Всі інші родовища мали приблизно однаковий опір до удару. Фізико-механічні властивості та мінеральний склад відібраних зразків наведено в табл. 2.3, 2.4.



**Рис. 2.44. Результати випробувань на опір гірської породи ударним діям**

Таблиця 2.3

## Мінеральний склад відібраних зразків

Родовище	Польовий шпат, %				Кварц, %	Біотит, %	Рогова обманка, %	Піроксен, %	Олівін, %	Інші, %
	калій-натрові польові шпати		плагіоклаз, %	всього						
	мікроклін, %	калієвий польовий шпат, %								
Гоківське	34	–	30,8	64,8	30,4	4	–	–	–	–
Корецьке	–	0–55,0	40,0	50	30	18	–	–	–	–
Габро	–	–	40-65	40-65	0,6	0,8	6,8	20–45	–	7–10
Маславське	–	55–78	1–20		15–40	15	–	–	–	
Лезниківське	80		–	80	15	5	–	–	–	
Новоданилівське			25–35	55–75	10–15	5–10	–	–	–	1–2
Луковецьке	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Василівське	–	35–55	7–22	42–77	20–27	10	–	–	–	5–22
Межиріцьке	–		20	80	15	5	–	–	–	1
Капустинське	50	–	24	74	18	7	–	–	–	1
Добринський лабродарит	–	–	79–100	79–100	–	–	–	0–25	1–10	–
Дідковецьке	58	–	15	73	20	5	–	–	–	2
Жежелівське	–	30–35	20	50–55	23	15–25	–	–	–	2–7

Потім експериментальні дослідження проводилися наступним чином.

Виготовлялися зразки гірської породи розміром 200×200×30 мм. На зразках встановлювався геометричний центр. Фактура поверхні зразків була пиляною. Критичне число навантаження  $n$  відповідало такій кількості скидань сферичного ударника з вибраними висотами, яке призводить до руйнування зразків у результаті накопичення порушень від попередніх навантажень.

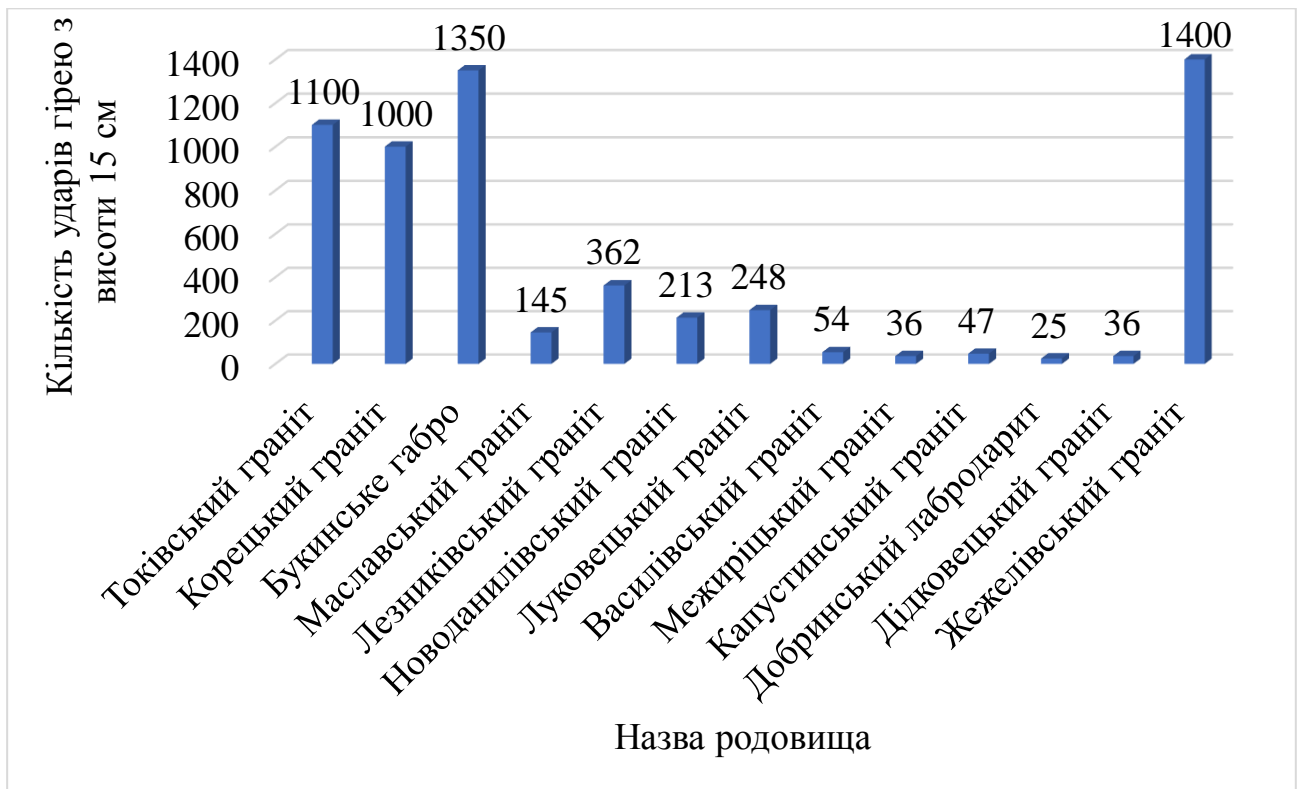
Таблиця 2.4

**Фізико-механічні властивості відібраних зразків**

Родовище	Об'ємна маса, кг/м <sup>3</sup>	Структура	Міцність на стискання, МПа
Токівське	2670	дрібна та середня зернистість	225
Корецьке	2730	середньозерниста	193–268
Габро Букинського родовища	–	дрібна зернистість	–
Маславське	2710	середньозерниста	255
Лезниківське	2650	середньозерниста	135–260
Новоданилівське	2720	середньозерниста	140–270
Луковецьке	2670–2930	крупнозерниста	130–150
Василівське	2680	середньозерниста	180–210
Межиріцьке	2700	середньозерниста	150
Капустинське	2700	крупнозерниста	165
Добринський лабродарит	2800	крупнозерниста	167
Дідковецьке	2675	середньозерниста	250
Жежелівське	2700	середньозерниста	130

При визначенні зниження міцності зразків природного каменю під час руйнування ударним способом було з'ясовано, що багатократні динамічні

навантаження з невеликою енергією удару (1,47 Дж) здатні витримувати не всі гірські породи (рис. 2.45).



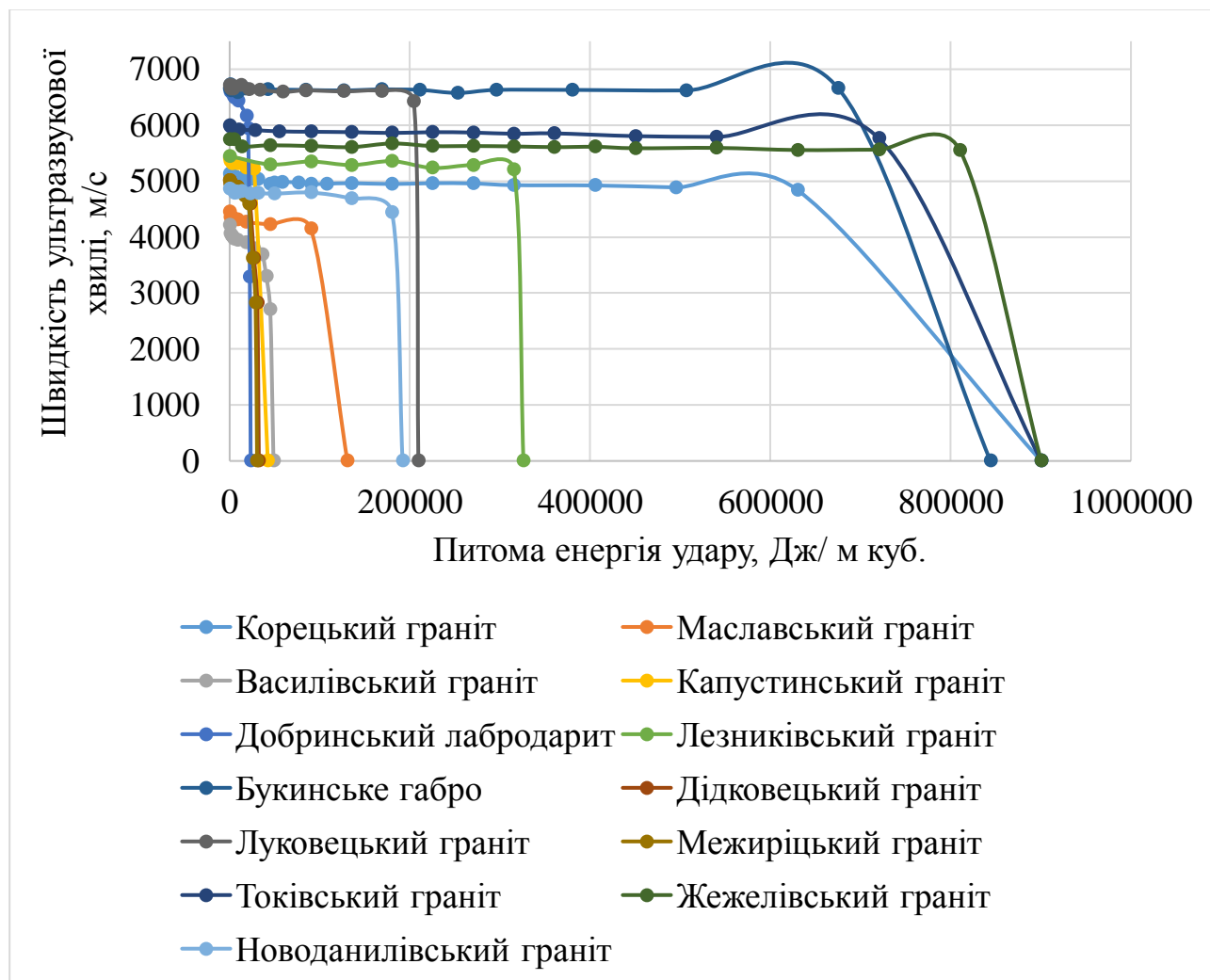
**Рис. 2.45. Результати скидання гіри з висоти 15 см на зразки з природного каменю**

Після кожного скидання проводилося вимірювання швидкості ультразвукової хвилі у зразку в чотирьох напрямках, отримані дані усереднювали. Для вимірювання був використаний ультразвуковий прилад УК-14МП (рис. 2.46).



**Рис. 2.46. Ультразвуковий прилад УК-14МП**

Також було розраховано питому енергію удару гирею по зразку природного каменю. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару наведено на рис. 2.47.



**Рис. 2.47. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 15 см**

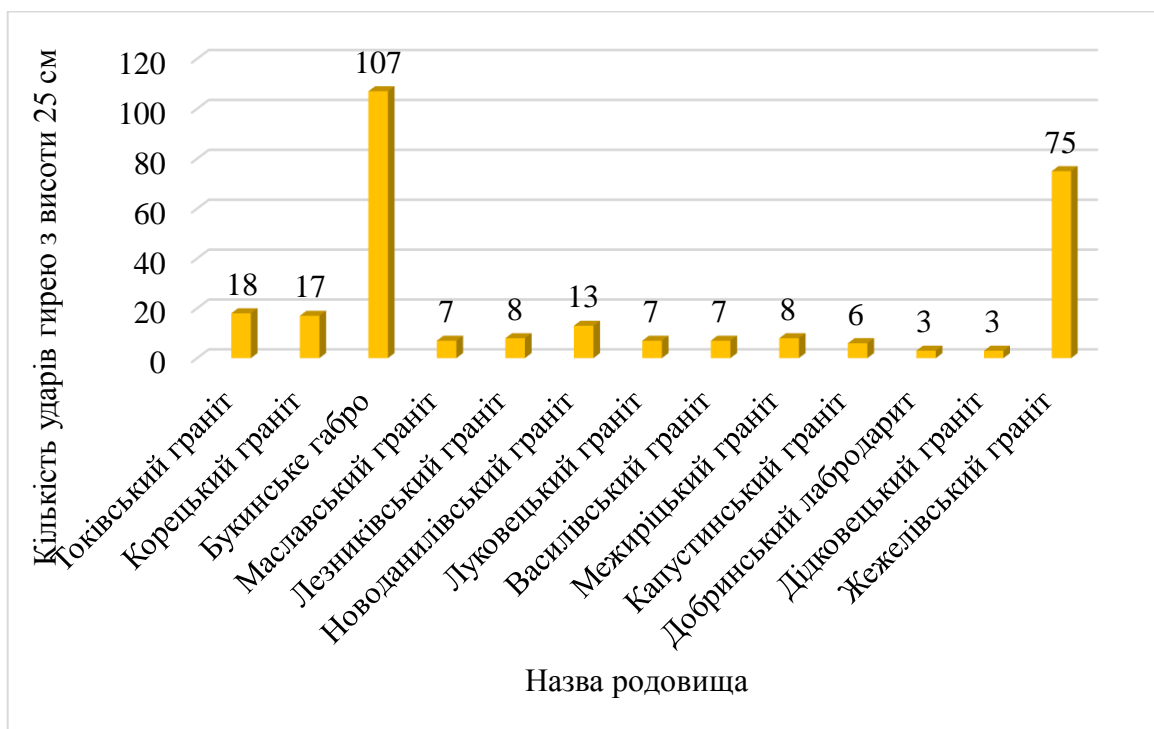
Звідси можна зробити висновок, при питомій енергії удару  $1,47 \text{ кДж/м}^3$  будуть демонструвати стійкість до удару Корецьке, Жежелівське, Токівське, Лезниківське родовища гранітів, а також габро Букинського родовища. Найменш стійкими виявилися Василівське, Дідковицьке, Межиріцьке, Капустинське родовища гранітів, Добринський лабродарит. Варто зауважити, що Корецьке, Жежелівське, Токівське, Лезниківське, Василівське, Дідковицьке, Межиріцьке



родовища гранітів мають однакову зернистість – середньозернисті. Капустинське, Луковецьке родовище гранітів та Добринське родовище лабрадоритів мають крупнозернисту структуру.

При скиданні гирі з висоти 30 см показники зниження міцності зразків природного каменю при руйнуванні ударним способом відрізняються незначно.

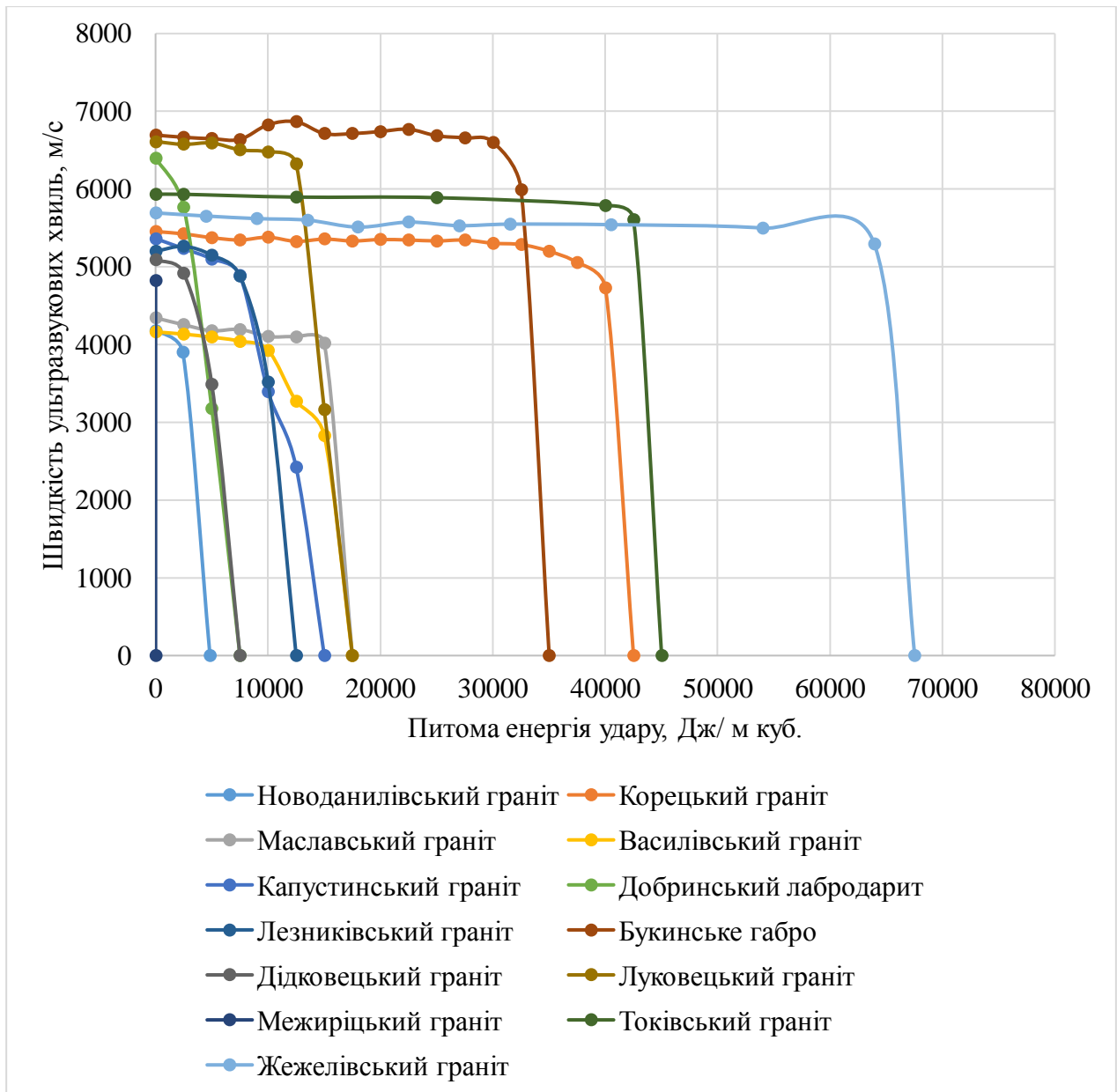
Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 25 см до руйнування зразка показані на рис. 2.48.



**Рис. 2.48. Результати скидання гирі з висоти 25 см на зразки з природного каменю**

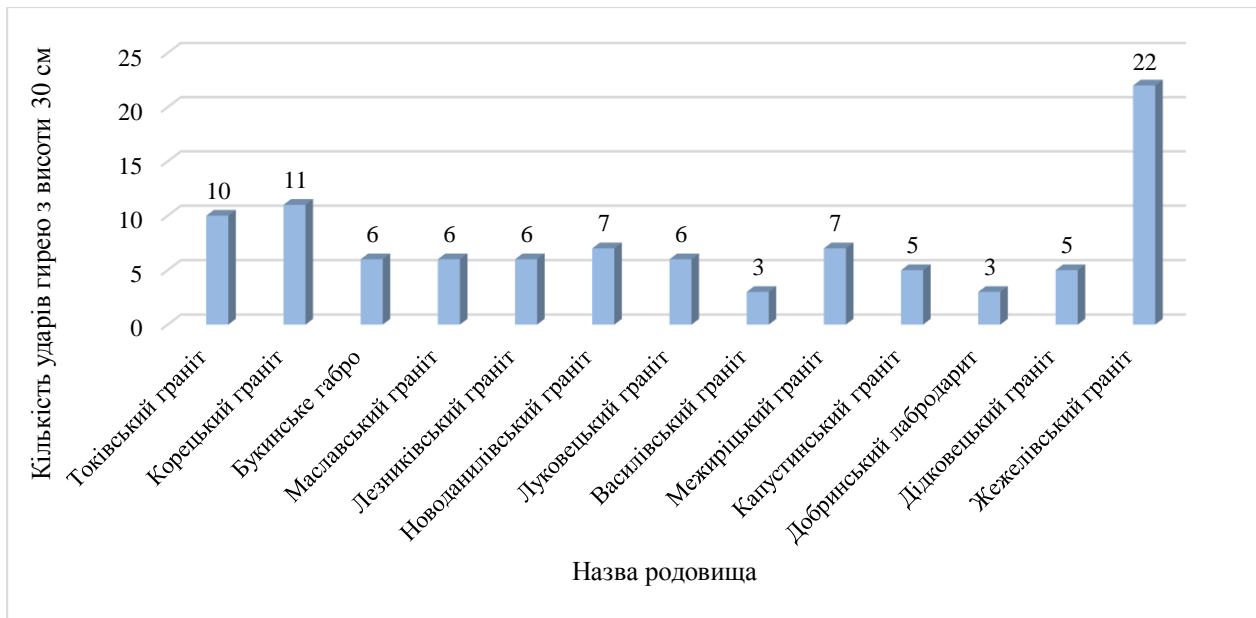
Стійкими до ударного навантаження виявилися зразки Корецького родовища гранітів та Букинське габро. Звідси при питомій енергії удару  $2,45 \text{ кДж/м}^3$  будуть демонструвати стійкість до удару Жежелівське родовище гранітів, а також Букинське габро. Найменш стійкими виявилися Дідковицьке родовище гранітів та Добринський лабрадорит.

Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару при скиданні гирі з висоти 25 см наведено на рис. 2.49.



**Рис. 2.49. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 25 см**

Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 30 см до руйнування зразка показані на рис. 2.50.

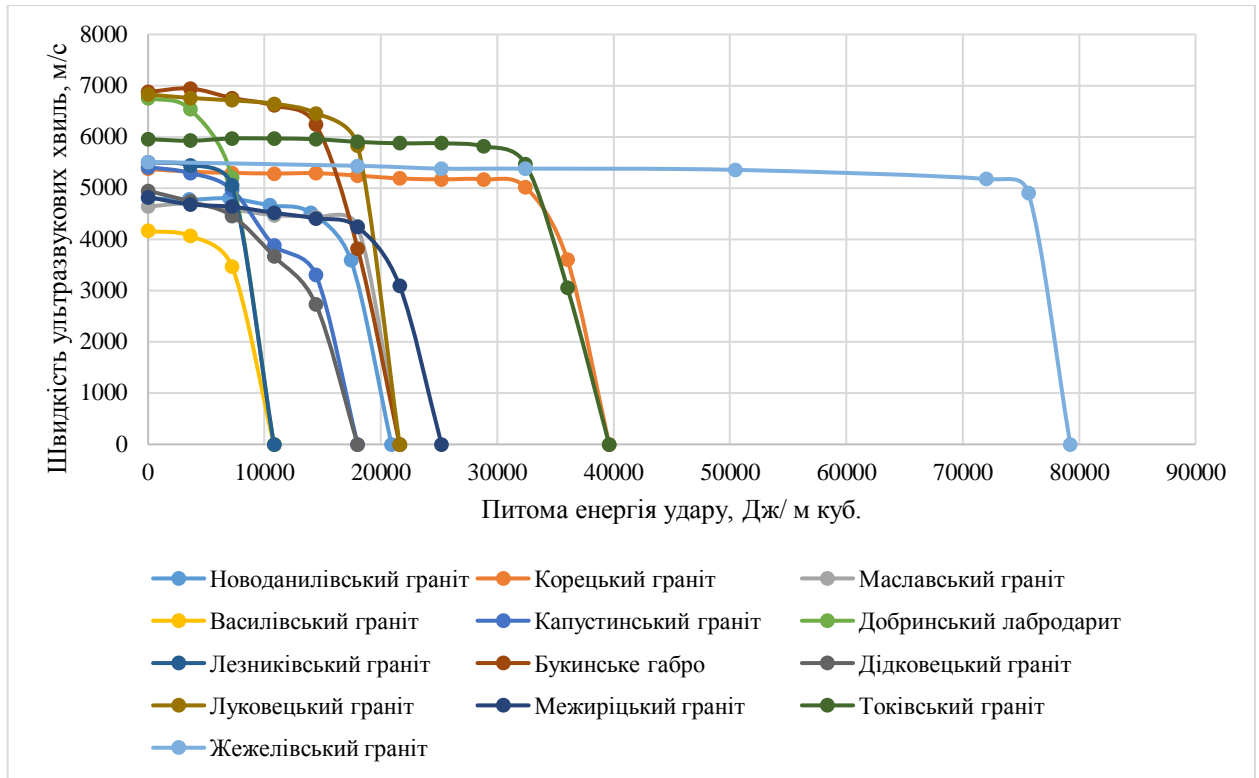


**Рис. 2.50. Результати скидання гирі з висоти 30 см на зразки з природного каменю**

Стійкими до ударного навантаження виявилися зразки Корецького родовища гранітів та Букинське габро. Звідси, при питомій енергії удару  $2,45 \text{ кДж/м}^3$  демонструють стійкість до удару Токівське, Жежелівське, Корецьке, Межиріченське, Новоданилівське родовища гранітів, а також Букинське габро. Найменш стійкими виявилися Василівське родовище гранітів та Добринський лабрадорит.

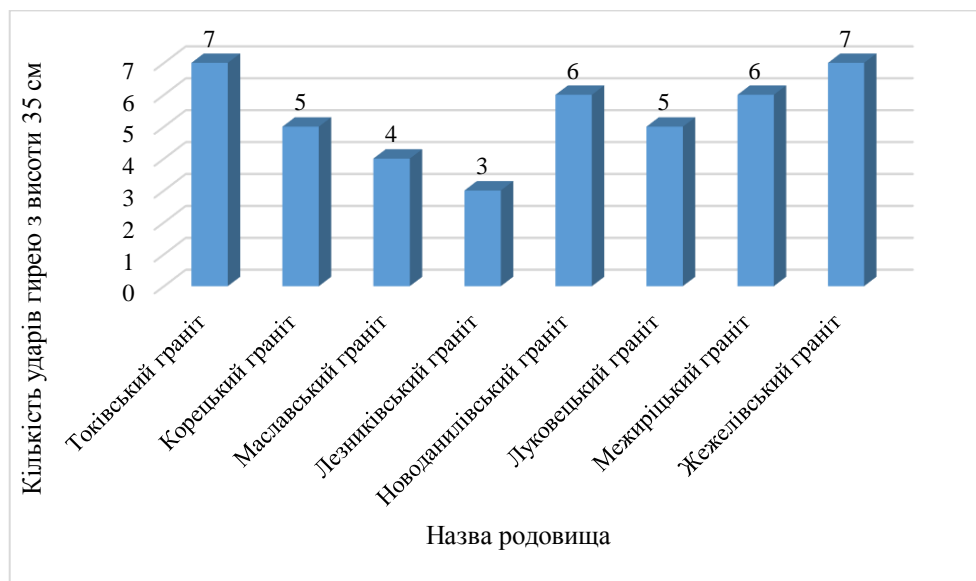
Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару при скиданні гирі з висоти 35 см наведено на рис. 2.51.

З графіку, який зображено на рис. 2.51 видно, що сумарна питома енергоємність зразків розміщена в межах 20 кДж, за ці межі виходять зразки Токівського та Корецького родовища – 40 кДж та Василівське родовище гранітів з Добринським лабрадоритом – 12 кДж.



**Рис. 2.51. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 30 см**

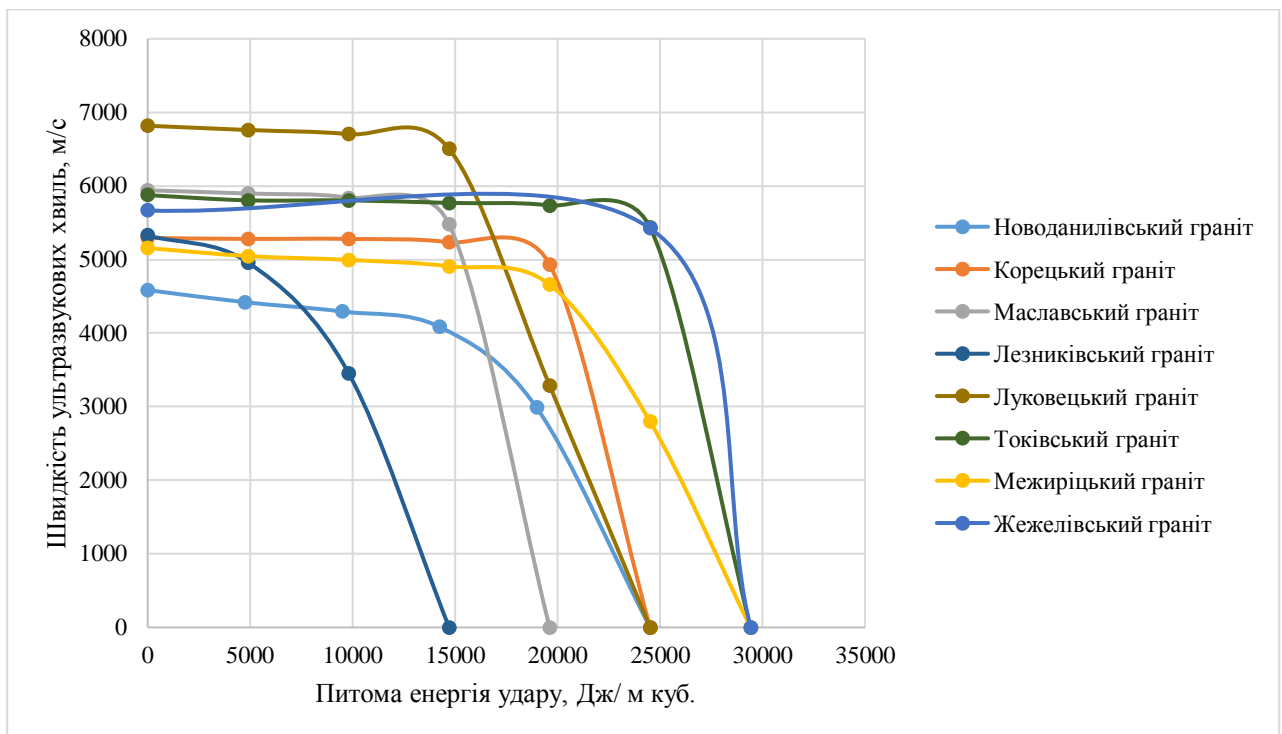
Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 35 см до руйнування зразка показані на рис. 2.52.



**Рис. 2.52. Результати скидання гирі з висоти 35 см на зразки з природного каменю**

При питомій енергії удару  $2,94 \text{ кДж/м}^3$  з'являється тенденція до зменшення різниці в показниках між зразками. Найстійкішими виявилися Токівське, Новоданилівське, Межиріцьке родовища гранітів, хоча при низкій питомій енергії удару Межиріцьке родовище показало незначні результати і виявилось одним з нестійких зразків до удару.

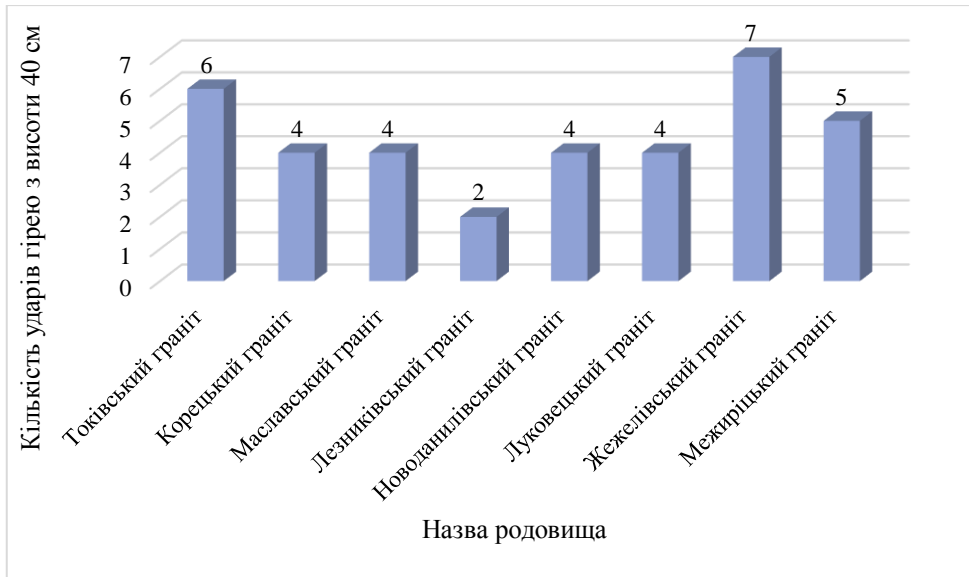
Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару при скиданні гирі з висоти 35 см наведено на рис. 2.53.



**Рис. 2.53. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 35 см**

З графіку, який зображено на рис. 2.53 видно, що сумарна питома енергоємність зразків розміщена в межах 15–30 кДж.

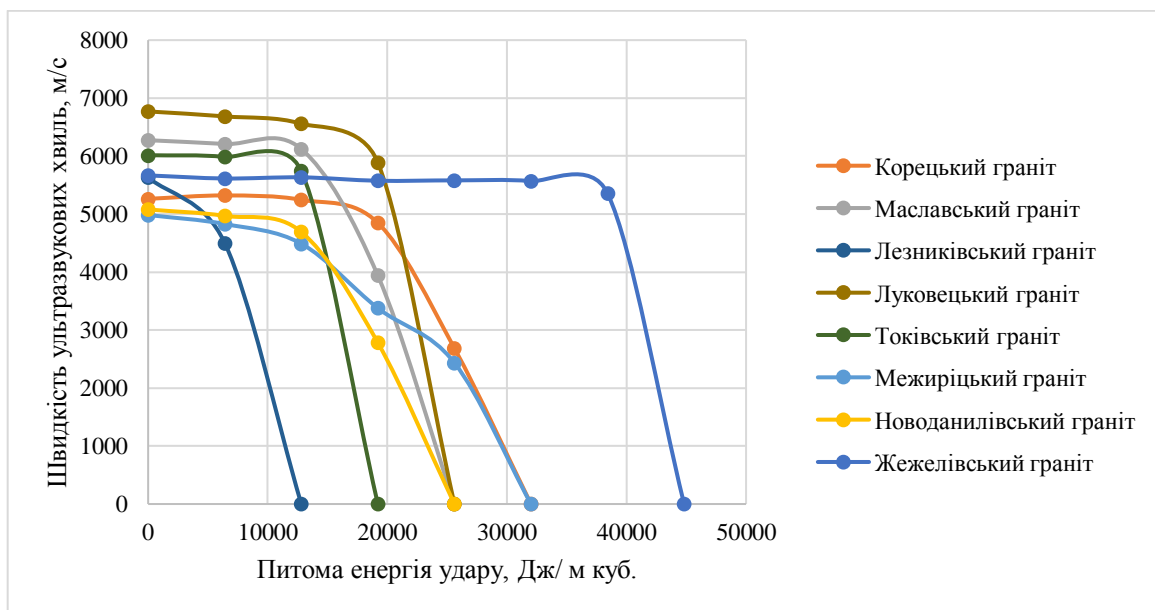
Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 40 см до руйнування зразка показані на рис. 2.54.



**Рис. 2.54. Результати скидання гіри з висоти 40 см на зразки з природного каменю**

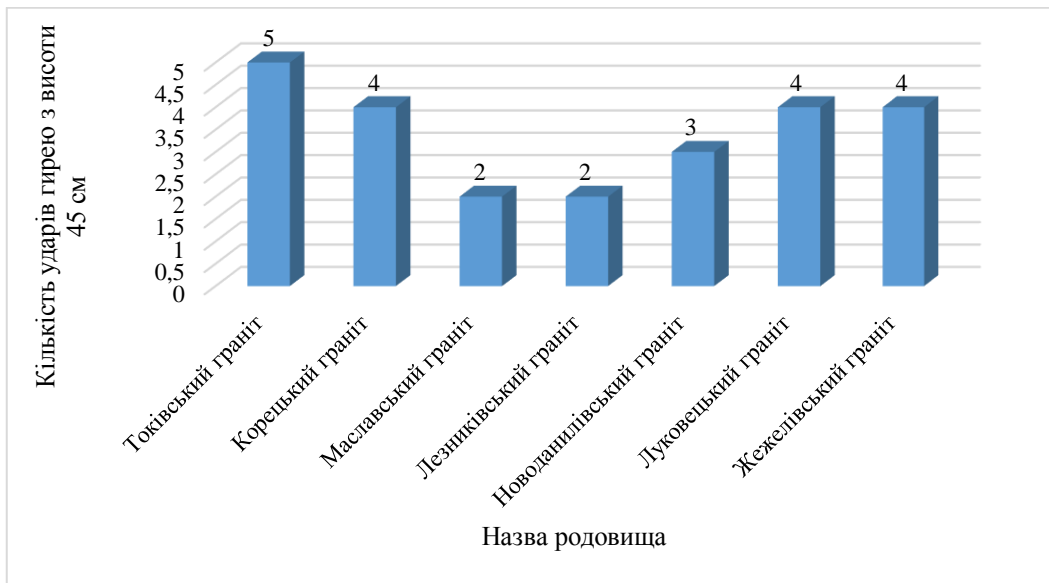
При питомій енергії удару  $3,43 \text{ кДж/м}^3$  з'являється тенденція до зменшення різниці в показниках між зразками. Найстійкішими виявилось Межиріцьке родовище гранітів.

З графіку, який зображено на рис. 2.55 видно, що сумарна питома енергоємність зразків розміщена в межах 15–35 кДж.



**Рис. 2.55. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 40 см**

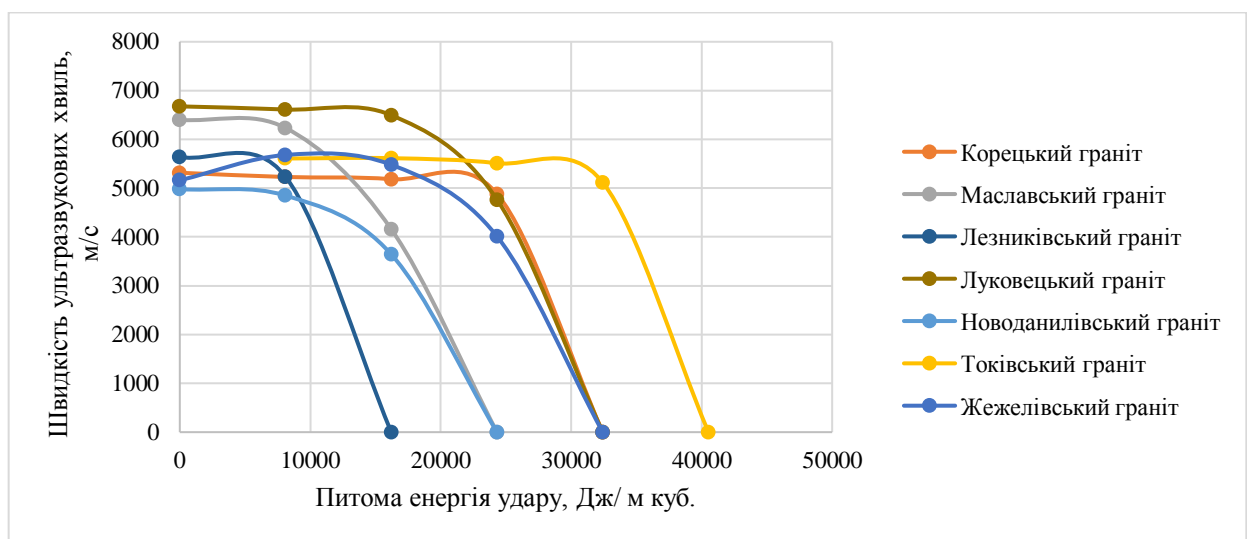
Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 45 см до руйнування зразка показані на рис. 2.56.



**Рис. 2.56. Результати скидання гирі з висоти 45 см на зразки з природного каменю**

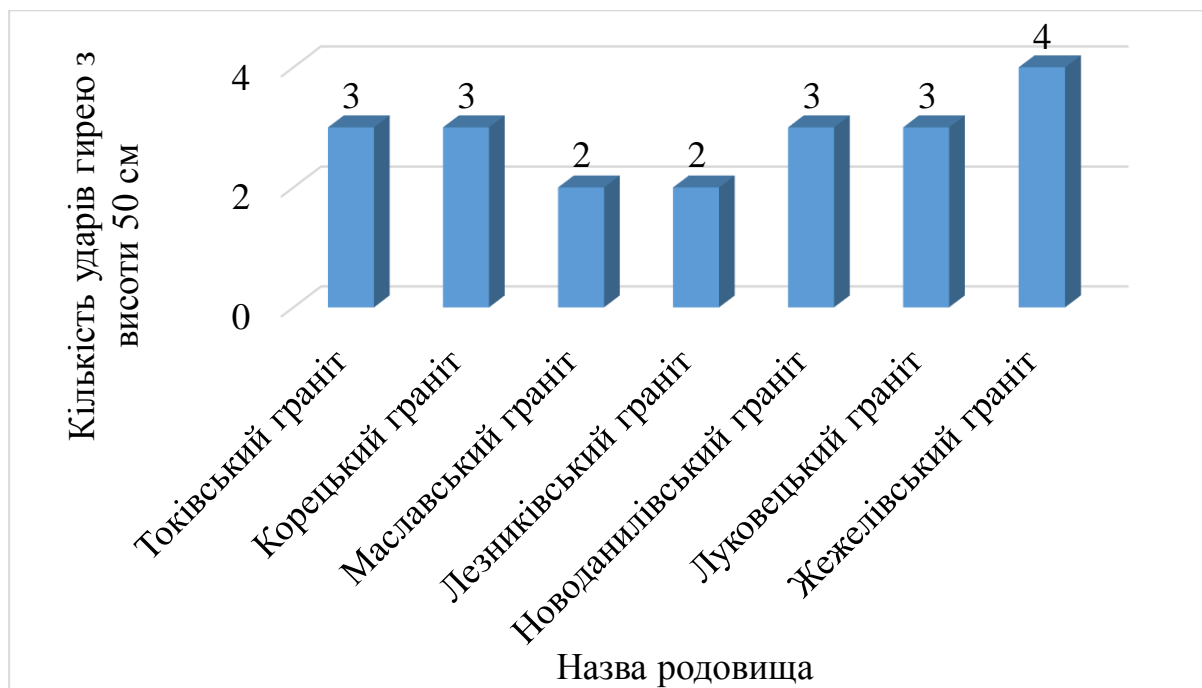
При питомій енергії удару  $3,92 \text{ кДж/м}^3$  показники руйнування зразків не суттєво відрізняються від питомій енергії одиночного удару  $3,43 \text{ кДж}$ .

З графіку, який зображено на рис. 2.57 видно, що сумарна питома енергоємність зразків розміщена в межах  $15\text{--}35 \text{ кДж}$ .



**Рис. 2.57. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 45 см**

Результати, які були отримані при скиданні гирі з висоти 50 см до руйнування зразка показані на рис. 2.58.



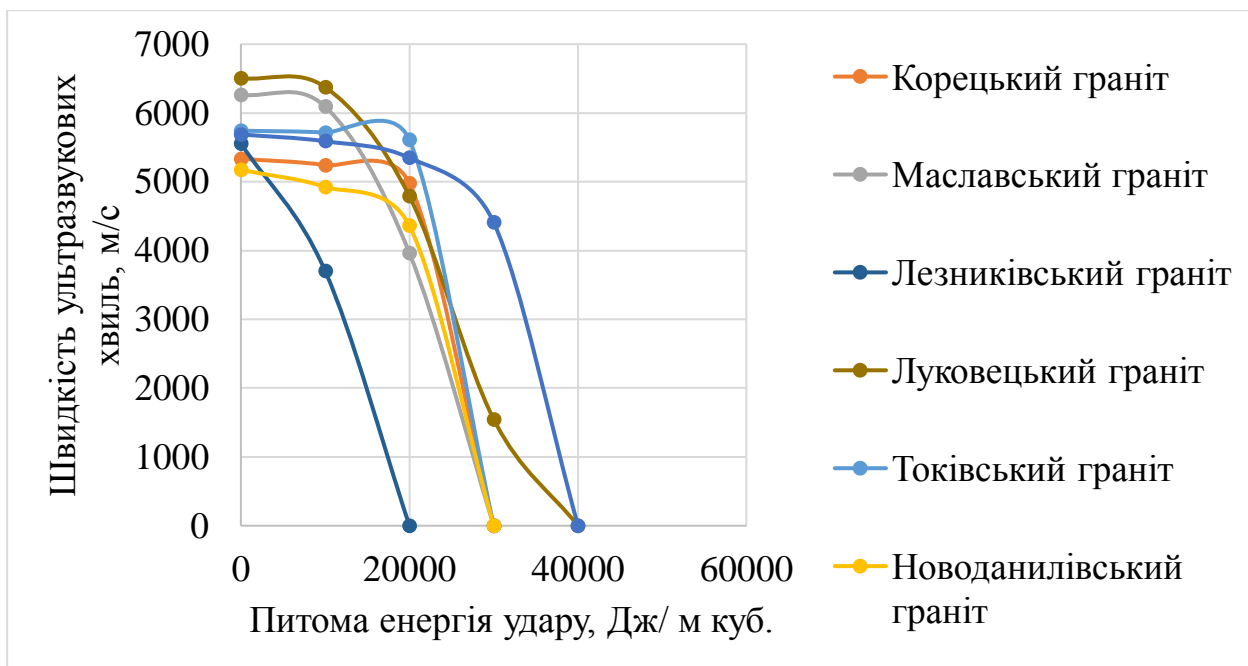
**Рис. 2.58. Результати скидання гирі з висоти 50 см на зразки з природного каменю**

При значній енергії удару (4,9 Дж) ударника виявилися стійкими Жежелівське, Токівське, Корецьке, Новоданилівське (середньозернисті), Луковецьке (крупнозернистий) родовища гранітів.

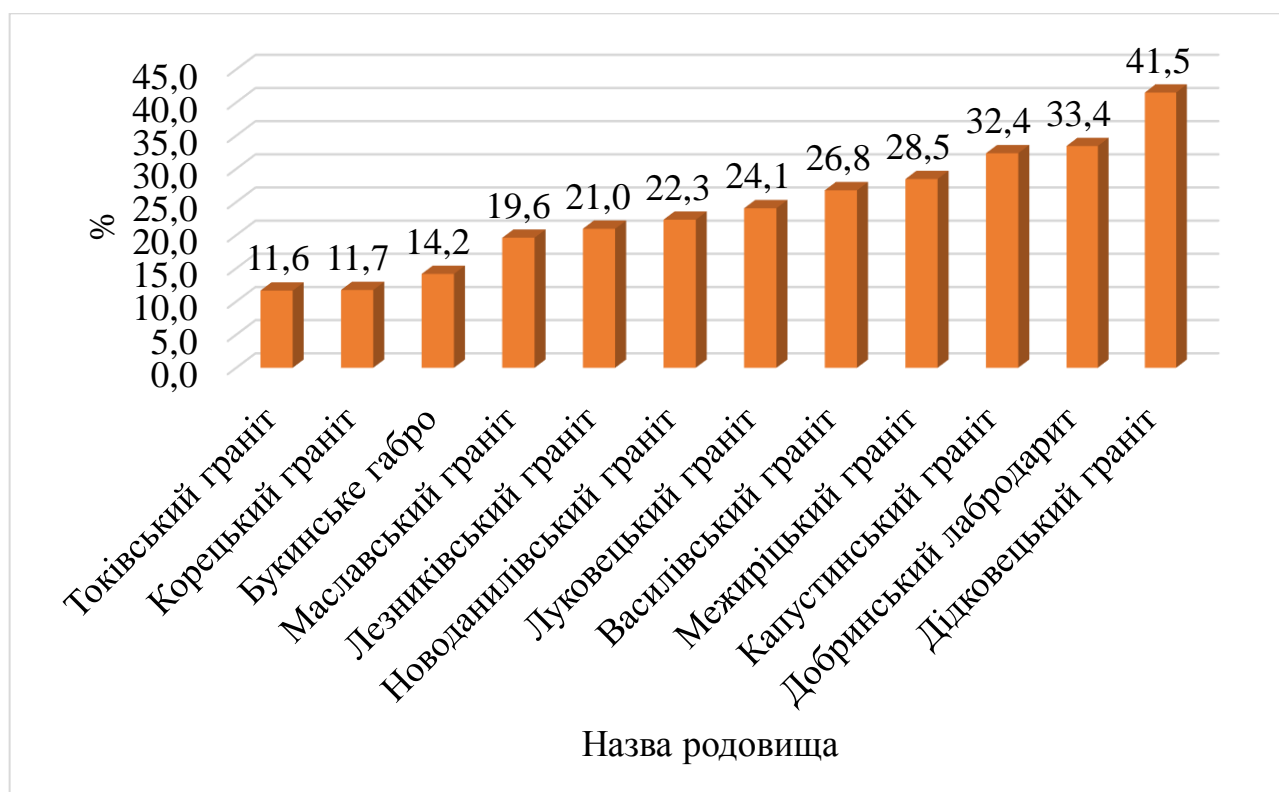
З графіку, який зображено на рис. 2.59 видно, що сумарна питома енергоємність зразків розміщена в межах 20–40 кДж.

Застосування ультразвукового контролю при випробуванні кам'яних зразків на міцність ударним способом дозволило встановити, що зразки Токівського, Корецького родовищ гранітів та Букинського габро руйнувалися при невеликій втраті міцності 11–14 % (рис. 2.60). В цілому кам'яні зразки руйнувалися при втраті міцності 11–41,5 %.





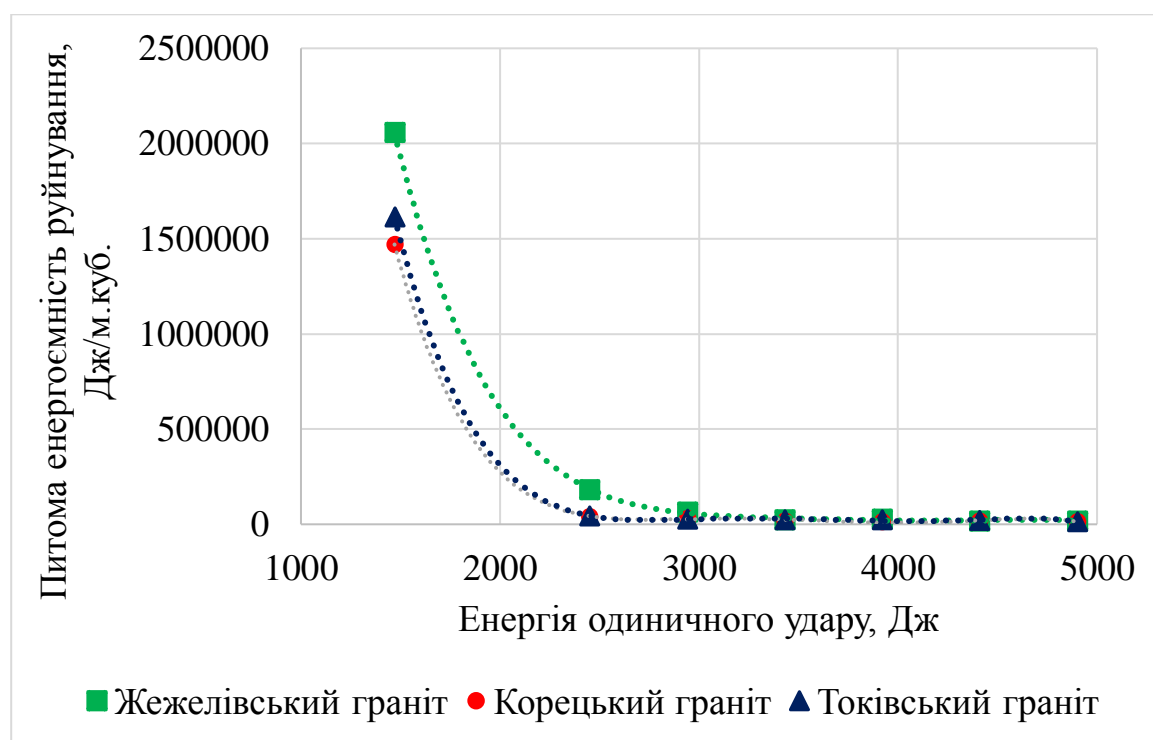
**Рис. 2.59. Залежність швидкості поширення ультразвукової хвилі від сумарної питомої енергії удару, висота скидання 50 см**



**Рис. 2.60. Зниження міцності зразків природного каменю при руйнуванні їх ударним способом**

Таким чином, в результаті проведених досліджень встановлено: критична висота скидання  $H_{кр}$  і число навантажень  $n$ , що призводять до руйнування зразків сферичним ударником.

Залежно від енергоємності руйнування умовно можна поділити природний камінь на три групи: з високою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень – 147 кДж і вище при енергії удару 1,47 кДж (рис. 2.61), з середньою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень – 15–147 кДж при енергії удару 1,47 кДж, низькою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень – нижче 15 кДж при енергії удару 1,47 кДж.



**Рис. 2.61. Залежність енергоємності руйнування природного каменю з високою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиночного удару**

Граніти з високою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиночного удару, які наведені на рис. 2.61, містять в собі кварц у межах 23–30 %, польовий шпат та плагіоклаз – 50–65 % та мають середньозернисту структуру. Зразки руйнувалися при невеликій втраті міцності.

Залежність енергоємності руйнування Жежелівського граніту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,3624P_{\text{руйн}}^2 - 2703,2P_{\text{руйн}} + 5 \cdot 10^6, \text{ Дж}; \quad (2.21)$$

Залежність енергоємності руйнування Корецького граніту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,2934P_{\text{руйн}}^2 - 2244,9P_{\text{руйн}} + 4 \cdot 10^6, \text{ Дж}; \quad (2.22)$$

Залежність енергоємності руйнування Токівського граніту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,2671P_{\text{руйн}}^2 - 2044,2P_{\text{руйн}} + 4 \cdot 10^6, \text{ Дж}; \quad (2.23)$$

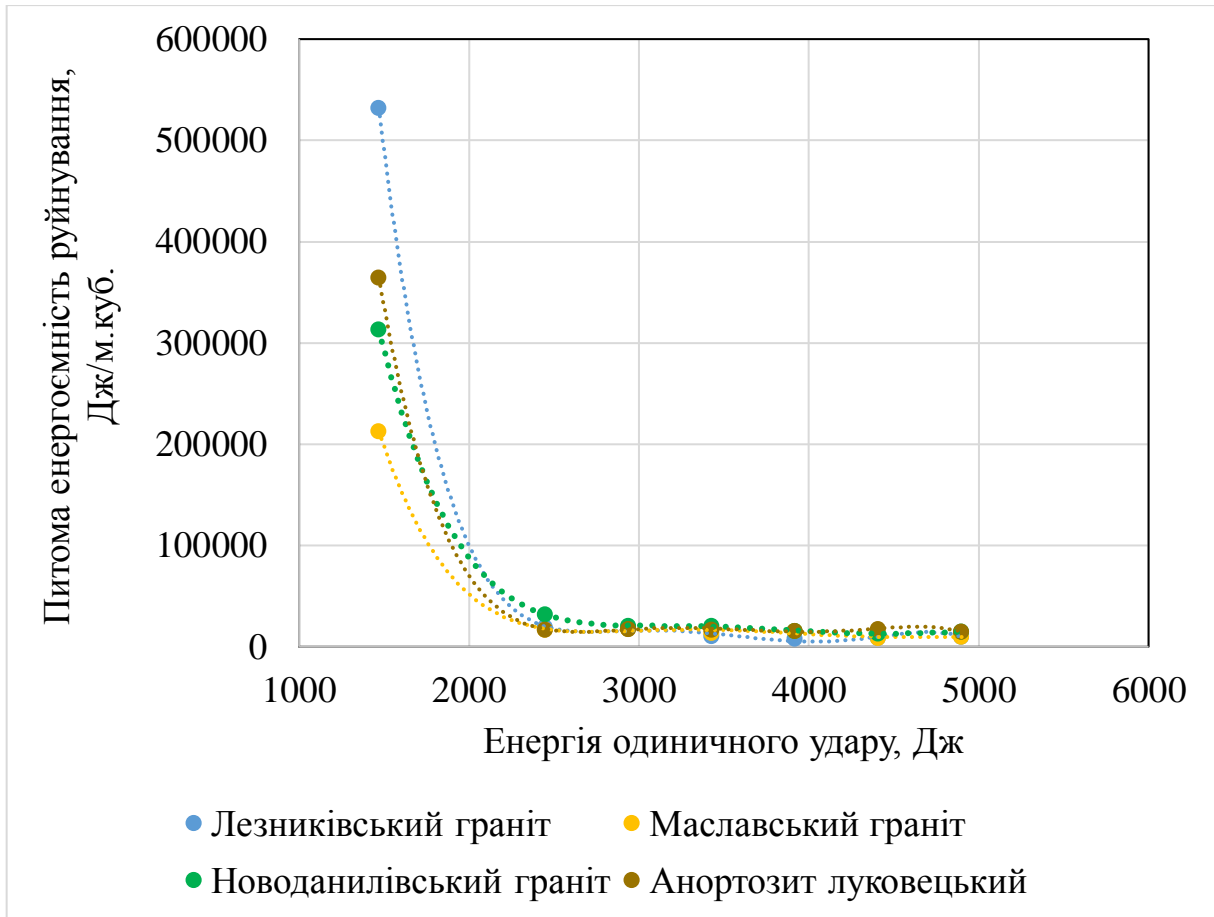
Залежність енергоємності руйнування природного каменю з середньою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиничного удару наведена на рис. 2.62.

Природний камінь з середньою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиничного удару містить в собі кварц в межах 10–15 %, польовий шпат та плагіоклаз – 55–80 % та мають середньозернисту структуру. Зразки руйнувалися при втраті міцності 19–24 %.

Залежність енергоємності руйнування Лезниківського граніту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0958P_{\text{руйн}}^2 - 734,08P_{\text{руйн}} + 1 \cdot 10^6, \text{ Дж}; \quad (2.24)$$

де  $E_{\text{руйн}}$  – енергоємність руйнування граніту, Дж/м<sup>3</sup>;  $P_{\text{руйн}}$  – енергії одиничного удару, Дж/м<sup>3</sup>.



**Рис. 2.62. Залежність енергоємності руйнування природного каменю з середньою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиночного удару**

Залежність енергоємності руйнування Новоданилівського граніту від енергії одиночного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,053P_{\text{руйн}}^2 - 409,04P_{\text{руйн}} + 7,7 \cdot 10^5, \text{ Дж}; \quad (2.25)$$

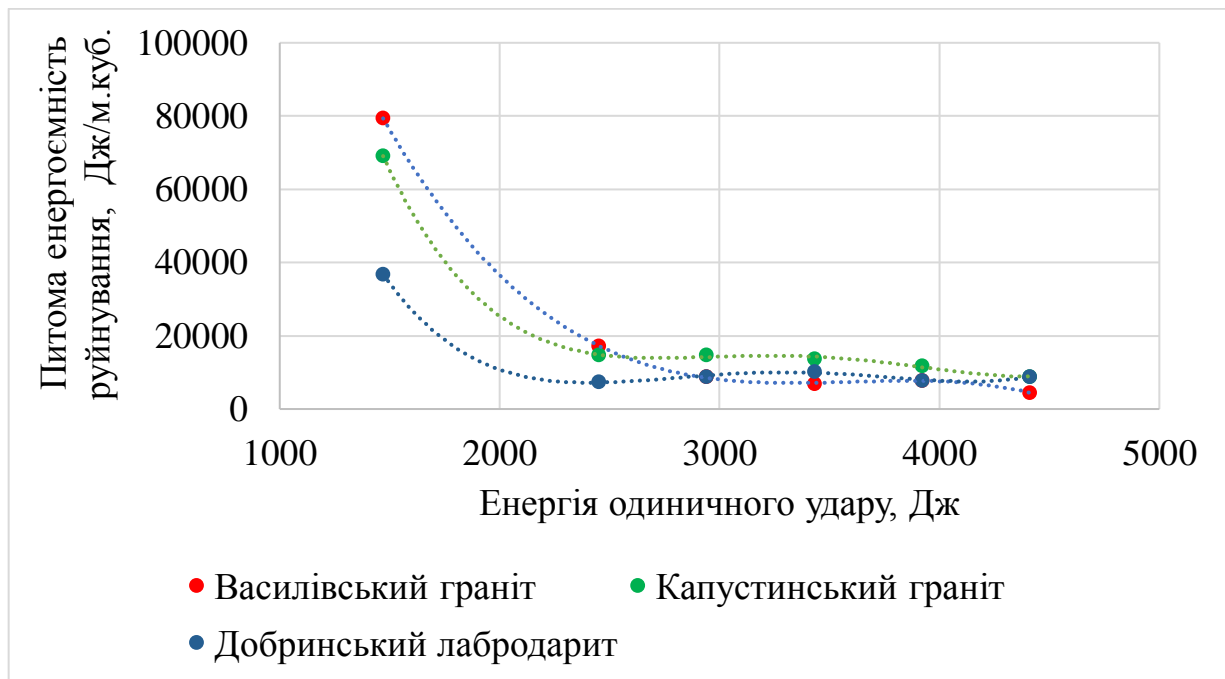
Залежність енергоємності руйнування Луковецького анортозиту від енергії одиночного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0644P_{\text{руйн}}^2 - 491,87P_{\text{руйн}} + 9,1 \cdot 10^5, \text{ Дж}; \quad (2.26)$$

Залежність енергоємності руйнування Маславського граніту від енергії  
 одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0355P_{\text{руйн}}^2 - 274,66P_{\text{руйн}} + 5,2 \cdot 10^5, \text{ Дж}; \quad (2.27)$$

Залежність енергоємності руйнування природного каменю з низькою  
 стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиничного  
 удару наведена на рис. 2.63.



**Рис. 2.63. Залежність енергоємності руйнування природного каменю з  
 низькою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії  
 одиничного удару**

Залежність енергоємності руйнування Василівського граніту від енергії  
 одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0155P_{\text{руйн}}^2 - 113,69P_{\text{руйн}} + 210308, \text{ Дж}; \quad (2.28)$$

де  $E_{\text{руйн}}$  — енергоємність руйнування граніту, Дж/м<sup>3</sup>;  $P_{\text{руйн}}$  — енергії  
 одиничного удару, Дж/м<sup>3</sup>.

Залежність енергоємності руйнування Капустинського граніту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0122P_{\text{руйн}}^2 - 89,286P_{\text{руйн}} + 170625, \text{ Дж}; \quad (2.29)$$

Залежність енергоємності руйнування Добринського лабрадориту від енергії одиничного удару можливо описати формулою:

$$E_{\text{руйн}} = 0,0069P_{\text{руйн}}^2 - 48,743P_{\text{руйн}} + 91427, \text{ Дж}; \quad (2.30)$$

Природний камінь з низькою стійкістю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиничного удару містить в собі кварц в межах 18–27 %, польовий шпат та плагіоклаз – 42–90 % та мають середньозернисту (Василівський граніт) та крупнозернисту (Капустинський граніт, Добринський лабрадорит) структуру. Зразки руйнувалися при втраті міцності 28–41 %. Варто зазначити, що Василівський граніт при вмісті кварцу 20–27 % має найбільший вміст акцесорних мінералів до 22 %, що вплинуло на його ударну міцність.

Отримані експериментальні залежності показують загальний характер зниження міцності зразків з природного каменю при різних енергіях удару і кількостях навантажень. Дослідження, що описано в цій публікації, не дають можливості змоделювати порушеність природного каменю в масиві, оскільки там відбуваються більш складні механізми руйнування. Але дослідження надають можливість оцінити придатність міцних гірських порід до супутнього видобутку монолітних блоків в умовах щебневих кар'єрів. Так, наприклад, невеликі багатократні навантаження здатні сприймати граніти родовищ: Жежелівського, Токівського, Корецького. На підставі чого ми можемо стверджувати, що на щебневих кар'єрах цих родовищ є можливість розробки монолітних ділянок на блочний камінь. Також із досліджень зрозуміло, що на таких гранітних родовищах: Василівського, Капустинського, Дідковицького, Межиріцького та Добринського лабрадориту навіть найвіддаленіші монолітні ділянки природного каменю від епіцентру вибуху можуть бути порушені техногенними тріщинами.

Запропонована методика оцінки ослаблення міцності гірських порід під дією циклічних динамічних навантажень має більшу інформативність, ніж

стандартна методика визначення опору гірської породи ударним діям. На основі даних досліджень та аналізу інтенсивності ведення вибухових робіт можливо оцінити степінь порушеності природного каменю в масиві у межах одного родовища.

Наведені результати показали, що вирішальну роль відіграє енергія удару ніж кількість ударів. Аналогічні дані було отримано в іншими дослідниками [182, 185], які встановили, що природний камінь руйнується при невеликій кількості циклів і має менший строк служби при підвищенні енергії динамічного навантаження. Більшість гірських порід, які досліджувалися, мають високу стійкість до багатократних динамічних навантажень з невеликою енергією удару. Це свідчить про високу втомну міцність гірських порід [181]. Отримані дані дозволяють виділити три групи природного каменю при питомій енергії удару  $1,47 \text{ кДж/м}^3$ , в яких перехід від початкової фази (фаза I) втомного тесту до фази рівномірної швидкості (фаза II) починається при сумарній питомій енергії  $500\text{--}800 \text{ кДж/м}^3$ ,  $130\text{--}150 \text{ кДж/м}^3$  та  $25\text{--}90 \text{ кДж/м}^3$ . З рис. 2.60 видно, що у гірських порід з високою втомною міцністю до невеликих динамічних навантажень фаза II втомного тесту (стійке розповсюдження тріщин) триває недовго в часі, що створює менше порушень в камені. При збільшенні енергії удару ( $4,9 \text{ Дж}$ ) ударником втомна міцність гранітів різко падає, при цьому перехід від початкової фази (фаза I) втомного тесту до фази рівномірної швидкості (фаза II) відбувається при сумарній питомій енергії  $10\text{--}30 \text{ кДж/м}^3$ .

Разом з тим, на втомну міцність гранітів впливає вміст кварцу, зі збільшенням кварцу міцність зростає. Як виявилось, текстура граніту має не менший вплив на міцність каменю, зі збільшенням зерен в граніті, незважаючи на значний вміст кварцу, втомна міцність каменю знижується. Збільшення акцесорних мінералів в гранітах призводить до зменшення втомної міцності.

## **Висновки до розділу 2**

1. При комплексному аналізі масиву, фактор вигоди (відношення площі блоків 1-ї групи до загальної площі обраного або теоретичного контуру) не має прямої залежності від напрямку розвитку гірничих робіт стосовно природної

тріщинуватості, а виражається ламаною кривою, причому для кожного контуру різною.

2. Міцність на стискання свіжого Лезниківського граніту в зоні ведення вибухових робіт менше на 17 %, ніж в контурах блочної ділянки.

3. Міцність граніту, який має колір, що відрізняється від заявленої торгової марки нижче корінного граніту на 10–15 %.

4. Залежність розповсюдження поверхневої ультразвукової хвилі в свіжому Лезниківському граніті від сили стискання описується логарифмічною функцією.

5. Залежність розповсюдження поверхневої ультразвукової хвилі в Лезниківському граніті від межі міцності на згинання зразків з природного каменю описується степеневою функцією.

6. Встановлено залежності енергоємності руйнування природного каменю до багаторазових динамічних навантажень від енергії одиничного удару, які описуються поліномами п'ятого порядку.

7. Встановлений опір гірської породи до багатократних ударних дій показав, що при невеликій питомій енергії удару ( $1,47\text{--}2,7$  кДЖ/м<sup>3</sup>) є граніти (Жежелівське, Токівське, Корецьке родовища), які практично не руйнуються. Саме такі родовища придатні для супутнього видобутку блоків природного каменю в умовах щебеневих кар'єрів. Будівельні конструкції з цих родовищ можливо використовувати в спорудах та будівлях, на які впливає вібрація. При питомій енергії удару вище  $3$  кДЖ/м<sup>3</sup> стійкість до багатократних ударних дій гранітів відрізняється не суттєво, з підвищенням питомій енергії удару розбіжність в стійкості зменшується. Дослідження неруйнівним контролем показали, що граніти втрачають міцність перед руйнуванням від 11,6 до 41,5 % за рахунок техногенної мікротріщинуватості. На втомну міцність гранітів впливає вміст кварцу, зі збільшенням кварцу міцність зростає. Виявилось, що текстура граніту має не менший вплив на міцність каменю. Зі збільшенням зерен в граніті, незважаючи на значний вміст кварцу, втомна міцність каменю знижується. Збільшення акцесорних мінералів у гранітах призводить до зменшення втомної міцності.



### **РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОМИСЛОВОЇ СЕЙСМІКИ ПРИ ПАРАЛЕЛЬНОМУ ВИДОБУТКУ ЩЕБЕНЕВОЇ ТА БЛОЧНОЇ ПРОДУКЦІЇ В МЕЖАХ ОДНОГО РОДОВИЩА ГРАНІТІВ**

#### **3.1. Концепція сейсмобезпеки технологічного руйнування гірничої маси на щєбінь з одночасним збереженням цілісності блочної масиву при супутньому їх добуванні**

Проблемою добування блоків є збереження їх цілісності з паралельним ефективним руйнуванням тріщинуватого масиву гірничої маси на кондиційні фракції для переробки щебеневої продукції.

У зв'язку з тим, що паралельний видобуток щебеневої та блочної продукції проводиться в межах одного родовища гранітів з різною категорією блочності, то особливу важливість, при наближенні фронту гірничих робіт до зони масиву щодо цілісності блочного каменю, набуває розробка сейсмобезпечних технологій виконання масових вибухів.

Оцінка зміни параметрів руху хвиль з відстанню (так само як і знаходження їх в пункті зародження) є складним процесом, що до теперішнього часу проводиться фахівцями як теоретично за спрощеними моделями, так і експериментально. Вирішальну роль на цілісність блочного каменю в межах територіях кар'єрних полів з паралельної розробки гранітів на щєбінь та блоків грають як технологічні особливості ведення вибухових робіт (маса ВР в групі, геометрія з'єднання зарядів, їх взаємне розташування по відношенню до зони видобутку блоків, порядок та система ініціювання тощо), так і властивості порід в т.ч. анізотропні між територіями кар'єрних полів з сумісної розробки гранітів на щєбінь та блоків, які впливають на тріщиноутворення в гранітних блоках. При розгляді параметрів коливань хвиль, які збуджені масовими вибухами, велике значення має анізотропія гранітного масиву, природні порушення (наявність блокових і міжблокових тектонічних тріщин), напрямки ведення гірських робіт з підривання уступів на щєбінь, що змінюють картину сейсмічного стану гірського масиву з утворенням зон концентрації напружень до рівня, вище

критичних для породи блочного каменю. Вивільняючись при руйнуванні порід у епіцентрі вибуху пружна енергія є джерелом, що генерує пружні коливання навколо нього в об'ємі необоротно деформованого матеріалу. Профіль цієї сейсмічної хвилі в початковий період відповідає геометричній конфігурації зруйнованої породи, але з часом на якійсь відстані фронт поступово прийме сферичну або циліндричну форму, яка аналітично обчислюється. Достовірність їх результатів буде залежати, в першу чергу, від ступеня точності визначення пружних, акустичних та інших констант середовища як у епіцентрі та околицях вибуху, так і в кожній тріщині, розломі з іншими властивостями на шляху руху хвилі з урахуванням кількості перетинаючих тріщин (зміни властивостей у міру віддалення від епіцентру вибуху) і з дотриманням законів сейсмічної геометрії на межі перетину з тріщинами. Масові технологічні вибухи при паралельній розробці гранітів на щебінь та блоки, як правило, виконуються не більше ніж на 3-х горизонтах, розповсюдження сейсмовибухових хвиль відбувається по граніту з різною системою тріщин. Однак, вони, характеризуються складністю структури джерела через різноманітність просторового розосередження зарядів, їх ініціювання в різних режимах. Це практично лишає можливості аналітичними методами простежити механізм формування поширення різних типів хвиль, оцінку їх динамічних, силових і кінематичних характеристик. В даному дослідженні за допомогою емпіричних методик вирішуються завдання з вивчення сейсмовибухових хвиль з найбільш складними умовами виникнення і руху.

Направленість досліджень промислової сейсміки при сумісній (паралельній) розробці гранітів на щебінь та блоки включає наступне:

а) з'ясувати механізм переходу від незворотних деформацій породи під час масових вибухів у щебеновому кар'єрі в пружні коливання з певними початковими параметрами;

б) встановлення закономірностей загасання сейсмічних коливань при розповсюдженні різних типів сейсмічних хвиль по скельним анізотропним породам;

в) обчислення параметрів сейсмічних хвиль на межі між територіями кар'єрних полів з сумісної розробки гранітів на щебінь та блоки «граніти на щебінь – граніти на блоки» і їх зміна при розповсюдженні по гранітам блочного каменю;

г) встановлення взаємодії частотних показників сейсмовибухових хвиль з власними частотами окремих блоків, які складають родовище штучного каменю та визначення на їх основі параметрів охоронного цілика та сейсдобезпечних відстаней з використанням як традиційних, так і нових критеріїв оцінки тріщиноутворення в породних уступах.

Їх рішення мають бути виконані в межах конкретних умов, які враховують горизонт розташування джерела коливань, характеристику джерела (технологічні схеми вибухової мережі, конструкції свердловинних зарядів ВР тощо), анізотропні властивості середовища. При цьому аналітичні побудови, які спираються на знання початкових параметрів руху і їх змін навіть в однорідному середовищі важливі тим, що дозволяють прогнозувати в першому наближенні інтенсивність сейсмічних коливань безпосередньо об'єкту, що захищається в той час як емпіричні моделі дають результати на основі обробки сейсмограм, тобто прогнозування можливе шляхом екстраполяції.

Існуючі методи оцінки сейсмічної небезпеки при вибухах передбачають встановлення основних закономірностей зміни інтенсивності коливань ґрунту залежно від величини зарядів, що підриваються, відстаней, властивостей порід та інших чинників таким чином, щоб існувала подібність між сейсмічним ефектом миттєвих вибухів з різною масою вибухової речовини (ВР).

В Україні та в країнах СНД для оцінки сейсдобезпеки техногенних вибухів використовується закон динамічної подібності Ньютона щодо пружних сил, запропонований М.О. Садовським. Згідно з цим законом масштабний коефіцієнт для відстані і маси заряду визначається рівнянням:

$$\alpha = E^{-1/3}, \quad (3.1)$$

де  $E$  – енергія коливання ґрунту.

Відомо, що енергія коливання часток ґрунту прямо пропорційна енергії заряду, яка, в свою чергу, пропорційна масі заряду  $Q$ , тому формулу (3.1) можна представити в наступному вигляді:

$$\alpha = Q^{-1/3}. \quad (3.2)$$

Для визначення параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ) залежно від маси заряду  $BP$  і відстані до місця вибуху ( $R$ ) використовується приведена маса заряду або приведена до заряду відстань,  $м/кг^{1/3}$ , що визначаються як:

$$\bar{Q} = \frac{Q^{1/3}}{R}, \text{ кг}^{1/3}/\text{м} \quad \text{та} \quad \bar{r} = \frac{R}{Q^{1/3}}, \text{ м/кг}^{1/3}, \quad (3.3)$$

а основний параметр безпеки будівель і споруд СВХ, допустима максимальна швидкість зсуву ґрунту в їх основі, визначається, залежністю типу

$$U_{\text{дон}} = K \left( \frac{R}{Q_{\text{зр}}^{1/3}} \right)^{-n}, \text{ м/с}, \quad (3.4)$$

де  $U_{\text{дон}}$  – допустима швидкість сейсмічних коливань для різних гірських порід, визначається залежно від допустимих напружень на розтягу;  $K$  – коефіцієнт пропорційності,  $м^{n+1}/с \cdot кг^{n/3}$ ;  $n$  – коефіцієнт, який залежить від умов затухання СВХ,  $\left( \frac{R}{Q_{\text{зр}}^{1/3}} \right)$ ;  $Q_{\text{зр}}$  – маса заряду  $BP$  в максимальній групі на одне

уповільнення,  $кг$ .

Значення коефіцієнтів  $K$  та  $n$ , визначається розв'язанням прямих задач експериментального плану для конкретних гірничо-геологічних умов кар'єрів та зон розташування об'єктів, що охороняються.

Обмеження маси зарядів  $BP$ , яка підривалася миттєво в свердловинах при проведенні техногенних вибухів на блоці в Україні здійснюється залежно від відстані від нього до об'єктів, що охороняються, та допустимих значень

швидкостей коливань ґрунту ( $U_{don}$ ), в основі цих об'єктів у згідно із ДСТУ 4704:2008.

З аналізу сейсмобезпечних методів ведення вибухових робіт встановлено, що на даний час сейсмічний стан гранітних блоків, від дії масових вибухів на кар'єрах, ніякими нормативними документами не регламентується та всі вони розроблені лише для кар'єрів з однотипним профілем видобування як рудних, так і нерудних родовищ. Тому визначення рівнів концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю, які забезпечать цілісність цих масивів вимагає проведення досліджень в цьому напрямку з урахуванням вимог щодо паралельного видобутку щебеневої продукції.

Концепція досліджень промислової сейсмобезпеки при паралельному видобутку блочної та щебеневої продукції в межах одного родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр» полягає у використанні взаємозв'язку геолого-тектонічних, анізотропних властивостей гранітного масиву в умовах ВАТ «Лезниківський кар'єр» з характером розподілу ізосейсм від дії масових вибухів, на всіх ділянках кар'єрного поля, з видобутку щебеневої продукції для визначення параметрів вибухових робіт, які б забезпечили сейсмічний стан з рівнями концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю.

Для реалізації викладеної концепції були поставлені та вирішенні наступні задачі дослідження:

- визначення критерію оцінки інтенсивності сейсмічної хвилі від дії масових вибухів щодо збереження зони кар'єрної ділянки, в якій розташовані монолітні, придатні для видобутку блоків з природного каменю;
- встановлення закономірностей взаємодії сейсмовибухових хвиль з геолого-тектонічними, анізотропними властивостями гранітного масиву та параметрами вибухових робіт на основі побудови ізосейсм та визначення сейсмічного стану за критерієм рівня концентрації напружень, в зонах уступів блочного каменю, з урахуванням частотних характеристик коливань граніту і власних коливань окремих блоків, для визначення в різних діапазонах частот, у тому числі резонансних, допустимих рівнів напружень.

### **3.2. Аналітичні дослідження визначення власних коливань блочних каменів на ділянці кар'єрного поля родовища гранітів ВАТ «Лезниківський кар'єр»**

При визначенні критерію оцінки інтенсивності сейсмічних хвиль від дії масових вибухів спочатку дослідимо вплив її на хвильову вібрацію кожного блоку щодо визначення періодів їх власних коливань.

При цьому розглядаємо ділянку, на якій буде проводитися видобуток штучних блоків, яка розподілена системою тріщин на окремі, що представляє собою окремі монолітні блоки, відділені між собою тріщинами. Їх розміри можуть бути визначені за геолого-тектонічною схемою цієї ділянки.

Розглянемо ділянку з блочного каменю, яка складається з окремих монолітних блоків, відокремлених вертикальними природними тріщинами типу S і Q (рис. 3.1), з виділеними блоками, для яких визначалися діапазони власних частот коливань.



**Рис. 3.1. Ділянка кар'єрного поля родовища гранітів, яка складається з окремих монолітних блоків, відокремлених вертикальними природними тріщинами типу S і Q**

Визначення власних коливань кожного відокремленого блоку рис. 3.1 проведемо відповідно до роботи [134] за моделлю, в якій блок має прямокутну форму з малою висотою, порівняно з іншими розмірами, та припущенням, що його прогин малий порівняно з товщиною, і яка описується залежністю:

$$\omega = \sqrt{\frac{C_1 E J}{m l^3}}, \quad \text{с}^{-1}, \quad (3.5)$$

де  $C_1$  – коефіцієнт пропорційності, який визначається залежно від його оточення тріщинами, або наявності добувного уступу ( $C_1 = 48$  – блок в масиві відокремлений тріщинами (шарнірно-рухомий);  $C_2 = 3$  – блок, який розробляється (з однієї сторони має вільну поверхню);

$E$  – модуль пружності, Па=Н/м<sup>2</sup>. Для граніту  $E = 4,9 \cdot 10^{10}$  Па;

$J$  – момент інерції, м<sup>4</sup>.  $J = \frac{bh^3}{12} = \frac{lh^3}{12}$ ;

$b$  – ширина блоку, м;  $h$  – висота блоку, м;  $l$  – довжина блоку, м;

$m$  – маса блоку, кг,  $m = blh\rho$ ;

$\rho$  – питома маса граніту  $\rho = 2700$  кг/м<sup>3</sup>.

Проведемо розрахунок для гранітного блоку в масиві з параметрами  $5 \times 2 \times 1$  м, для якого момент інерції розраховується за шириною блоку.

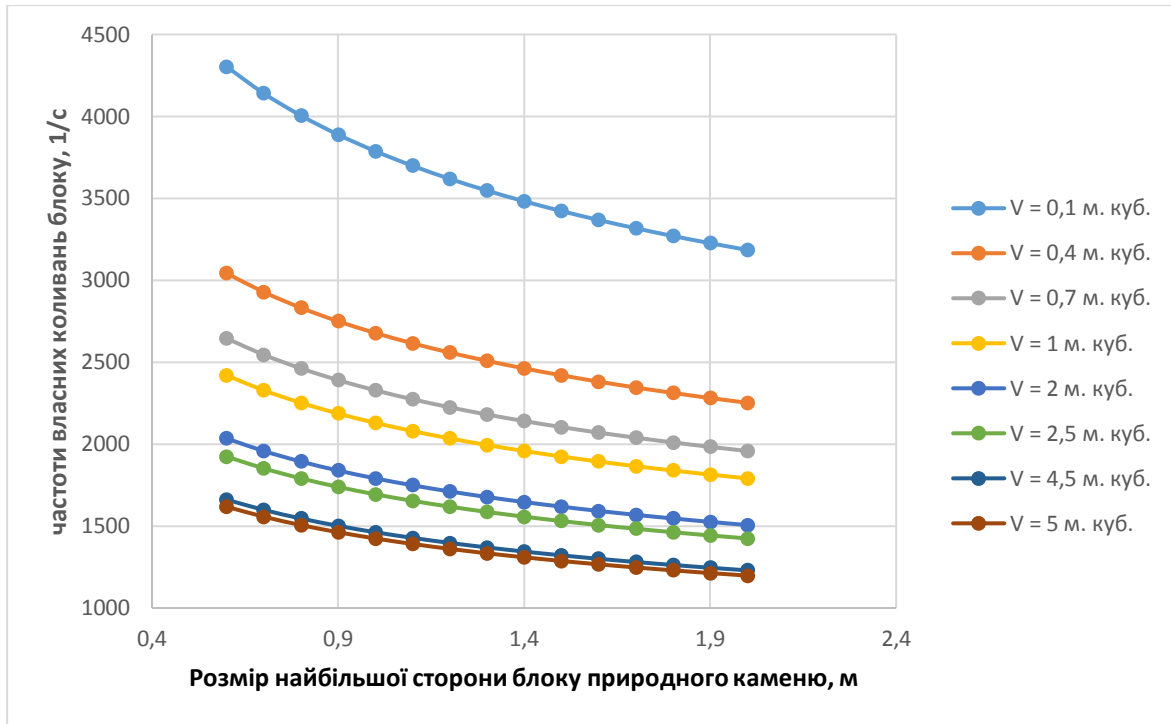
Для шарнірно-рухомого варіанту:

$$\omega_1 = \sqrt{\frac{48 \cdot 4,9 \cdot 10^{10} \cdot 0,17}{27000 \cdot 5^3}} = 340,8, \quad \text{с}^{-1} \quad (3.6)$$

Для варіанту, де блок з однієї сторони має оголену поверхню:

$$\omega_2 = \sqrt{\frac{3 \cdot 4,9 \cdot 10^{10} \cdot 0,17}{27000 \cdot 5^3}} = 85,2, \quad \text{с}^{-1} \quad (3.7)$$

На рис. 3.2 приведені діаграми залежностей частот власних коливань блоку при наявності оголеної поверхні.



**Рис. 3.2. Залежності частоти власних коливань блоку, який з однієї сторони має вільну поверхню від його довжини при різному його об'ємі**

На рис. 3.3 приведені графіки залежності частоти власних коливань блоку від його потужності.

Період коливань блоків, для різних типів хвиль визначають за осцилограмою, або за такими формулами:

під час вибуху свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі

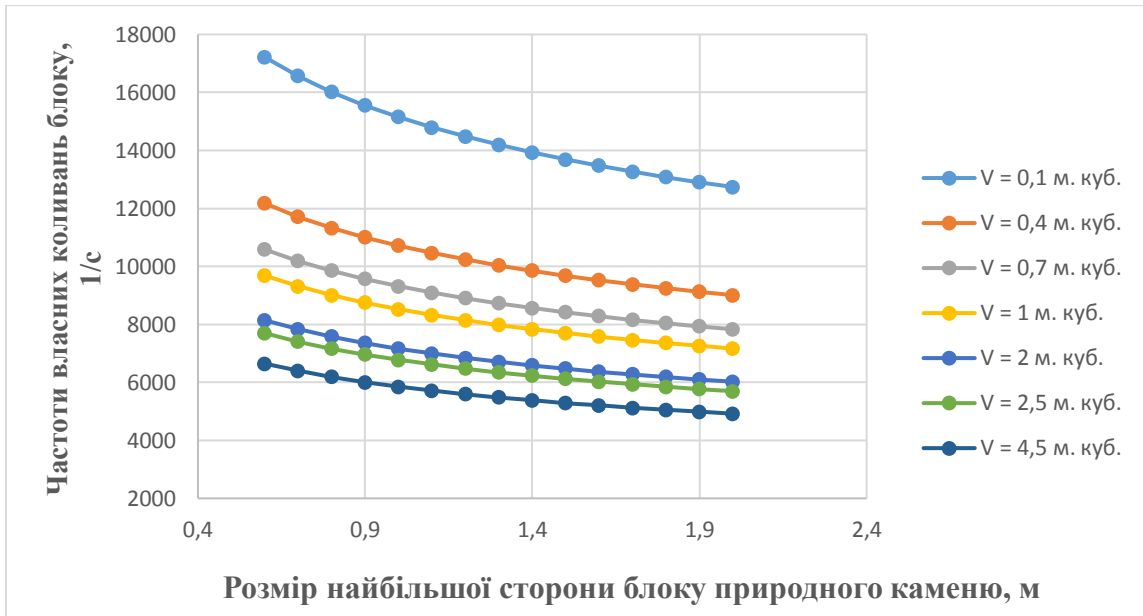
$$T_p = K_p Q_l^{1/6} (0,01l + 1), \text{ с}, \quad (3.8)$$

у поверхневій хвилі

$$T_R = K_R Q_l^{1/6} (0,015l + 1)(r / Q^{1/3})^\nu, \text{ с}, \quad (3.9)$$

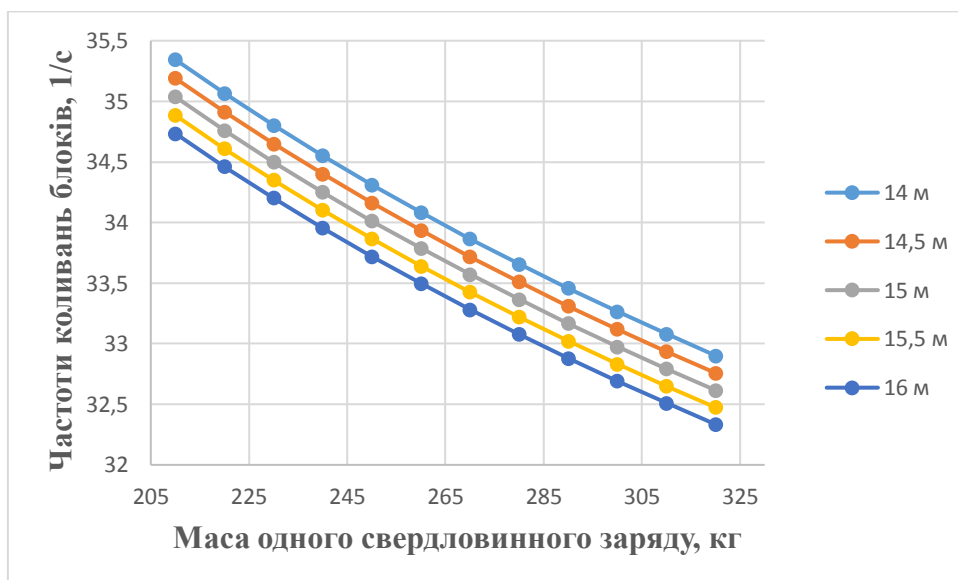
де  $K_p$ ,  $K_R$ ,  $\nu$  – експериментальні коефіцієнти;  $Q_l$  – питома лінійна маса свердловинного заряду, кг/м;  $l$  – довжина свердловинного заряду, м;  $r$  – відстань від місця вибуху до пункту спостереження, м;  $Q$  – маса одного свердловинного заряду, кг.





**Рис. 3.3. Залежності частоти власних коливань блоку, який в масиві відокремлений тріщинами (шарнірно-рухомий) від його довжини при різному його об'ємі**

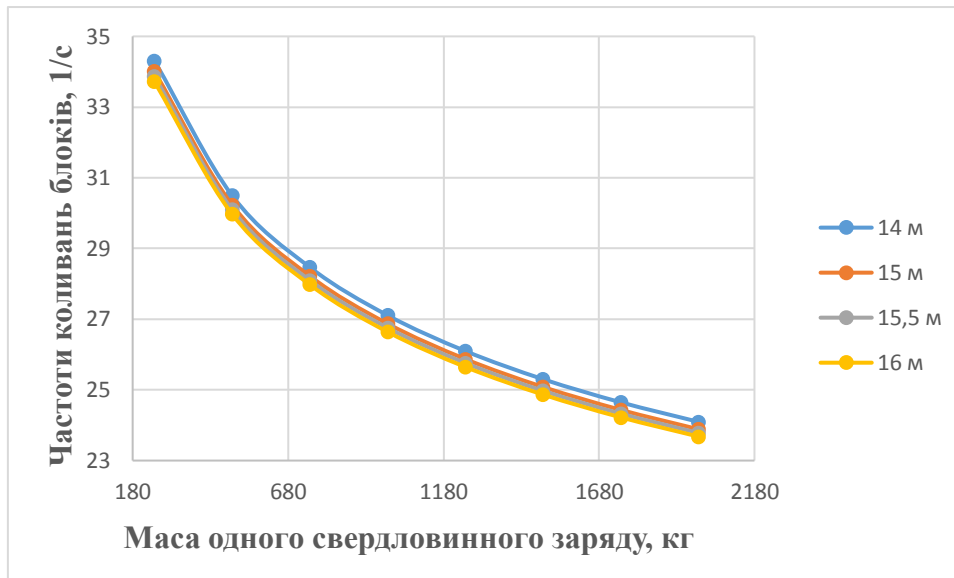
Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних одиночних свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів  $h = 14\text{--}16$  м наведено на рис. 3.4.



**Рис. 3.4. Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних одиночних свердловинних зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів  $h = 14\text{--}16$  м**

Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних за потужністю серії зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів  $h = 14\text{--}16$  м наведені на рис. 3.5.

Оскільки відсутні розкривні ґрунти, то при сейсмічній дії від масових вибухів поверхнева хвиля на ділянці блочного каменю, не утворюється, а тільки повздовжня та поперечна.



**Рис. 3.5. Частоти коливань блоків залежно від вибуху різних за потужністю серії зарядів в повздовжній пружній хвилі та при висоті уступів  $h = 14\text{--}16$  м**

Приведені дослідження будуть застосовані для оцінки сейсмічного стану за критерієм рівня концентрації напружень, в зонах уступів блочного каменю, з урахуванням частотних характеристик коливань граніту і власних коливань окремих блоків, приведених на рис. 3.4, 3.5, для яких, діапазон сейсмічних частот, буде знаходитися в резонансній області. Тому для визначення параметрів різних сейсмічних хвиль, які генерують і поширюються від блоку, що підривається на ділянці з видобутку гранітів на щєбінь до уступів блочного каменю були проведені сейсмометричні вимірювання, методика яких наведена нижче.

### 3.3. Методика проведення сейсмовимірів параметрів сейсмічних хвиль

Інструментальні записи сейсмовибухових хвиль під час їх поширення в гранітному масиві проводилися як при вибухах шпурових одиничних зарядів при видобутку блочної продукції, так і короткоповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь. Ці дослідження вимагають розробки положень і вимірювальних засобів, їх ефективного функціонування у розв'язуваних наукових завданнях. Тому при проведенні експериментальних досліджень для вивчення сейсмічних властивостей гранітного масиву існуючого родовища при паралельному видобутку щєбеневої та блочної продукції та перенесення їх на об'єкт, що охороняється (цілісність гранітів на ділянці з видобутку блочної продукції), обрана апаратура має забезпечити не лише виміри швидкості коливань, але і програму спектрального аналізу всього коливального процесу "місце вибуху (короткоповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь) – гранітний масив з видобутку блочної продукції" у взаємозв'язку з його сейсмостійкістю, природним станом тощо. Таким чином, одним із завдань, які ставилися для досягнення мети цієї роботи, було використання існуючих структурних схем апаратурної реєстрації коливань, яка б при обробці результатів вимірів дозволила одержати достовірні дані в умовах проведення різних вибухів. Таким вимогам для запису параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ), які виникали при масових вибухах на ділянці з видобутку гранітів на щєбінь, відповідає аналого-цифрова вимірювальна апаратура: сейсмоприймачі – СМ-3 і СМ-3В (рис. 3.6), реєстратор – аналого-цифровий перетворювач АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук, а також комплект сейсмографа MiniMate Plus, виробництва Канада (рис. 3.7), яка існує в НВПІ «СКТБ ГЕОФІЗИК» та пройшла метрологічну перевірку.



**Рис. 3.6. Сейсмоприймач СМ-3**

Обрані сейсмоприймачі та засоби реєстрації забезпечують не лише необхідні вимоги до сейсмічних вимірів і контролю сейсмобезпечності, а також надають можливість отримати необхідну інформацію про умови вибуху та сейсмовибухові хвилі. Це надає можливість одержати кількісні показники щодо впливу сейсмовибухових хвиль на сейсмостійкість, цілісність гранітів на дільниці з видобутку блочної продукції, об'єкти, що охороняються, який досить точно дає змогу підтвердити або спростувати результати аналітичних досліджень і одержати нові дані в конкретних умовах.



**Рис. 3.7. Комплект сейсмографа MiniMate Plus, виробництво Канада**

Обробку експериментальних даних здійснювали методами математичної статистики з одержанням регресій за програмами багатофакторного кореляційно-регресійного аналізу. Близькість зв'язку досліджуваних чинників оцінювали за індексом кореляції.

Мінімальне і необхідне число сейсмометричних вимірів обчислювалося за нижче наведеною формулою:

$$N = 0,2 \frac{3K_{var}^2 + 1}{S_0^2}, \quad (3.9)$$

де  $K_{var}$  – коефіцієнт варіації, який характеризує розкид експериментальних точок:  $K_{var} = \sigma/K_{сер} 100 \%$ ;

$s_0^2$  – ймовірна помилка визначення коефіцієнта варіації;

$\sigma$  – середньоквадратичне відхилення;

$K_{сер}$  – середньоарифметична величина ряду.

Сейсмічні виміри (контроль) наведені в роботі – це виміри масової швидкості та періоду коливань сейсмовибухових хвиль у ґрунтовому масиві як за профільними лініями, так і в окремих пунктах.

Головною метою сейсмічних вимірів є встановлення закономірностей взаємодії сейсмовибухових хвиль у коливальній системі "місце вибуху (короткоуповільнених вибухах системи зарядів вибухової речовини (ВР) при видобутку гранітів на щєбінь) – гранітний масив з видобутку блочної продукції" із урахуванням частотних характеристик коливань гранітного масиву та власних частотних спектрів окремих гранітних блоків, які складають родовище з видобутку блочної продукції. За результатами цих вимірів визначаються у різних діапазонах частоти масові швидкості коливань, які будуть порівнюватися з даними табл. 3.1, щодо власних коливань окремих блоків для виявлення резонансних явищ.

Завданнями інструментального контролю є:

- а) оперативний контроль над впливами сейсмовибухових хвиль на сейсмостійкість, порушення природного стану уступів блочного каменю шляхом порівняння фактичних (за показниками сейсмометричної апаратури) рівнів коливань їх частотного спектру з розрахунково-допустимими або нормативними;
- б) статистичне накопичення даних про параметри коливань (швидкості і частоти) і використання їх при корегуванні існуючих масштабів вибуху;
- в) вибір безпечних рівнів коливань на сейсмостійкість, порушення природного стану уступів блочного каменю;
- г) використання даних сейсмовиявлень від короткоуповільненого вибуху системи свердловинних зарядів ВР за характерними профільними лініями, для розробки. Рекомендації з визначення сейсмобезпечних параметрів вибухових робіт на різних горизонтах і ділянках кар'єрного поля з видобутку гранітів на щєбінь та переносу цих даних на райони з подібними гірничо-геологічними і технічними умовами.

Сейсмічні спостереження дають можливість кількісно оцінити рівень коливань, а потім розробити рекомендації з безпечної експлуатації уступів блочного каменю в умовах ведення вибухових робіт при сумісному видобутку гранітів на щєбінь та уступів блочного каменю.

### **3.4 Дослідження анізотропних властивостей гранітного масиву з визначення руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо одиночного циліндричного заряду ВР**

Дослідження руйнуючих і сейсмічних дій вибухів одиночних циліндричних зарядів ВР проводилися в межах масивів гранітів на щєбінь ВАТ "Лезниківський кар'єр", в яких геолого-тектонічні умови є тріщинуваті масиви гірських порід та міжблокові і блокові порушення. Варто зазначити, що гранітний масив, де анізотропія проявлена, як система закономірно орієнтованих тріщин Q і S та має властивість нерівномірного розподілу руйнівної та сейсмічної дій вибуху навколо заряду, тому вивчався на основі наслідків вибуху одиночного циліндричного заряду ВР з утворення руйнівної воронки і

поширення сейсмічних хвиль [135]. Закономірності, що характеризують механічний рух анізотропної породи навколо вибуху досліджувалися у двох областях: у зоні необоротних деформацій (параметри воронкоруйнівної зони) і в наступній за нею пружній області (параметри сейсмічних хвиль). З першою зоною ми пов'язуємо поняття сейсмічного випромінювача (руйнівна зона). При цьому сейсмічні хвилі від вибуху виникають у результаті звільнення енергії при необоротній деформації породи як у зоні руйнування, так і в прилеглій зоні об'ємного деформування (стискання) або зрушення породи. Таким чином, під воронкою руйнування навколо вибуху приймається той об'єм породи, у якому під дією вибуху розвиваються необоротні деформації, та межа якої є зруйнована на глибину шпурового заряду. За цією межею напруги і деформації знижуються до пружної межі. При цьому варто зазначити, що анізотропні гранітні породи в зоні необоротних деформацій перебувають у двох видах: роздробленому (у вигляді воронки руйнування) навколо епіцентру вибуху і розбитому системою радіальних тріщин (на більш віддаленій відстані), і лише за межами цієї зони формуються і поширюються пружні збудження різної структури (сейсмічні хвилі).

Тому при проведенні досліджень за основу прийнята схема, приведена в дослідженнях [136], згідно з якою при вибухах одиночних циліндричних заряді ВР на розпушування (що характерно для вибухів в кар'єрах) навколо нього (у межах першої зони) визначалися: характер руйнування – методом воронкоутворення, де мають місце хвилі пластичного, а наприкінці, на межі воронки руйнування пружньопластичного типу. За межами цієї зони формуються і поширюються пружні збудження різної структури.

Перші три завдання через свою складність і різноманіття чинників, що вимагають обліку, аналітично не можуть бути вирішені. Тому головним джерелом інформації про необхідні руйнівні параметри та хвильовий рух і їх зміну з відстанню навколо вибуху може дати експериментальний матеріал у вигляді сейсмограм, що реєструють коливання в різних азимутальних пунктах установки сеймоприймачів та форма і розміри видимої воронки руйнування. Обробка цих сейсмограм дасть можливість одержати ряд характерних

кінематичних силових, амплітудно-частотних показників коливання різних типів анізотропної породи для встановлення форм ізосейсм.

Останнє завдання також видається досить складним й вирішувалося лише в наближеному виді, коли вибух одиночного заряду розглядався тільки як джерело випромінювання сейсмічних хвиль, які розповсюджуються в анізотропному масиві, що захоплює невеликі площі, а заряд відрізняється від промислового як масою, так і кількістю та системою ініціювання.

Проте автором ставиться завдання визначення радіусів зони руйнування, викликаних дією різних типів хвиль та їх трансформації в пружній області і з цих позицій перша зона цікава як своїми розмірами руйнуючого матеріалу (звідси знаходимо інтенсивність і рівномірність руйнування), так і параметрами ізосейсм на її зовнішній межі, що визначають характер нерівномірного розповсюдження і формування коливань. Лише володіючи цією інформацією можливо установити взаємозв'язок руйнівної і сейсмічної дії з відомими динамічними, міцносними і пружними характеристиками масивів порід.

Перед проведенням польових вимірів намічалось місце буріння шпурів, число яких визначалося з умови, що дозволяє одержати інформацію про інтенсивність сейсмоколивань по всій площі анізотропного гірського масиву в межах території масивів гранітів на щєбінь ВАТ "Лезниківський кар'єр", що характеризує анізотропію гірського масиву кар'єрного поля на якому проводяться масові вибухи для руйнування гранітів на щєбінь. Для кожного шпурового заряду намічались профілі установки сейсмоприймачів, які встановлювалися в шпурах, пробурених у породі, на відстанях 50 м від джерела вибуху по азимуту 0–360°. Заряд ВР поміщали у вертикально просвердлений шпур глибиною  $L = 120$  см і діаметром  $d = 42$  мм. Маса заряду ВР при вибухах становила 800 г. Радіуси установки сейсмоприймачів і маса заряду (приведена маса заряду) підбиралася за моделлю, яка аналогічна промисловим умовам. При кожному вибуху шпурового заряду по колу від нього встановлювалися сейсмоприймачі. Виміри проводилися відповідно до методики, яка наведена вище. Оператор сеймостанції знаходився в бункері на відстані 100 м, звідки



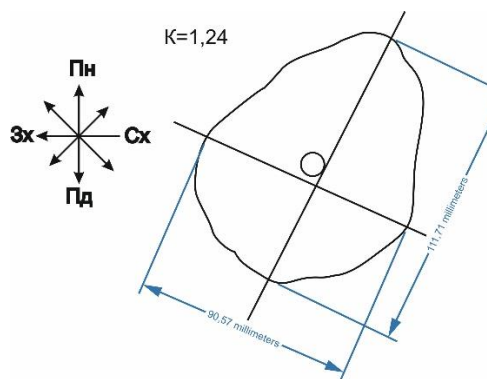
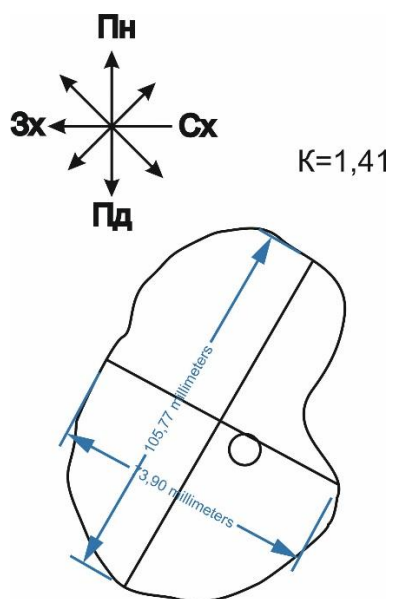
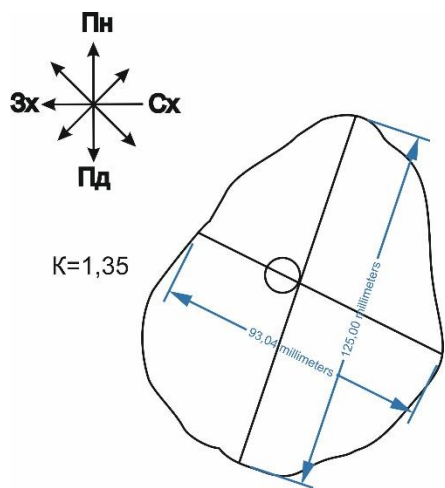
подавалися імпульси струму у вибухову мережу. Включення сейсмостанції і вибухової машинки були взаємоузгоджені.

Після вибуху шпурового заряду визначалися радіуси руйнування в напрямках установки датчиків, за якими у плані будувалися форми зони руйнування. Реєстрація коливань по різних напрямках дозволяє визначити максимальну масову швидкість у кожній із типу сейсмічній хвилі (поздовжній  $P_p$ , поперечній  $P_s$  та поверхневій  $R$ ) залежно від дирекційного кута.

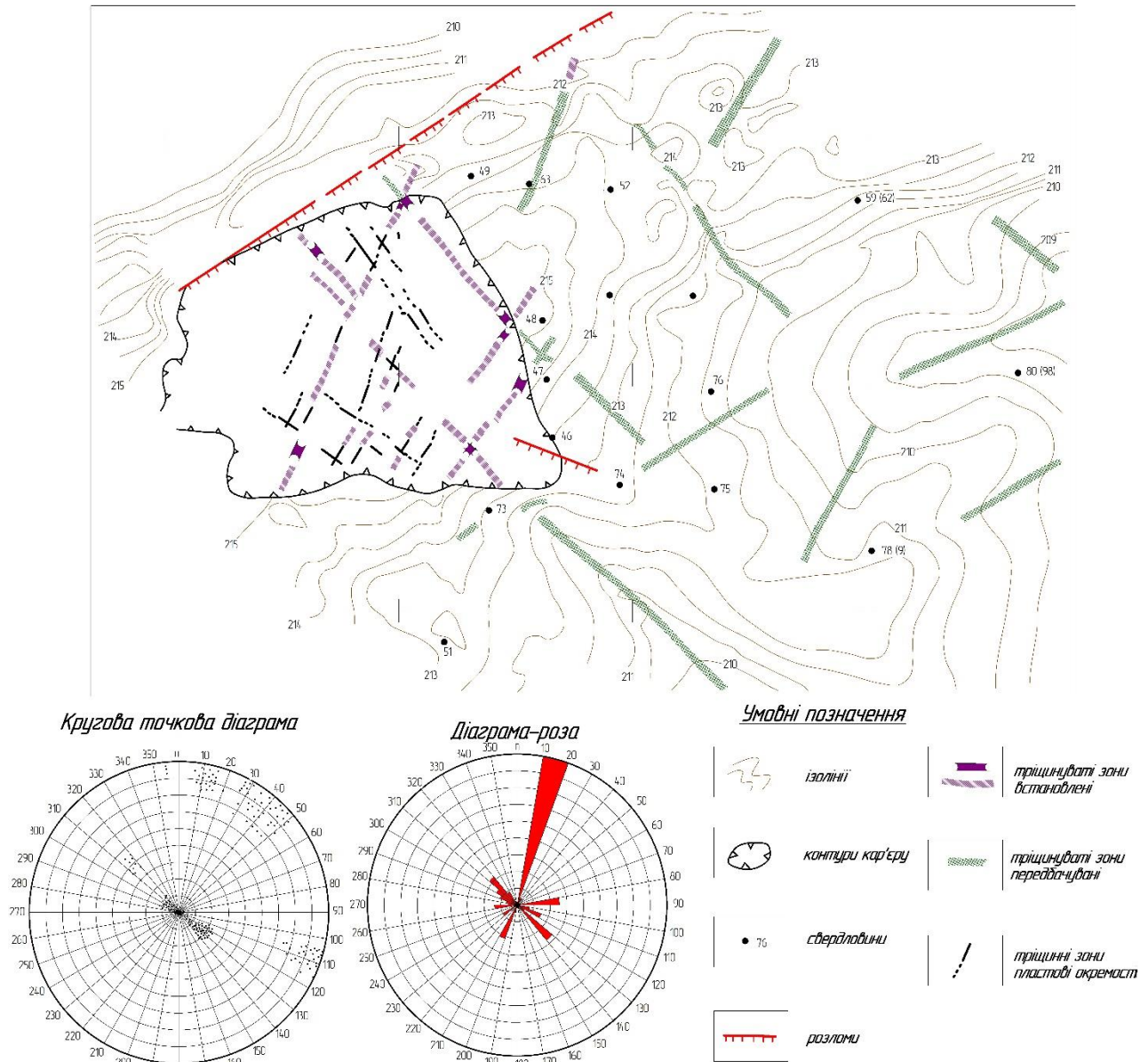
За різницею в часі отримання вступних сигналів в точках  $N_1-N_7$  у хвилях збуджених вибухом одиночного заряду, визначалася швидкість поширення сейсмохвиль в різних азимутальних напрямках.

За кожним вибухом шпурового заряду визначали коефіцієнт анізотропії міцності порід  $K=1,35; 1,41$  та  $1,24$  рівний відношенню максимальної довжини радіуса воронки руйнування ( $r_{max}$ ) до мінімального ( $r_{min}$ ) (рис. 3.8).

Таким чином вплив анізотропії в межах території масивів гранітів на щебінь ВАТ "Лезниківський кар'єр" на характер руйнування і розподілу сейсмохвиль навколо вибуху одиночного заряду ВР оцінювався за допомогою вивчення зон руйнування, а також ізоліній рівних по інтенсивності масових швидкостей коливань за наведеною вище методикою. З результатів наведених експериментів видно, що величина радіусів зони руйнування в різних напрямках не однакова. Максимальні значення цих радіусів спостерігаються в північно-західному напрямку, що відповідають азимутам простягання розкритих тріщин, а мінімальні – у північно-східному напрямку що відповідає напрямку перпендикулярно розкритим тріщинам. За розрахунками виконаних вимірів для даних гранітних масивів побудована форма воронки руйнування, яка отримана від вибуху подовженого заряду, яка співпадає з еліптичною формою ізосейсм (рис. 3.9).



**Рис. 3.8. Схема визначення найбільшого радіуса і коефіцієнта анізотропії масиву ( $\kappa$ ) та фото воронки руйнування**



**Рис. 3.9. Карта геолого-тектонічних порушень родовища ВАТ "Лезниківський кар'єр" та діаграми з системи закономірно орієнтованих розкритих тріщин**

Узагальнюючи вищенаведене можливо зробити висновок, що вивчення анізотропності механічних властивостей масивів природного каменю та розробка експрес-методики її визначення дає змогу вибрати оптимальний напрям проведення видобувних робіт і напрямок розділення моноліту на блоки при двостадійній схемі видобування. Оптимальним вважається такий напрямок, що забезпечує мінімізацію витрат праці та енергії на відокремлення блоків від масиву

природного каменю, а також збільшення відсотку виходу блоків з масиву природного каменю, що має природну тріщинуватість.

При дотриманні оптимального напрямку порівняно з прийнятим на підприємстві за прогнозований, вихід блоків 1-го класу суттєво зростає, що доводить потребу і ефективність алгоритму для визначення напрямку ведення гірничих робіт з метою підвищення раціональності використання сировини родовища і покращення його техніко-економічних показників. Однак при цьому не беруть до уваги витрати (енергії, інструменту, нерівності сколів) на видобування блочної сировини.

Остаточне ж рішення, що до напрямку здійснення видобувних робіт, необхідно приймати після комплексного аналізу для забезпечення максимального прибутку підприємства.

### **3.5. Встановлення сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції**

З аналізу сейсмотезпечних методів ведення вибухових робіт встановлено, що всі вони розроблені лише для кар'єрів з однотипним профілем видобування як рудних, так і нерудних родовищ. В зв'язку з тим, що паралельний видобуток блочної та щебеневої продукції проводиться в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", то дослідження з визначення впливу сейсмічної дії масового вибуху на сейсмостійкість уступів блочної продукції набуває важливого практичного значення.

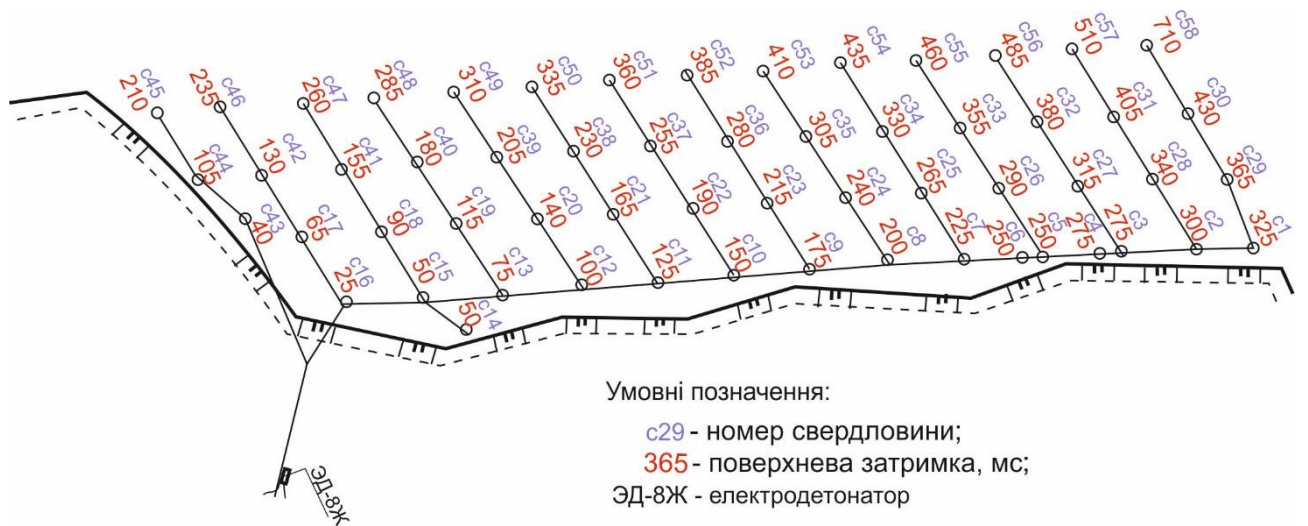
Тому забезпечення цілісності масиву вимагає проведення досліджень в цьому напрямку з урахуванням вимог щодо паралельного видобутку щебеневої продукції.

Відповідно до концепції досліджень промислової сейсмотезпечки при паралельному видобутку блочної та щебеневої продукції в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", яка визначена в параграфі 3.1 були проведені наукові роботи з визначення впливів параметрів вибухових робіт

на сейсмічний стан, щодо рівнів концентрації напружень, зон розташування уступів блочного каменю.

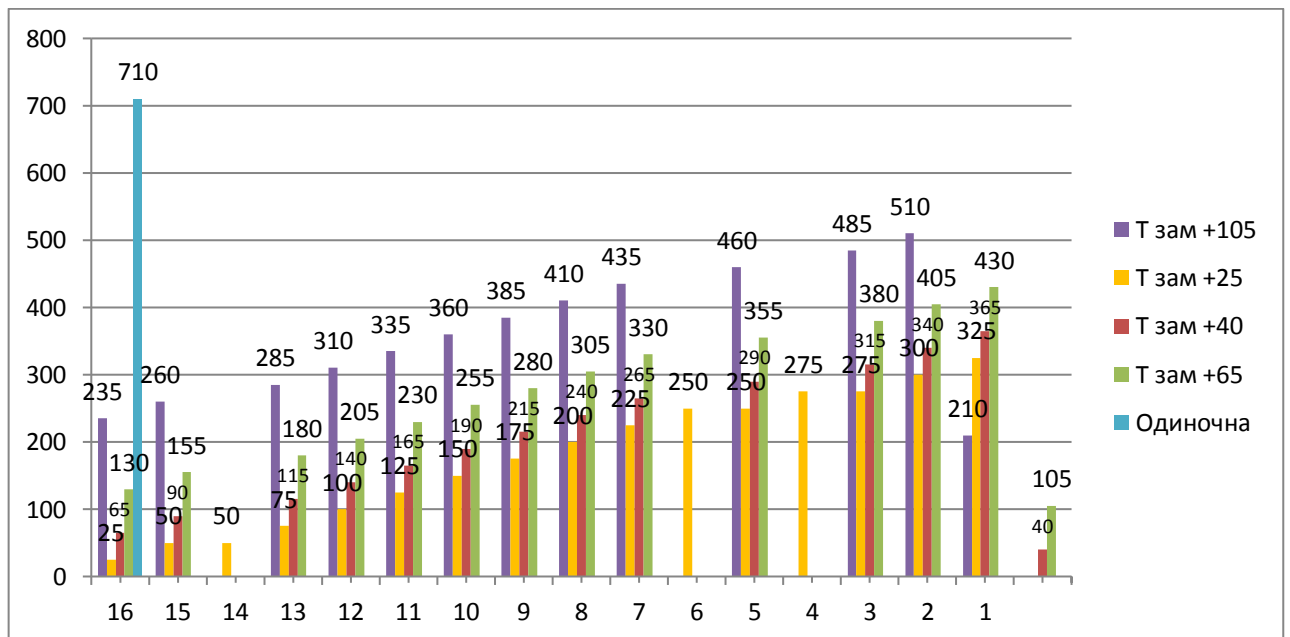
Охоронними об'єктами, біля яких були встановлені прилади, в зоні дії масового вибуху при руйнуванні блоку № 3 гор. +158 на щєбінь, є ділянка і уступи з видобутку гранітних блоків, які розташовані на горизонтах від +190 до +198 м. Обстеженням встановлено, що на відкосах всіх цих уступів є лише природні тріщини як горизонтальні, так і вертикальні різної ширини та довжини. На характерних тріщинах до вибуху були встановлені азбестові маяки. ВАТ "Лезниківський кар'єр" сумісно веде видобуток гранітів на щєбінь та блочний камінь, розробляє дві ділянки гранітів з коефіцієнтом міцності IX за Протод'яконовим. Відпрацювання родовища на ділянці з видобутку щєбня проводиться у східно-західній частині кар'єру уступом 13–14,0 м першим горизонтом (3 гор. уже погашені) з застосуванням масових вибухів з використанням свердловинних зарядів ВР з середньою глибиною 15,0 м, діаметром 130 мм. У західній частині кар'єру на відстані 195 м від блоку № 3, що підривався, розміщена ділянка з видобутку блочного каменю. Відпрацювання родовища на цій ділянці проводиться 2-ма уступами з застосуванням алмазно-канатних пил. Під час масового вибуху 15.08.17 р., коли здійснювалися сейсмометричні виміри від підривних робіт (ВР) на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь інтенсивності коливань земної поверхні на дільницях з видобутку блочного каменю гор. +190 м, проводилися аналого-цифровою вимірною апаратурою, на та гор. +158 м з видобутку граніту на щєбінь інтенсивності коливань земної поверхні та ударно-повітряних хвиль – сейсмостанцією MiniMate Plus. Було підірвано 58 свердловинних зарядів заряджених вибухівкою «Анемікс-70» 17,5 кг/м, за діагональною схемою (13 груп по 4 свердловини та 1-на по 3 свердловини рис. 3.10.) з уповільненням 25, 40, 60, 105 мс між зарядами в групі (рис. 3.11). Остання свердловина № 58 ініціювали з інтервалом сповільнення 200 мс після ініціювання всіх 57 свердловинних зарядів. Маса заряду ВР в одній свердловині коливалася від 221,0 до 248,0 кг, а в максимальній групі 4-х свердловинного зряду загальною масою 972 кг. Загальна маса всіх зарядів 13696 кг.





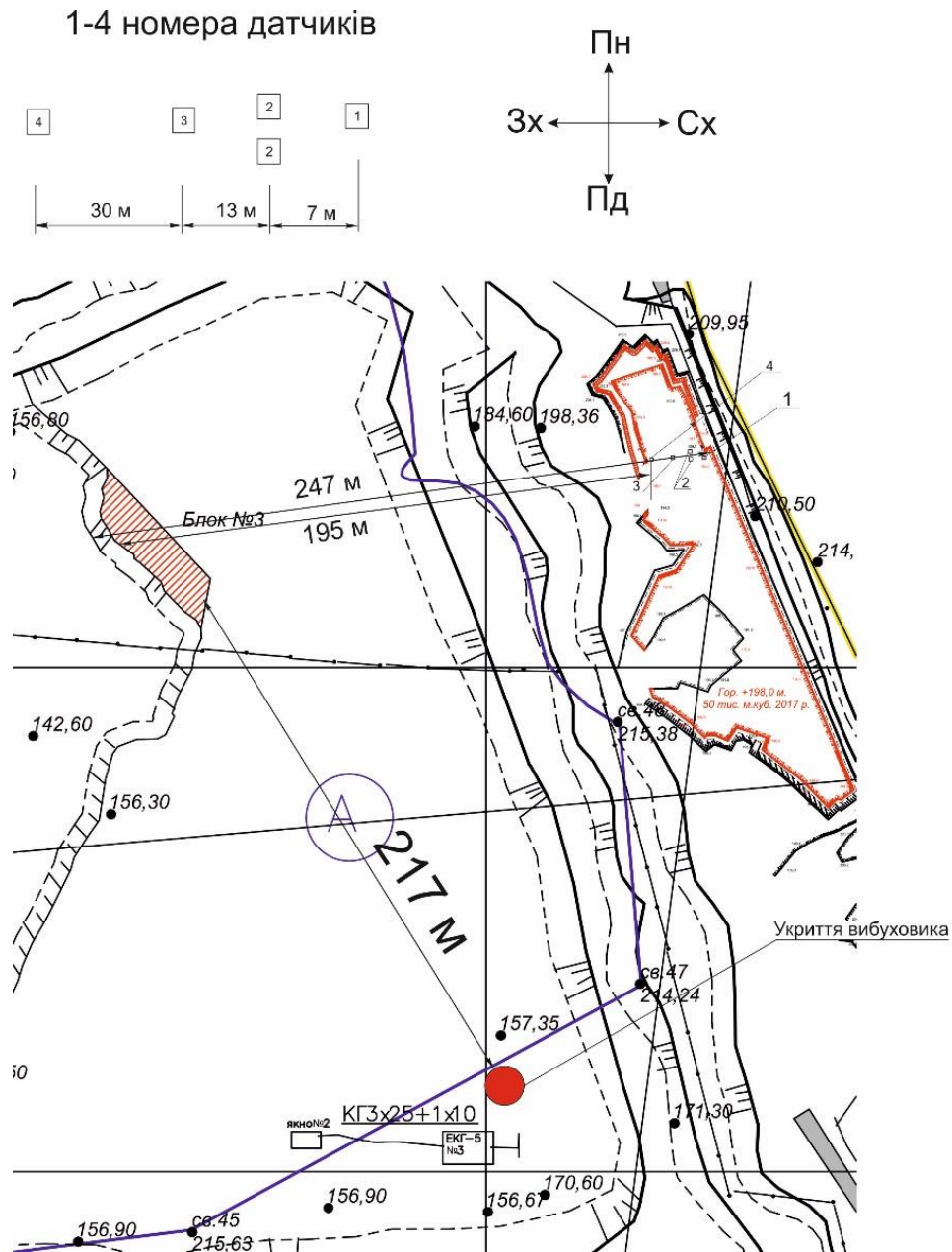
**Рис. 3.10. Схема вибухової мережі блока № 3**

Для запису параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ), які виникали при масових вибухах в кар'єрі 15.08.2017 р., на ділянці з видобутку блочного каменю гор. +190,36 м (рис. 3.12) використовували наведену вище аналого-цифрову вимірювальну апаратуру: сейсмоприймачі – СМ-3 і СМ-3В, реєстратор – аналого-цифровий перетворювач АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук, а на гор. +156,8, на якому видобувають граніт на щєбінь сеймостанцією MiniMate Plus виробництва Канада.



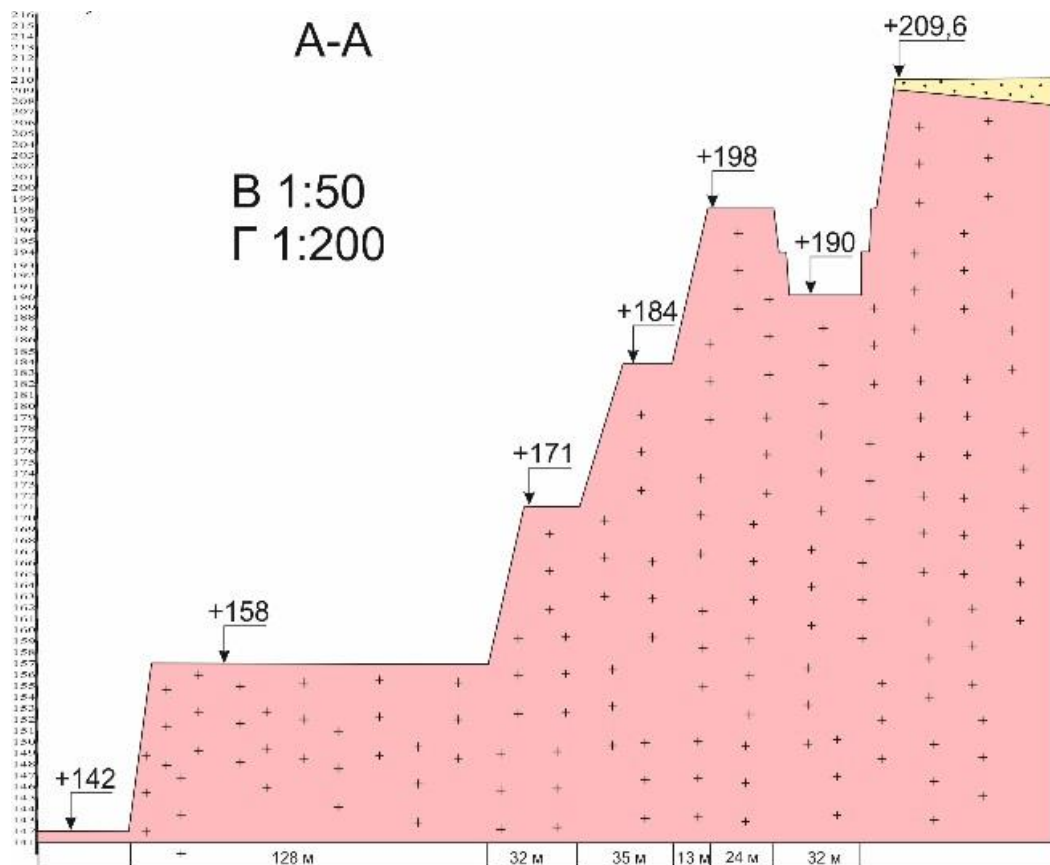
**Рис. 3.11. Циклограма вибухів за схемою рис. 3.10**

Остання дозволила одночасно вимірювати не лише сейсмічні коливання гранітної поверхні, а і атмосферний тиск створений ударно-повітряною хвилею на гор. +156,8 від вибуху 15.08.17 р. свердловинних зарядів ВР.



**Рис. 3.12. План гірничих робіт родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр" та схема установки сейсмоапаратури 1–4 – номери сейсмоприймачів СМ-3**

Під час запису параметрів СВХ, які виникали від дії масового вибуху 15.08.17 р., сейсмоприймачі СМ-3, СМ-3В всі вони встановлювалися на гранітній основі гор. +190,36 м – дільниця з видобутку гранітних блоків, на відстанях 295–195 м від блоку, що підривався в східному напрямку. На гор. +156,8 дільниці з видобутку гранітів на щебінь на відстані 217 м в південно-східному напрямку від масового вибуху при руйнуванні блоку № 3 гор. +156,8 на щебінь на гранітній основі встановлювалися 3-х компонентний датчик і мікрофон MiniMate Plus. Схема установки сейсмоапаратури та геологічний розріз за профілем А-А приведена на рис. 3.13.



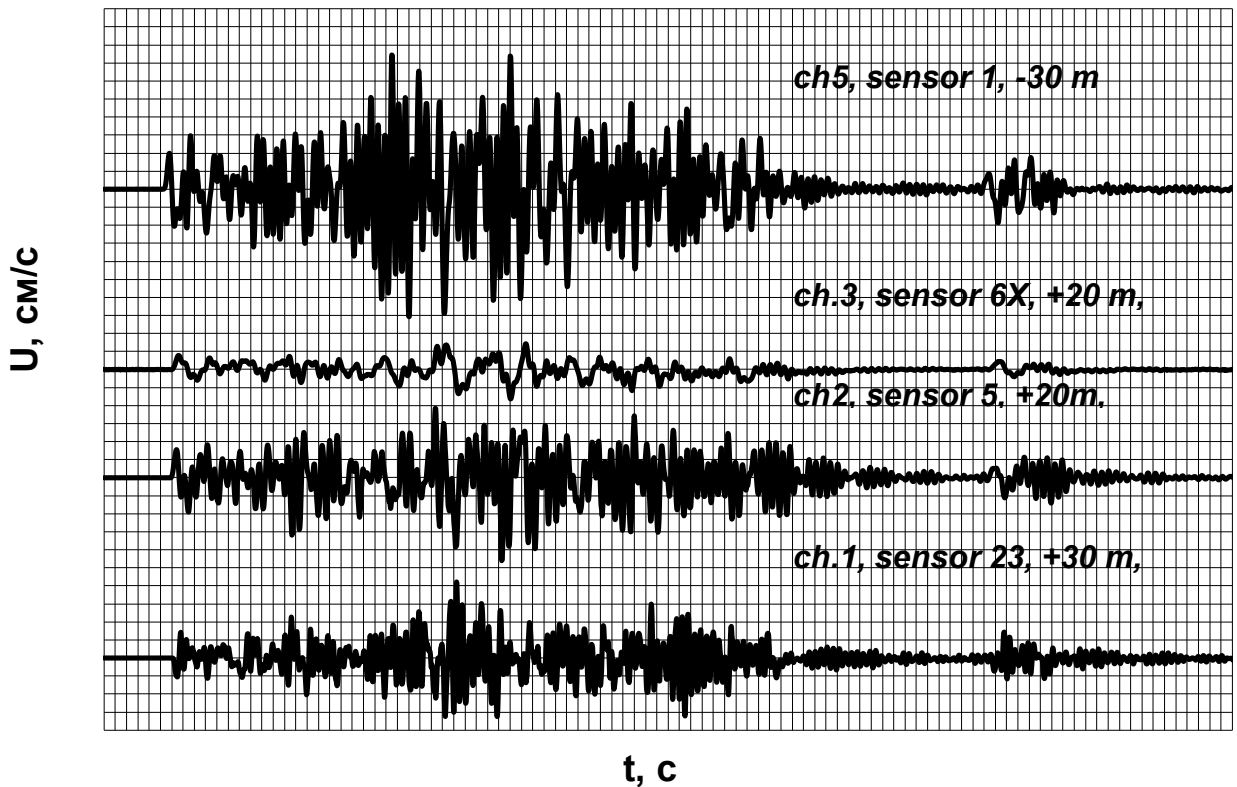
**Рис. 3.13 Геологічний розріз А-А за профілем установки сейсмоапаратури**

Параметри сейсмічних хвиль в межах одного родовища гранітів ВАТ "Лезниківський кар'єр", які виникали при масовому вибуху в кар'єрі 15.08.2017 р., одержаних від датчиків з аналого-цифровою апаратурою, встановлених на гор. +190, дільниці з видобутку гранітів на щебінь приведені в табл. 3.4 (осцилограми та циклограми рис. 3.14, 3.15).



Результати сейсмовимірів параметрів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, з використанням сеймостанції MiniMate Plus, одержаних на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь гор. +158 приведені в протоколах рис. 3.16, 3.17.

**Осцилограма вибуху 15-08-17 р. на горизонті +190 в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"**



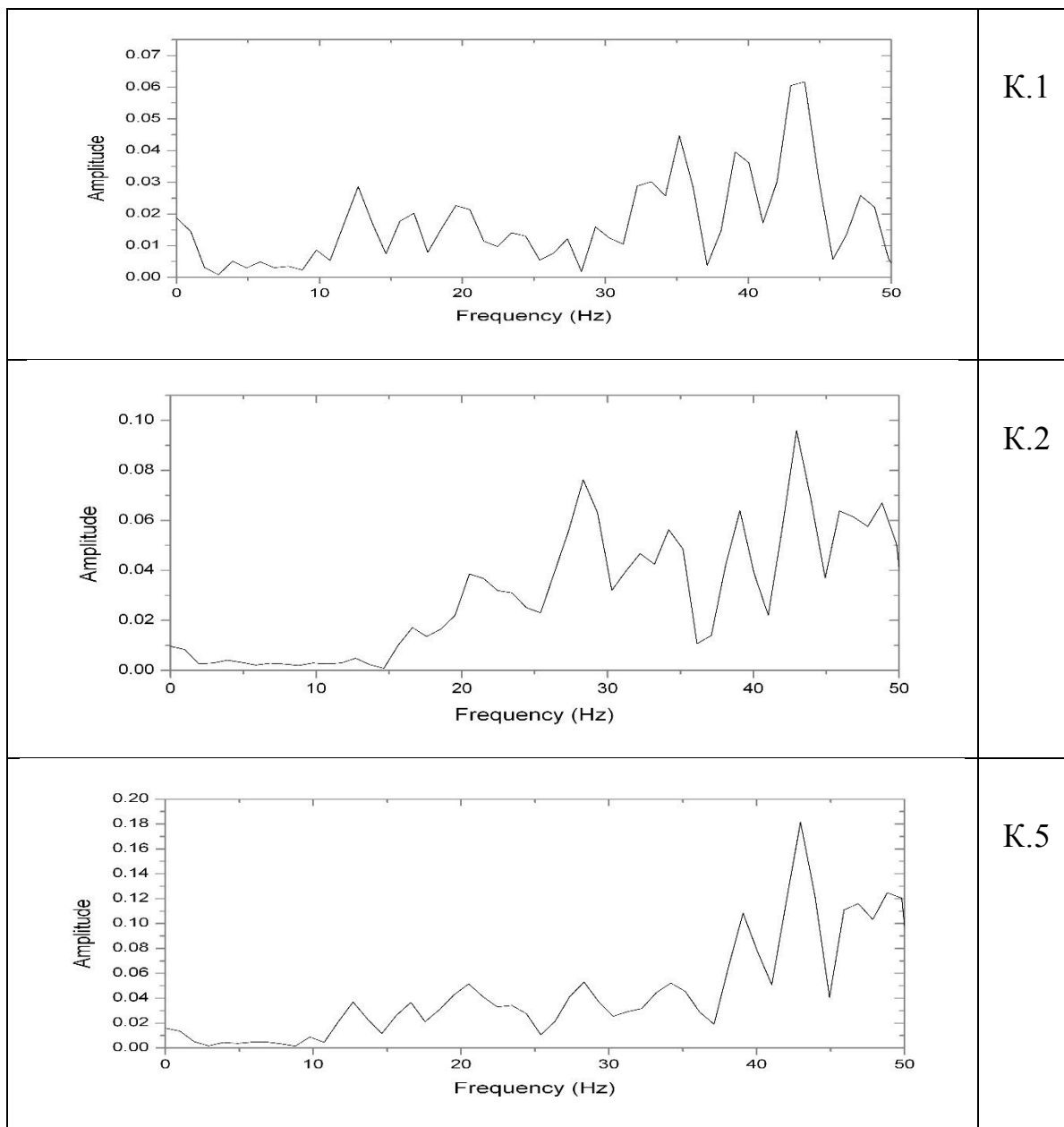
**Рис. 3.14. Осцилограма (канали ch. 1, 2, 5 з низу уверх) сейсмічних коливань гранітної основи гор.+190 м дільниці з видобутку гранітних блоків на відстанях 206–256 м від блоку, що підривався, одержаних від сейсмоприймачів – СМ-3, аналого-цифрового перетворювача АЦП Е-440 і ПК типу ноутбук при виконанні масового вибуху 15.08.14 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"**

Результати сейсмовимірів параметрів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, з використанням сеймостанції MiniMate Plus, одержаних на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь гор. +158 приведені в табл. 3.1.

**Максимальні значення, з осцілограми рис. 3.14, швидкості коливань часток гранітної підосви уступів з видобутку блочної продукції при вибуху 15-08-17 р. (за модулем)**

№ каналу сн.	Відстань від вибуху, м	Максимальне значення швидкості, см/с		Періоди коливань в об'ємних хвилях	
		вибух всіх 57 св.	вибух 1св. № 58	повздовжні Р, с	поперечні S, с
5	206	1,24	0,35	0,028	0,025
2	249	0,89	0,26	0,028	0,025
1	256	0,80	0,25	0,028	0,025

Відстані визначені з урахуванням установки датчиків на гор. +198 м.



**Рис. 3.15. Спектрограми сейсмічних коливань (канали ch. 1, 2, 5 зверху вниз), одержані від спектрального аналізу сейсмограм рис. 3.14 при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"**

Дані станції MiniMate Plus встановлені на гор. +156,80 м ділянки з видобутку граніту на щєбінь наведені в табл. 3.3.

Дані станції MiniMate Plus встановлені на гор.+ 156,8 м ділянки з  
видобутку граніту на щєбінь на відстані 217 м від блоку, що підривався

Параметри хвиль	Од. вим.	Складові коливання		
		горизонтальна Tran Y	вертикальна VertZ	радіальна Long X
PPV	mm/s	8,81	10,4	13,3
PPV (Ponderated)	mm/s	6,48	8,72	8,96
PPV	dB	69,7	73,1	73,0
ZC Freq	Hz	20	43	4,7
Time (Rel. to Trig)	Sec	0,550	0,114	0,163
Peak Acceleration	G	0,267	0,550	0,401
Peak Displacement	mm	0,0391	0,0484	0,0478
Sensor Check		Passed	Passed	Passed
Frequency	Hz	7,3	7,5	7,3
Overswing Ratio	Hz	4,0	4,1	4,1
		15,7 mm/s at 0,114 sec f= 8,77Гц		
Extended Notes Microphone				
PSPL	dB(L)	114,2		
ZC Freq	at sec	0,077		
Channel Test	Hz	4,2		

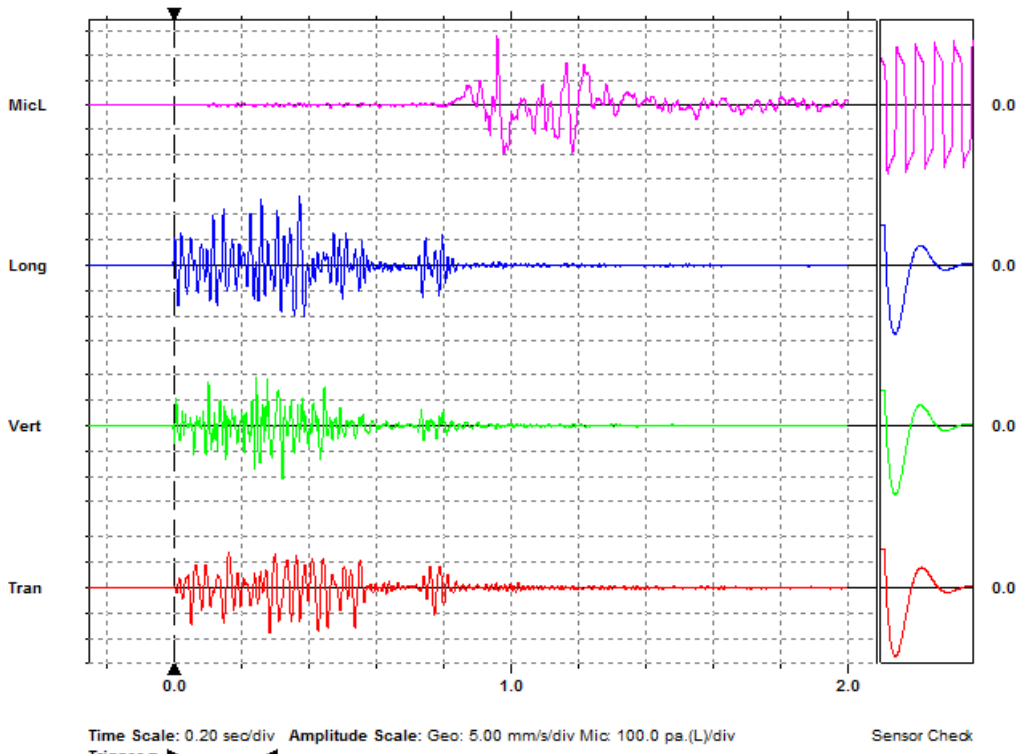
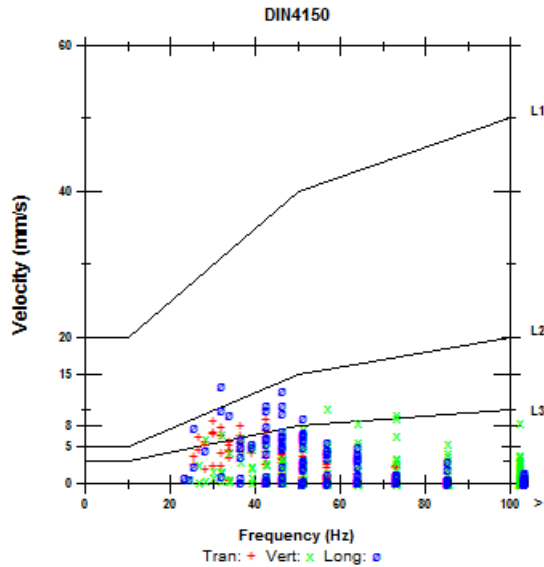
Date/Time Vert at 13:50:58 September 1, 1995  
 Trigger Source Geo: 1.00 mm/s  
 Range Geo: 31.7 mm/s  
 Record Time 2.0 sec at 1024 sps  
 Job Number: 1  
 Notes

Serial Number BE20371 V 10.60-8.17 MiniMate Plus  
 Battery Level 6.0 Volts  
 Unit Calibration September 24, 2013 by Instantel  
 File Name V3715KE1.4Y0

Microphone Linear Weighting  
 PSPL 142.9 dB(L) at 0.960 sec  
 ZC Freq 39 Hz  
 Channel Test Passed (Freq = 20.1 Hz Amp = 536 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	8.81	10.4	13.3	mm/s
PPV (Ponderated)	7.33	6.58	10.9	mm/s
PPV	69.9	71.3	73.5	dB
ZC Freq	43	57	32	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.285	0.322	0.374	sec
Peak Acceleration	0.249	0.575	0.351	g
Peak Displacement	0.0385	0.0349	0.0581	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.4	7.6	7.6	Hz
Overswing Ratio	3.6	3.5	3.7	

Peak Vector Sum 15.1 mm/s at 0.374 sec

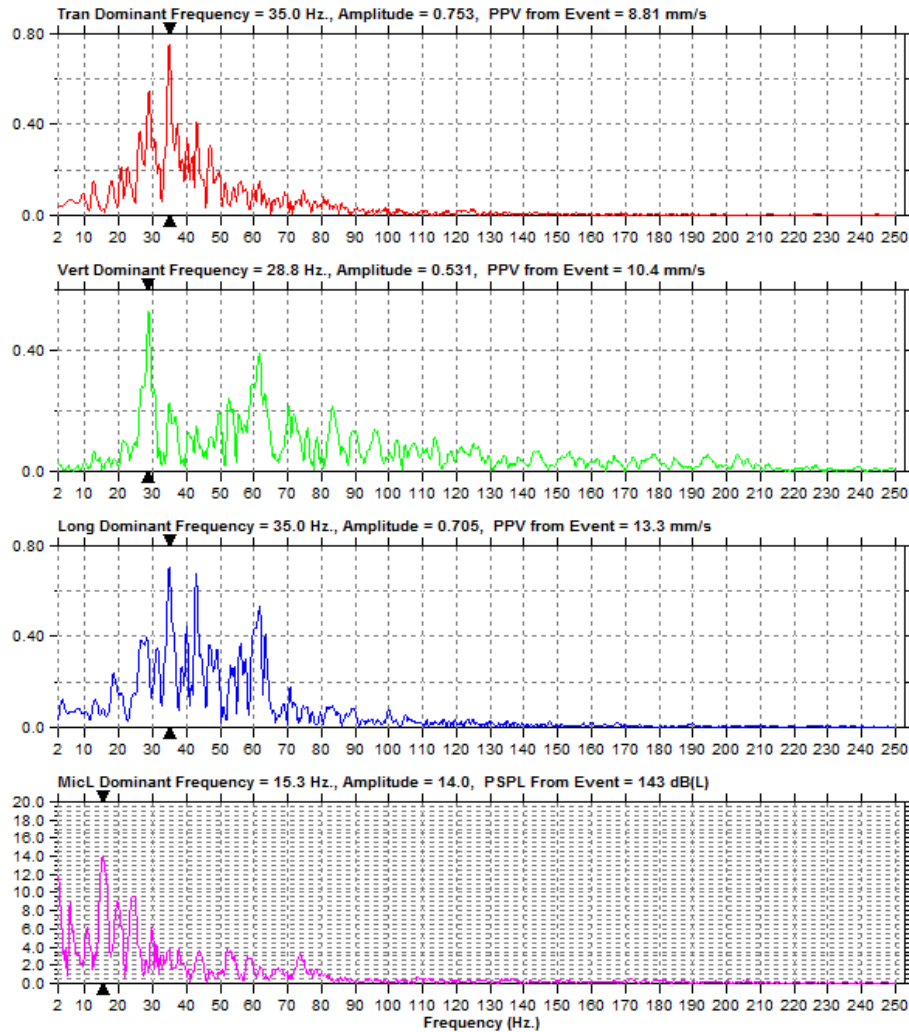


**Рис. 3.16. Протокол результатів вимірів сейсмічних та ударно-повітряних хвиль, одержаних сейсмографом MiniMate Plus на гранітній основі на гор. +158 дільниці з видобутку гранітних на щєбінь на відстані 217 м при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"**

Date/Time Vert at 13:50:58 September 1, 1995  
 Trigger Source Geo: 1.00 mm/s  
 Range Geo: 31.7 mm/s  
 Record Time 2.0 sec at 1024 sps  
 Job Number: 1

Serial Number BE20371 V 10.60-8.17 MiniMate Plus  
 Battery Level 8.0 Volts  
 Unit Calibration September 24, 2013 by InstanTEL  
 File Name V3715KE1.4Y0

Notes



Printed: August 21, 2017 (V 10.60 - 10.60)

Format © 1995-2013 Xmark Corporation

**Рис. 3.17. Протокол спектральних характеристик за результатами вимірів сейсмічних хвиль, одержаних сейсмографом MiniMate Plus на гранітній основі на гор. +158 ділянці з видобутку гранітних на щєбінь на відстані 217 м при виконанні масового вибуху 15.08.17 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр"**

Крім приведених вище аналітичних і напівпромислових досліджень у даному розділі наведені експериментальні дослідження, в промислових умовах на прикладі гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр", з визначення показника інтенсивності сейсмічної дії, на ділянці з видобутку блоків, від проведення вибухових робіт на ділянці по видобутку гранітів на щєбінь. При цьому була використана методика апаратурних вимірювань, яка розроблена в Інституті гідромеханіки НАН України. Одержані від апаратурних вимірів масові швидкості по профільним лініям, (наприклад  $V_1$  та  $V_2$  паралельно та перпендикулярно простяганню розкритим тріщинам відповідно) орієнтованих на ділянку по видобутку блоків в різних азимутальних напрямках від дії короткоуповільненого масового вибуху свердловинних зарядів з'єднаних по неелектричній системі ініціювання. Використовуючи залежності ( $V_1$  та  $V_2$ ) швидкості сейсмічних коливань від приведеної до заряду відстані паралельно та перпендикулярно простяганню розкритим тріщинам відповідно які мають вигляд:

$$V_1 = K_1 \left( R_1 / Q^{1/3} \right)^{-\vartheta_1}, \text{ м/с} \quad (3.10)$$

$$V_2 = K_2 \left( R_2 / Q^{1/3} \right)^{-\vartheta_2} \text{ м/с} \quad (3.11)$$

де:  $K_1, K_2$  – коефіцієнти пропорційності відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин  $\text{м}^{n+1}/\text{с} \cdot \text{кг}^{n/3}$ ;  $V_1, V_2$  – значення масових швидкостей коливань, одержані з осцилограм моніторингу промислових вибухів по профільним лініям, в напрямку ділянці з видобутку гранітів на блоки, відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин  $\text{м/с}$ ;  $\nu_1; \nu_2$  – показники ступенів загасання відповідно паралельно та перпендикулярно простяганню розкритих тріщин;  $R_1, R_2$  – радіуси сейсмічних відстаней від епіцентру вибуху відповідно в напрямках паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин,  $\text{м}$ ;  $Q$  – максимальна

маса ВР в свердловинних зарядах, які підриваються в групі з інтервалом сповільнення менше 17 мс, кг.

Значення коефіцієнтів в напрямках великої ( $K_1$ ) і ( $v_1$ ) і малої ( $K_2$ ) і ( $v_2$ ) осей еліпса ізосейсм кар'єр ВАТ "Лезниківський кар'єр" наведено в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

**Значення коефіцієнтів в напрямках великої ( $K_1$ ) і ( $v_1$ ) і малої ( $K_2$ ) і ( $v_2$ ) осей еліпса ізосейсм кар'єр ВАТ "Лезниківський кар'єр"**

Показники приведеної до заряду маси в максимальній групі, кг	Коефіцієнт, К		Показник ступеню загасання, $\nu$	
	$K_1$	$K_2$	$\nu_1$	$\nu_2$
247	82	230	1,56	1,95
102,5	440	1300	1,56	1,95

Використовуючи значення швидкостей зміщення гранітів, які отримані від масового вибуху 15.08.14 р. в кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр", стало можливим виразити їх залежністю від приведеної до заряду відстані в наступному вигляді:

- за профільною лінією, яка розташована паралельно простяганню розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведеної до заряду  $Q = 247$  кг)

$$U_p^z = 82 \left( \frac{r}{Q_{zp}^{1/3}} \right)^{-1,56}, \text{ см/с}; \quad (3.12)$$

- за профільною лінією, яка розташована перпендикулярно до простягання розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведеної до заряду  $Q = 247$  кг)



$$U_p^Z = 230 \left( \frac{r}{Q_{2p}^{1/3}} \right)^{-1,95}, \text{ см/с}; \quad (3.13)$$

- за профільною лінією, яка розташована паралельно простяганню розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведеної до заряду  $Q = 102,5$  кг)

$$V_1 = 440 \left( \frac{R_1}{Q^{1/3}} \right)^{-1,56} \text{ см/с}; \quad (3.14)$$

- за профільною лінією, яка розташована перпендикулярно простяганню розкритих тріщин для гранітного кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" (від приведеної до заряду  $Q = 102,5$  кг)

$$V_2 = 1300 \left( \frac{R_2}{Q^{1/3}} \right)^{-1,95} \text{ см/с}. \quad (3.15)$$

Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані наведено на рис. 3.18.

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при  $Q_{\text{еф}} = 102,5$  кг) описується формулою:

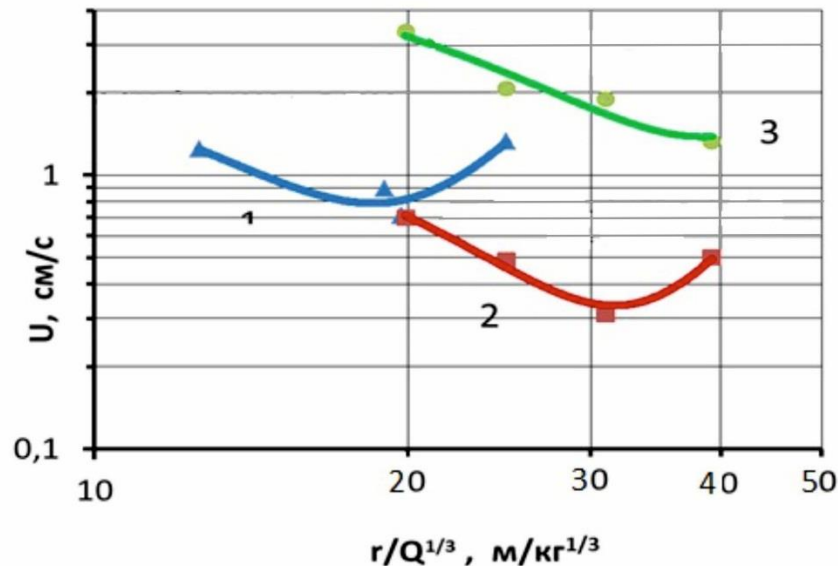
$$U = 0,013 \left( \frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} \right)^2 - 0,4823 \frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} + 5,2528, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (3.16)$$

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при  $Q = 250$  кг) описується формулою:

$$U = 0,0054 \left( \frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} \right)^2 - 0,4154 \frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} + 9,3423, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (3.17)$$

Максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів з фільтрацією 50 Гц (при  $Q_{\text{эф}} = 102,5$  кг) описується формулою:

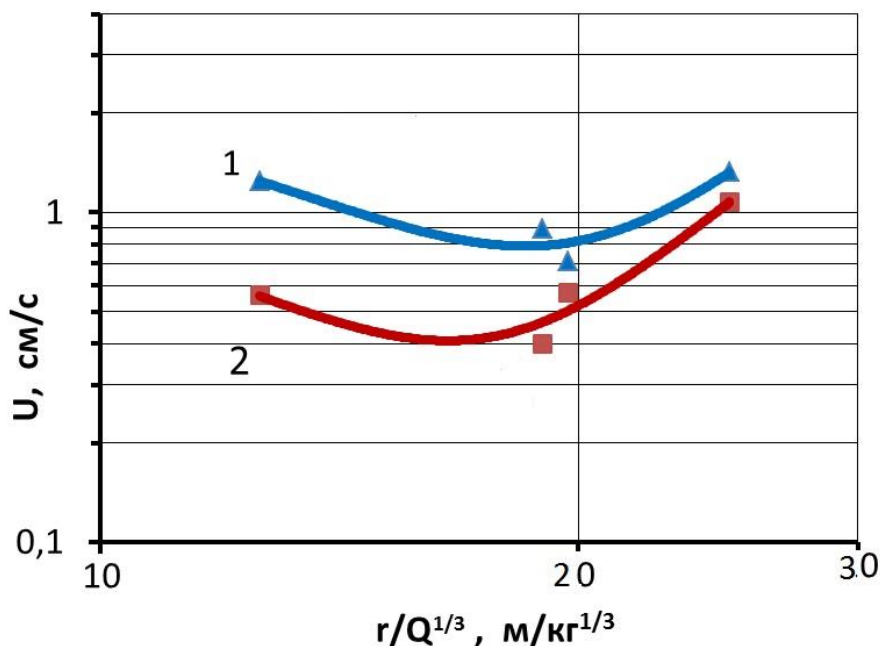
$$U = 0,0028\left(\frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}}\right)^2 - 0,175\frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} + 3,0985, \frac{\text{см}}{\text{с}}. \quad (3.18)$$



**Рис. 3.18. Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані**

1 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при  $Q_{\text{эф}} = 102,5$  кг), 2 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів без їх фільтрації (при  $Q = 250$  кг) 3 – максимальний модуль вектору швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів з фільтрацією 50 Гц (при  $Q_{\text{эф}} = 102,5$  кг)

Максимальний модуль вектора швидкості коливань, який одержаний від сейсмоприймачів за профілем відповідно паралельно та перпендикулярно простяганню розкритих тріщин наведено на рис. 3.18.



**Рис. 3.18. Залежність модулів вектору швидкості коливань від приведеної відстані**

*1, 2 – максимальні модулі вектору швидкості коливань, які одержані від сейсмоприймачів за профілем відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин для ВАТ "Лезниківський кар'єр" (при  $Q_{\text{эф}} = 102,5$  кг)*

Приведені на рис. 3.14 спектрограми порівняємо з характеристиками власних коливань окремих блоків, приведених в табл. 3.1. Як видно амплітуди максимальних часових параметрів сейсмічних хвиль, які генерують и поширюються від блоку (0,028–0,029 с), що підривається на ділянці з видобутку гранітів на щєбінь до уступів блочного каменю (0,025–0,028 с), що можуть створювати умови резонансних явищ від свердловинних зарядів масою 210 кг для блоків висотою 14 та 16 м. Хоча амплітуди максимальних часових параметрів сейсмічних хвиль одержані на гор. +158 м рис. 3.17 (місце проведення масового вибуху) (0,028–0,037 с) також близькі до власних коливань окремих блоків, приведених в табл. 3.1, але в результаті трансформації сейсмічних хвиль через погашені уступи гор. +171 м, +184 м та +198 м до гор. +190 м, де були

встановлені сейсмоприймачі, спектр коливань змістився в область високих частот рис. 3.18.

Оцінку сейсмічного стану уступів блочного каменю, які характеруються утворенням радіальних тріщин від дії тангенціальних напружень проведемо за методом наведеному в роботі [137].

При масових вибухах, на дільниці кар'єрного поля з розробки гранітів на щєбінь, дія сейсмічних хвиль за швидкістю зміщення часток ґрунту, яка передається на гранітний масив блочного каменю від гор. +158 м (місце проведення вибуху) через погашені уступи гор. +171 м, +184 м та +198 м (див. геологічний розріз рис. 3.12), не має досягти більшої за критичне значення величини. Забезпечили сейсмічний стан з рівнями концентрації напружень, допустимих для уступів блочного каменю.

Нерівність, яка може описати граничний напружений стан гірської породи блочного каменю, на яку діє сейсмічна хвиля з масовою швидкістю  $u$ , має вигляд:

$$u \leq u_{дон}, \quad (3.19)$$

де  $u_{дон}$  – критична швидкість зміщення часток породи, см/с.

В зв'язку з тим, що нас цікавить межа між зонами пружних деформацій і радіальних тріщин, яка знаходиться далеко від осередку сейсмовипромінювання (епіцентр вибуху)  $r > 2r_0$ , та проведення масових вибухів на дільниці з видобутку гранітів на щєбінь передбачає використання не сферичних, а циліндричних зарядів, то хвилю напруження можна вважати достатньо плоскою для того, щоб виконувалася рівність:

$$\sigma_r = u \gamma c_p, \quad (3.20)$$

де  $\sigma_r$  – радіальні напруження;

$v$  – масова швидкість зміщення часток породи;

$c_p$  – швидкість розповсюдження поздовжніх, поперечних хвиль, см/с.

Радіальні тріщини в глибині масиву утворюються під дією тангенціальних напружень, для яких:

$$\sigma_\tau = \frac{v}{1-v} \sigma_r, \quad (3.21)$$

де  $\sigma_\tau$  – тангенціальні напруження;

$v$  – коефіцієнт Пуассона.

Для ближньої зони вибуху за умови, що ширина захисного цілика між ділянками, як правило, порівняна з відстанню до зарядів, тому явища відколювання не являються визначальними при розгляді небезпеки тріщиноутворення. Тому критична масова швидкість визначається за формулою:

$$u_{\text{доп}} = 100 \frac{1-v}{v} \cdot \frac{[\sigma_p]}{\gamma c_p}, \quad (3.22)$$

де  $[\sigma_p]$  – тимчасовий часовий опір породи на розривання, Па;

$\gamma$  – питома маса, кг/см<sup>3</sup>.

Варто зазначити, що формула (3.22) належить лише до глибинних точок масиву, де більш шкідливу дію мають тангенціальні напруження, які поширюється далі, ніж радіальні. В тому випадку, якщо точка знаходиться настільки глибоко під відкритою поверхнею, що потрібно враховувати гірничий тиск, що може перешкоджати розкриттю тріщин; в цих випадках у формулі (3.20) гірничий тиск варто додавати до величини. Формула (3.22) може розглядатися лише як оціночна, оскільки в ній зазвичай використовуються значення опору на розрив, одержувані в результаті статичних випробувань на зразках, що не відповідає істинним умовам навантаження на породу при вибухах. Було б доцільно замінити критерій на будь-який енергетичний, але, на жаль, для цього немає  $[\sigma_p]$  ще досить експериментального матеріалу. Що ж стосується широкого

застосування критерію  $[\sigma_p]$ , то справджується стосовно тим, що витрати енергії на пошкодження скельних порід порівняно невеликі, а тому в тій частині поля навколо заряду, де напруги перевищують, енергії зазвичай буває досить  $[\sigma_p]$ .

На відміну від стиснення дані про опірності гірських порід розтягу вельми уривчасті та ненадійні. Багато авторів для простоти рахують, що:

$$[\sigma_p] = (0,02 \div 0,1)[\sigma_{ст}], \quad (3.23)$$

де  $[\sigma_{ст}]$  – тимчасовий опір стискання.

При розрахунку критичної швидкості для породи в поверхневому шарі зустрічаються додаткові труднощі. По-перше, тут порода знаходиться менш сприятливому напруженому стані, оскільки хвиля напруження, в якій превалюють радіальні напруги стиснення, відіб'ється від відкритої поверхні, перетворюється в хвилю розтягування з тієї ж амплітудою, так що критична швидкість має оцінюватися іншою формулою і бути меншою за абсолютною величиною.

$$v_{кр} = 10^2 \frac{[\sigma_p]}{\gamma c_p}. \quad (3.24)$$

По-друге, в поверхневому шарі опір породи на розрив значно менше, ніж в глибинних, оскільки цей шар схильний до більшою мірою зовнішніх впливів (вивітрювальних, явища розвантаження, залишкові явища від попередніх вибухів, особливо в зоні перебудів тощо).

І нарешті, поверхневий шар зазнає не лише динамічну дію з боку сейсмічних хвиль, а й квазістатичну поршневу дію з боку стислих газів – продуктів вибуху. Цей вплив є причиною утворення явної і потенційної воронки вибуху, які розповсюджуються по поверхні досить далеко від епіцентру вибуху.

Метод прогнозування сейсмобезпечних параметрів вибухів на уступи блочного каменю заснований на використанні вище проведених результатів

аналітичних і експериментальних досліджень дії сейсмічних хвиль, викликаних масовими вибухами у кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь.

При проведенні аналітичних досліджень сейсмічної дії масових вибухів на дільниці кар'єрного поля з розробки гранітів на щєбінь, на цілісність уступів гранітного масиву блочного каменю, спочатку визначимо швидкість коливань на цих уступах за формулою:

$$U_y^x = U_{p.s}^x \cdot e^{-1,7h/\lambda}, \text{ см/с} \quad (3.25)$$

де  $U_y^x$  – швидкість коливань, які діють на гранітні уступи блочного каменю, см/с;  $U_{p.s}^x$  – швидкість коливань граніту в об'ємній сейсмічній хвилі (P, S) на підшві гранітних уступів, см/с;  $\lambda$  – довжина сейсмічної хвилі, м;  $h$  – відстань від підшви гранітних уступів до уступу, м.

Напругу на уступи блочного каменю можливо одержати використавши відому залежність Ландау-Лівшиця:

$$\sigma_y = \frac{U_y^x V_R \gamma}{g}, \text{ Па} \quad (3.26)$$

де  $\sigma_y$  – напруга на уступи блочного каменю, Па;  $V_R$  – швидкість розповсюдження сейсмічних хвиль, м/с;  $\gamma$  – об'ємна маса граніту, кг/м<sup>3</sup>;  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ .

Тоді умова рівнодії сейсмічних сил через дією тангенціальних напружень та тимчасовий часовий опір породи на розривання  $[\sigma_p]$  описується формулою:

$$U_y = [\sigma_p]. \quad (3.27)$$

Приведемо приклад розрахунку сейсмічних сил від дії масових вибухів, які проводяться на дільниці кар'єрного поля з розробки гранітів на щєбінь, на цілісність уступів гранітного масиву блочного каменю:

1. Швидкість коливань на гранітні уступи блочного каменю, викликаною дією масового вибуху 15.08.14 р. в кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь за формулою (3.26):

$$U_y^z = U_{p,s}^z \cdot e^{-1.7 \cdot h/\lambda} = 1,24 \cdot e^{-1.7 \cdot 20/160} = 0,8 \cdot 1,15 = 0,93, \text{ см/с,}$$

де  $U^z = 0,8 \text{ см/с}$  максимальне значення швидкості коливання об'ємної хвилі на земній поверхні гранітної основи гор. +190 підшви уступів гранітних блоків (відстань 20 м до уступу), одержане з осцилограми масового вибуху у кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь.

2. Напряга на підшви уступів гранітних блоків визначається (3.22):

$$\sigma_{\text{роз}} = 0,93 \cdot 10^{-4} \cdot 5,35 \cdot 10^3 \cdot \frac{2520}{9,81} = 8,24 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2} = 13284 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2} = 1,33 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}.$$

Для гранітів можна прийняти  $[\sigma_{\text{ст}}] = 100 \text{ МПа}$ ,  $\gamma = 2620 \text{ кг/м}^3$ ,  $\nu = 0,3$ ,  $c_p = 5350 \text{ м/с}$ , межа міцності  $[\sigma_p] = 2760 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2} = 27,69 \text{ Па}$ . Для міцних скельних порід, критична швидкість близька до цієї ж величини (згідно з формулою (3.19)  $U_{\text{дон}} = 150 \text{ см/с}$ ).

Приймаючи відношення динамічних сил до статичних як 1,8, є можливість розрахувати напряга від сейсмічних дій хвиль на підшви уступів гранітних блоків:

$$\sigma_q = 8,23 \cdot 10^{-3} \cdot 1,8 = 14,8 \cdot 10^{-3} \text{ МПа.}$$

3. Умова рівності сейсмічних сил через дію тангенціальних напружень та тимчасовий часовий опір породи на розривання  $[\sigma_p]$  визначається за формулою (3.23):

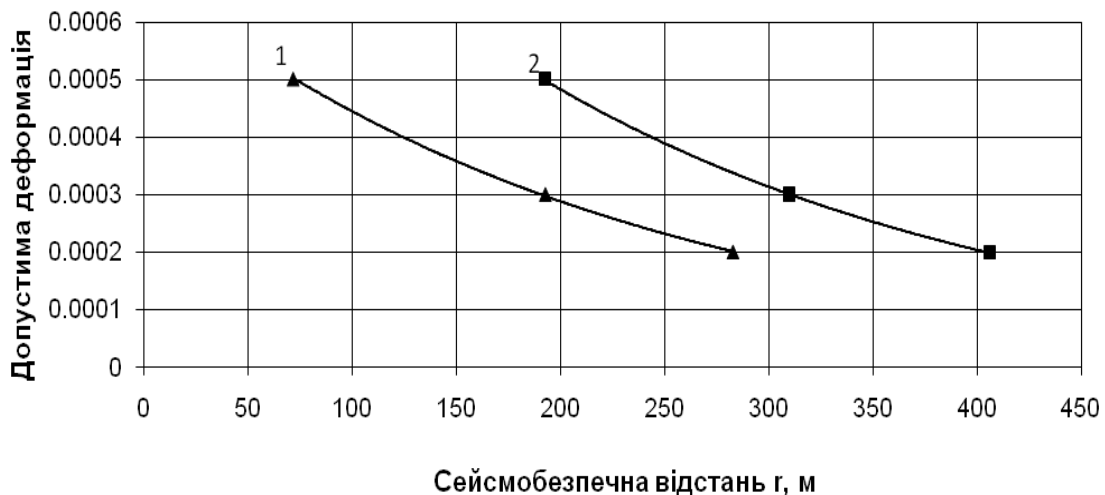
$$\sigma_q = \sigma_p.$$

Таким чином можливо зробити висновок, що об'ємні сейсмічні хвилі на приведених відстанях 12,6–24,9 м/кг<sup>1/3</sup> діють на підшви уступів гранітів з видобутку блоків напрягою  $\sigma_q = 4,8 \cdot 10^{-3} \text{ МПа}$ , що в 57 разів



( $2,77 \text{ МПа}/0,048 \text{ МПа} = 57$ ) менше ніж опір породних уступів на розривання  $[\sigma_p]$ . Наведені розрахунки на основі використання даних сейсмовиміральної апаратури показали, що масовий вибух 15.08.14 р. в кар'єрі з видобутку гранітів на щєбінь ВАТ "Лезниківський кар'єр" не впливає на стійкість уступів гранітних блоків, та має великий запас стійкості, що дає можливість ще більше наблизити місце проведення вибухових робіт до кар'єрного поля з видобутку гранітних блоків, а також можливість збільшити масштаби масових вибухів на всіх дільницях.

В роботі [138] приведена залежність сейсдобезпечної відстані від деформації в укосах, при яких ґрунтові уступи будуть залишатися стійкими під час масових вибухів для різних типів об'ємних хвиль (рис. 3.20) з якої можливо зробити висновок, що найнебезпечнішою хвилею для ґрунтових укосів є об'ємна поперечна, оскільки для збереження стійкості уступу потрібно дотримуватися більшої відстані, або обмежити масу зряду.



**Рис. 3.20. Залежність сейсдобезпечної відстані від допустимої деформації в масивах для об'ємних хвиль**  
*1 – поздовжня; 2 – поперечна*

Встановлено, що характер розподілу ізоліній, навколо вибуху зарядів ВР, відповідного рівня сейсмічності, для гранітних масивів Українського кристалічного щита (УКЩ) має еліпсоподібну форму, саме тому у кар'єрах, де

ведуть розробку цих гранітів, сейсмобезпечну межу оконтурюють у формі еліпса. Побудова останньої базувалася на проведенні спеціальних науково-експериментальних досліджень, в результаті чого для конкретних геолого-тектонічних умовах проведення підричних робіт кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр" був розроблений нижченаведений метод аналітично-експериментального розрахунку розмірів сейсмобезпечних зон. Даний метод побудови еліпсоподібних сейсмобезпечних меж включає етапи, пов'язані з аналітичними розрахунками радіусу великої  $R_1$  та малої  $R_2$  осей зони сейсмобезпеки за формулами:

$$R_1 = K_y \left( \frac{K_1}{[V]} \right)^{\frac{1}{v_1}} \sqrt[3]{Q}; \quad R_2 = K_y \left( \frac{K_2}{[V]} \right)^{1/v_2} \sqrt[3]{Q}, \quad (3.28)$$

де  $K_y$  – коефіцієнт, який враховує умови вибуху;

$K_1, K_2$  – коефіцієнти пропорційності відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин  $m^{n+1}/c \cdot \text{кг}^{n/3}$ ;

$[V]$  – допустима швидкість зміщення часток породи, м/с;

$v_1; v_2$  – показники ступенів загасання відповідно паралельному та перпендикулярному простяганню розкритих тріщин;

$Q$  – маса вибухової речовини на одне сповільнення, кг.

Експериментальними дослідженнями було визначено коефіцієнти пропорційності  $K_1, K_2$  та показники ступенів загасання  $v_1, v_2$ .

А для визначення сейсмобезпечної відстані  $R$ , (м) в тріщинуватому масиві в різних азимутальних напрямках від епіцентру вибуху визначається за формулою:

$$R = \frac{((K_y \left( \frac{K_1}{V} \right)^{\frac{1}{v_1}}) (\frac{K_1}{V})^{1/v_1})^3 \sqrt[3]{Q}}{\sqrt{\left( \frac{K_1}{V} \right)^{\frac{2}{v_1}} + \left[ \left( \frac{K_1}{V} \right)^{\frac{2}{v_1}} - \left( \frac{K_2}{V} \right)^{\frac{2}{v_1}} \right] \cos^2 \varphi}}, \quad (3.29)$$

де  $\varphi$  – відповідний полярному куту (градуси) між радіусом зони ізосейм і профілем, який паралельний простяганню розкритих тріщин.

Емпіричні коефіцієнти з формули (3.25) були отримані за даними експериментальних досліджень, які були проведені на кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр".

Підставивши значення коефіцієнтів в формулу (3.25) дадуть змогу отримати емпіричну залежність для розрахунку сейсмобезпечної відстані з послідуною побудовою меж сейсмобезпеки в конкретних геолого-тектонічних умовах кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр".

На рис. 3.21 показані ізолінії сейсмобезпечних мас заряду на 3-му горизонті кар'єра ВАТ "Лезниківський кар'єр". При побудові межі сейсмобезпеки використані вище наведені формули (3.24, 3.25), які дозволили встановити, що навколо вибуху заряду ВР в анізотропному масиві сейсмонебезпечні зони мають еліптичні межі. Причому велика вісь еліпса співпадає з напрямом основної системи тріщинуватості рис. 3.21 кар'єра. Параметри еліптичних меж, які визначені відповідно до формули (3.25) розмірами великої і малої осі еліпса сейсмобезпеки, вибираються за номограмою на рис. 3.22.

Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані  $R$ , радіуси великої  $R_1$  та малої  $R_2$  осей зони сейсмобезпечності для допустимих  $[V]$  значень та критичних швидкостей коливань (зони тріщиноутворення) приведені в табл. 3.6, 3.7 відповідно.

Таблиця 3.5

**Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані  $R$ , радіуси великої  $R_1$  та малої  $R_2$  осей зони сейсмобезпечності для допустимих  $[V]$  значень швидкостей коливань**

$R$	$R_1$	$R_2$	$K_y$	$K_1$	$K_2$	$V, \text{ см/с}$	$v_1$	$v_2$	$Q$	$\phi$
56,18	54,95	62,10	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	250	90
71,40	69,23	78,24	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	500	45
81,03	79,24	89,56	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	750	90
89,96	87,22	98,58	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	1000	45
96,07	93,95	106,19	1,00	440	1300	15,00	1,56	1,95	1250	90



**Рис. 3.21. Схема ізолій сейсдобезпечних мас заряду**

Вище розглянутий метод побудови еліпсоподібної зони ізосейсм з центральним епіцентром вибуху, тобто коли він співпадає з центром еліпса. Але на практиці частіше за все залежно від умов, при яких, наприклад, змінюється напрямок ініціювання свердловинних зарядів вибухової речовини в блоці, який підривається, еліпс, окреслюючи сейсдобезпечну межу, може зміщуватися відносно центру блоку, що підривається.

При цьому, залежно від місця розташування охоронних об'єктів, останні будуть знаходитися в умовах сейсмічного навантаження на них, тобто наражені на сейсдобезпеку або ж ні. Карта сейсдобезпечної зони східної блочної ділянки з нанесенням ізолій допустимих максимальних мас заряду ВР на одне сповільнення наведена на рис. 3.23.

**Дані розрахунку сейсмобезпечної відстані  $R$ , радіуси великої  $R_1$  та малої  $R_2$  осей зони сейсмобезпечності для критичних швидкостей коливань (зони тріщиноутворення)**

$R, м$	$R_1, м$	$R_2, м$	$K_y$	$K_1$	$K_2$	$V, см/с$ критична	$V_1$	$V_2$	$Q, кг$	$\phi, градуси$
13,34	12,56	19,07	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	250	90
17,22	15,82	24,02	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	500	45
19,24	18,11	27,50	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	750	90
21,70	19,93	30,27	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	1000	45
22,81	21,47	32,60	1,00	440	1300	150	1,56	1,95	1250	90

Допустима швидкість коливань гранітної підшви уступів блочного каменю під час проведення вибухових робіт залежить від співвідношення частоти коливань ґрунту ( $f$ ) до частоти власних коливань ( $f_0$ ) окремих блоків (табл. 3.1). За значеннями  $f$  близькими до  $f_0$ , швидкість коливань в блоках може значно зрости і у разі достатній тривалості коливань гранітної підшви може призвести до резонансного явища та утворення тріщин, як на поверхні блочних уступів, так і в середині них.

До параметрів вибухових навантажень, ступінь впливу яких оцінюється, належать величини амплітуд і тривалостей навантажень, які обумовлені кількістю ВР, що підривається в ступенях уповільнення в кожному блоці, а також кількість навантажень, які залежать від кількості ступенів уповільнення і кількості блоків, що підривається.

Ефективне зниження інтенсивності сейсмічного і руйнівного впливу масового вибуху на гірську породу на ділянці кар'єрного поля, яка призначена для видобутку кондиційних блоків досягається за рахунок:

- дотримання сейсмобезпечної технології відпрацювання підривних блоків на ділянці кар'єрного поля з видобутку гранітів на щєбінь у кар'єрі ВАТ "Лезниківський кар'єр" (рис. 3.22).

- застосування напряму відбивання гранітів на щебінь перпендикулярно основній системі тріщинуватості, що зменшить розміри захисного цілика між ділянками;



**Рис. 3.22. Карта сейсмоохороної зони східної блочної ділянки з нанесенням ізоліній допустимих максимальних мас заряду ВР на одне сповільнення**

- застосування існуючих на кар'єрі схем КСП, вибух зарядів яких збуджують об'ємні сейсмічні хвилі, на приведених відстанях  $12,6-24,9 \text{ м/кг}^{1/3}$ , і які діють на підшву уступів гранітів з видобутку блоків напругою  $\sigma_q = 4,8 \cdot 10^{-3} \text{ МПа}$ , що в 57 разів ( $2,77 \text{ МПа}/0,048 \text{ МПа} = 57$ ) менше ніж опір породних уступів на розривання  $[\sigma_p]$ . Це свідчить про багаторазовий резерв сесмостійкості гранітів блочного каменю;
- крім сейсмічної дії, відстань між оконтурюючими свердловинами має відповідати вимозі максимального обмеження руйнівної дії вибуху на

законтурний масив і утворення екранувальної щілини шириною  $L_{щіл} = (1,0-1,1)d_{св}$ , розраховується за формулою:

$$a = 0,5 \frac{d_{св}}{\alpha}, \text{ м,}$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт поглинання хвильової енергії напруженим середовищем, приймається за даними залежно від акустичної жорсткості порід:

$$\alpha = -0,15 \cdot 10^{-7} \rho v + 0,073,$$

$\rho$  – щільність породи;  $v$  – швидкість поширення поздовжніх хвиль в масиві.

### **Висновки до розділу 3**

1. Проведений аналіз теоретичних і експериментальних досліджень вітчизняних та зарубіжних авторів, а також узагальнення досвіду з гірничої сейсміки свідчать, що виконання масових вибухів при паралельному видобутку блочної та щебеневої продукції в межах одного родовища гранітів, для яких масштаби промислових вибухів не визначені ніякими нормативними документами то дослідження необхідно орієнтувати на існуючу шкалу інтенсивності сейсмічних хвиль від вибухів стосовно визначення критерія оцінки тріщиноутворення в уступах блочного каменю (сейсмостійкості) як за допустимими напруженнями розтягу, так і за швидкістю коливань гранітної основи, у тому числі ослаблених природними тріщинами, враховуючи частотні характеристики СВХ і власних коливань окремих блоків.

2. Вперше аналітично обґрунтовані і експериментально підтвержені допустимі значення як за напруженнями розтягу, так і за швидкостями коливань гранітної основи уступів блочного каменю, і скореговані з небезпекою, щодо тріщиноутворення (сейсмостійкості) в них під час масових вибухів, з урахуванням частотних характеристик коливань СВХ й власних коливань окремих блоків.

3. Вперше аналітично і експериментально проведена оцінка хвильових процесів в умовах виконання промислових вибухів на дільницях з видобутку щебеневої продукції для одержання початкових розрахункових даних на дільниці з видобутку гранітних блоків, на основі яких з урахуванням анізотропії

фізико-механічних властивостей гранітів, по яких поширюється сейсмовибухова хвиля, й на яких ведуть видобуток блоків, розраховується захисна ціликова зона та параметри підривних робіт, які не перевищують установлені допустимі напруження розтягу на всіх уступах блочного каменю.

4. Спираючись на виконані дослідження, розроблено сейсмобезпечні технології проведення короткосповільнених вибухів (КСВ) для проектування масових вибухів в кар'єрі, у яких визначені оптимальні параметри максимальної маси заряду вибухової речовини (ВР), що підривається одночасно в групі, та які не перевищують визначений у роботі рівень тріщиноутворення на укосах блочного каменю. Розроблено алгоритм розрахунку і побудови ізоліній допустимих масштабів вибухів з корегуванням їх параметрів з наближенням аж до ціликової розробки кожного горизонту дільниці з видобутку щебеневої продукції кар'єру ВАТ «Лезниківський кар'єр».

5. Розроблені карти сейсморайонування кар'єрного поля кар'єру ВАТ «Лезниківський кар'єр», в межах якого з кроком 30 м, інтерполуючи в бік зменшення, вибираються допустимі маси зарядів, що підриваються миттєво за одне сповільнення, наближеного до кар'єрного поля з видобутку блочного каменю, з урахуванням критерію оцінки тріщиноутворення на укосах, які не перевищують напруження розтягу породи.

6. Доведено, що застосування в певній комбінації розроблених сейсмобезпечних методів технологічного руйнування гірничої маси на щєбінь можливо одночасно зберегти цілісність блочного масиву для супутнього видобутку блоків.

7. Реалізація результатів дослідження при проведенні підривних робіт з застосуванням прийнятого критерію оцінки сейсмобезпеки для дільниці з видобутку блочної продукції, підтвердили їх достовірність, оскільки за весь період при розпилюванні та поліруванні гранітних блоків не було зафіксовано, крім природних, будь-яких тріщин.



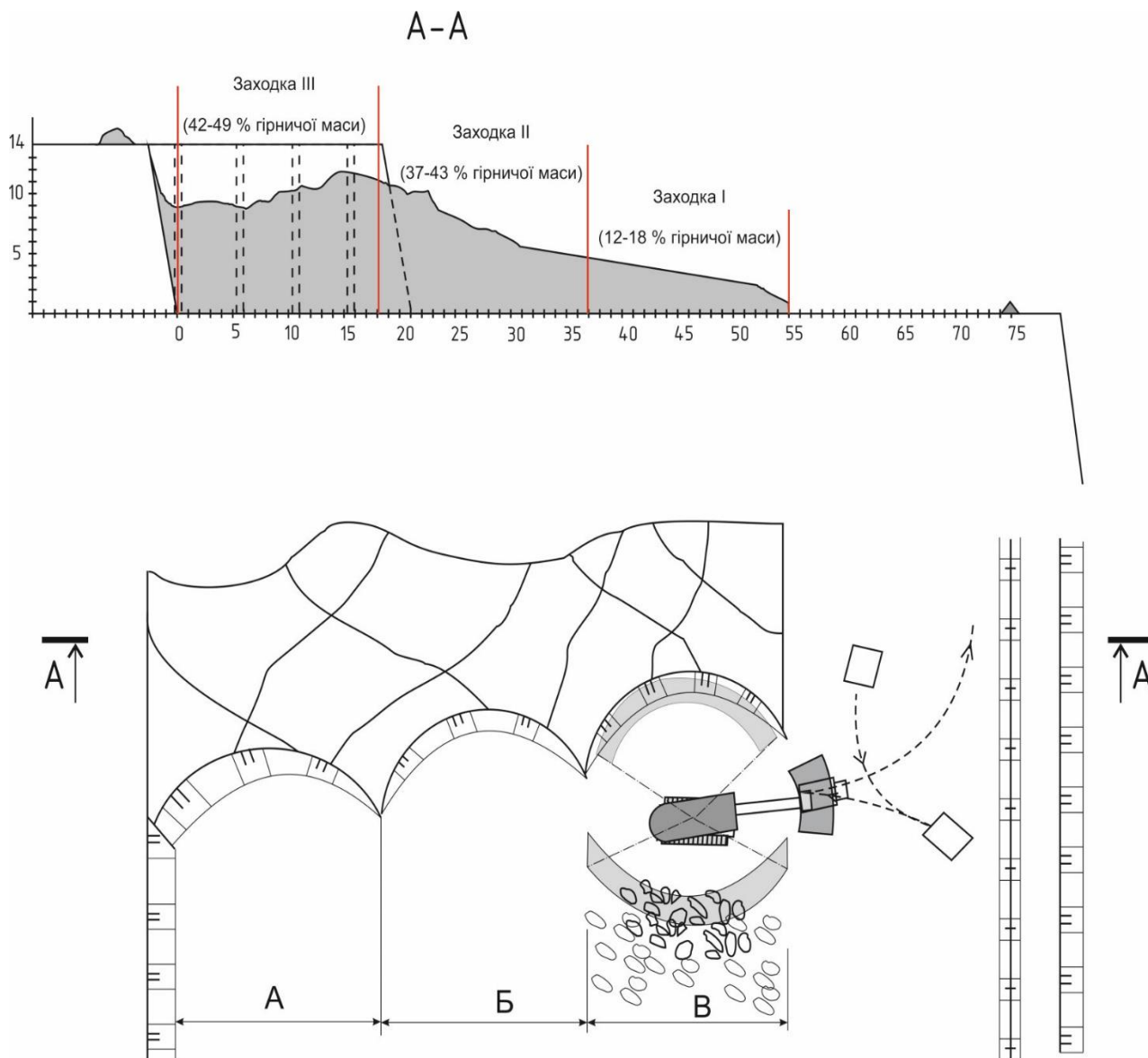
## РОЗДІЛ 4. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ВИДОБУВАННЯ БЛОКІВ У РОЗВАЛІ ЗІРВАНОЇ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ ТА З ПІДОШВИ УСТУПУ

### 4.1. Вплив технології відпрацювання розвалу гірської породи на розміри та форму розвалу негабариту

Форма розвалу підірваної гірничої маси має великий вплив на роботу екскаватора, на роботу транспорту, на збереження комунікацій, на подальші процеси, які пов'язані зі складуванням та подрібненням негабариту та інші виробничі процеси. Параметри розвалу характеризуються довжиною, висотою, формою. Формування навалу гірської породи розглядалося в працях [79, 80], був виявлений чіткий зв'язок між параметрами буровибухових робіт та формою розвалу гірської породи. Також відомі способи регулювання виходу негабариту за допомогою буровибухових робіт [81, 82].

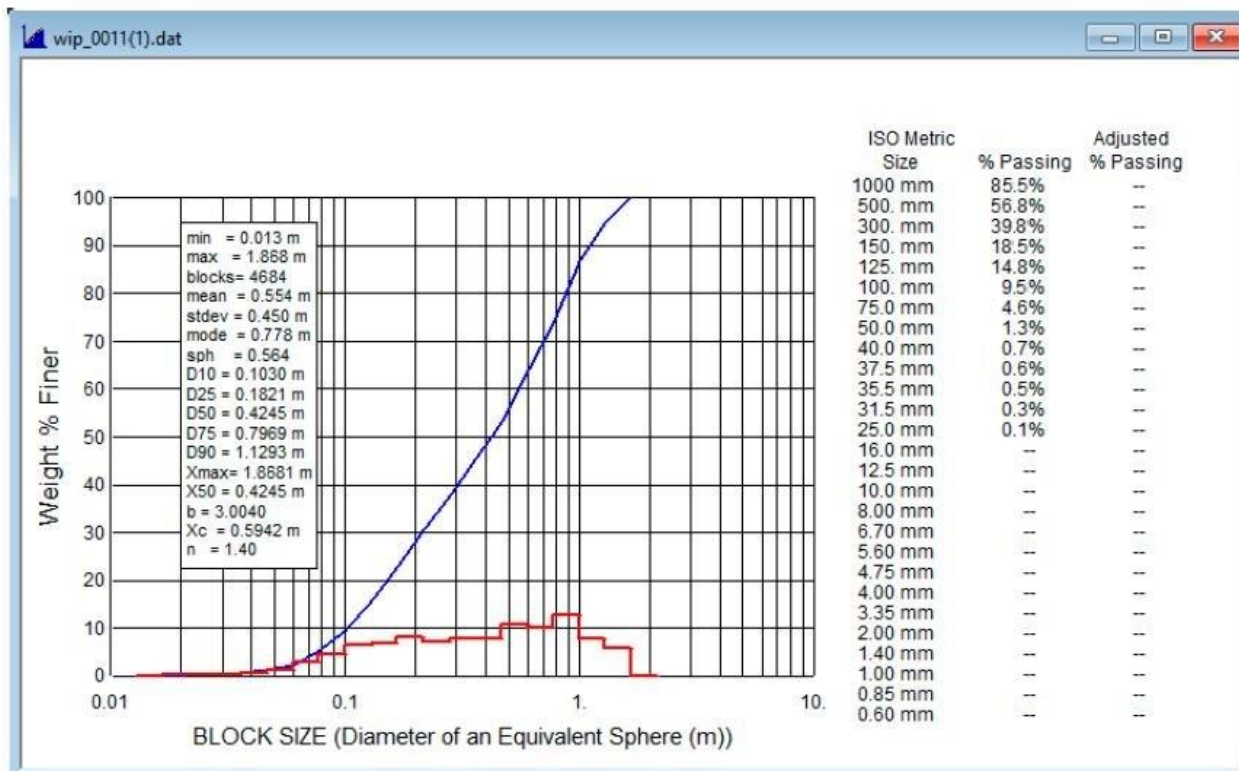
Розглянемо як буде впливати технологія відпрацювання розвалу гірської маси екскаватором ЕКГ-5 на утворення розвалу. Відпрацювання вибою можливе торцевим вибоєм (рис. 4.1) або панельним відпрацюванням (рис. 4.2) з вузькими заходками  $A = (0,5 \div 1)R_{ч.у}$  та широкими  $A = (1,5 \div 1,7)R_{ч.у}$ , м. Вузькі заходки використовують для автомобільного транспорту, вони забезпечують малу тривалість циклу роботи мехлопати у вибої через зменшення кута повороту екскаватора, разом з тим збільшують кількість заходок, якими відпрацьовує екскаватор розвал гірської породи. Типова форма розвалу гірської породи та його орієнтовні розміри, яка утворюється показано, на розрізі А-А зображена на рис. 4.1.

Результати аналізу гранскладу підірваної гірничої маси представлені в табл. 4.1. Паралельно з фотогранулометричним методом проводився кількісний аналіз виходу негабариту. Результати цього аналізу показують, що вихід негабариту коливається з 10 % до 13 %.



**Рис 4.1. Торцева схема відпрацювання розвалу гірської породи**

Фотогранулометричний аналіз підірваної гірничої маси проводиться за допомогою програмного забезпечення WipFrag 2010 Advanced Tutorial. Приклад розрахунку розподілу гранулометричного складу підірваної гірничої маси після типового ініціювання на Лезниківському кар'єрі представлено на рис. 4.2.



**Рис. 4.2. Приклад розрахунку розподілу гранулометричного складу підірваної гірничої маси після типового ініціювання ВР на Лезниківському кар'єрі**

Призначення параметрів на рис. 4.2:

вісь Oy – Weight, % – вихід, %;

вісь Ox – Block size, m – розмір роздроблених частинок, м;

D10, D25, тощо – процентний вихід за розмірами, з точки зору просіювання, D10 означає такий розмір отвору сита, через яке пройде 10 % від маси зразка; blocks – число елементів мережі побудованої програмою WipFrag при аналізі фотографії;

max – максимальний розмір окремоті;

mean – арифметичний середній розмір окремоті;

min – мінімальний розмір окремоті;

mode – найбільш часто зустрічається розмір окремоті;

n – коефіцієнт однорідності Розіна-Раммлера, рівний нахилу прямій Розіна-Раммлера в логарифмічних координатах;

stdev – стандартне відхилення розміру зразка;

$X_c$  – характерний розмір, при якому пряма Розіна-Раммлера в логарифмічних координатах була відсічена, еквівалентно  $D_{63,2}$ ;

$X_{max}$  – відсікання 100 % проходження похилій прямій розподілу Розіна-Раммлера.

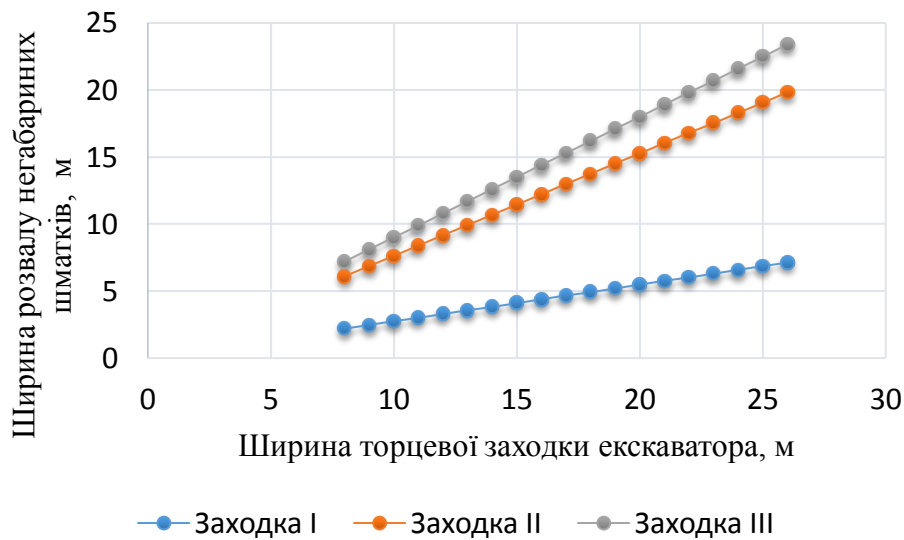
Як видно з отриманих результатів, середньгеометричні розміри шматка підірваної гірничої маси для блоку при використанні штатної схеми ініціювання зарядів дорівнює 554 мм.

Таблиця 4.1

**Дані фракційного складу (%) здійснені фотогранулометричним методом**

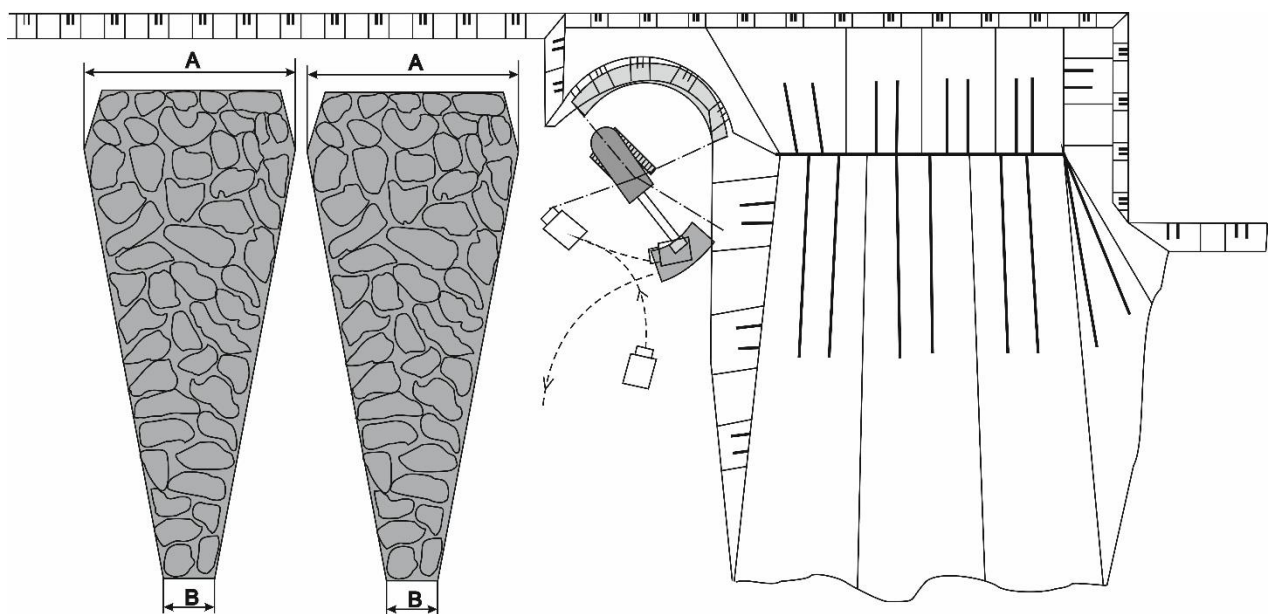
№ блока	0–20 см	21–40 см	41–60 см	61–90 см	91–120 см	121–150 см	151–190 см	191–230 см	>230 см
1	31,10	28,10	13,80	14,90	4,30	2,50	1,30	1,70	2,30
2	31,40	32,20	15,50	10,80	3,60	4,30	1,90	0	0
3	29,70	29,50	14,80	12,50	4,10	2,20	2,10	2,40	2,70

Середня ширина розвалу гірської породи складає 55–65 м. Орієнтовна форма розвалу показана на рис. 4.1. Залежно від ширини торцевого вибою розвал породи може відпрацьовуватися від двох до чотирьох заходок. В середньому розвал гірської породи відпрацьовується за 3 заходки, які показані на рис. 4.1. Як видно зі схеми в кожній заходці знаходиться неоднаковий об'єм породи, найменша кількість розпушеної породи припадає на першу заходку 12–18 %. На інші дві заходки припадає приблизно однакова кількість гірської породи (37–43 % та 42–49 %). Тому ширина розвалу негабаритних шматків, які розкладені в один шар буде коливатися в межах, які показано на рис. 4.3.



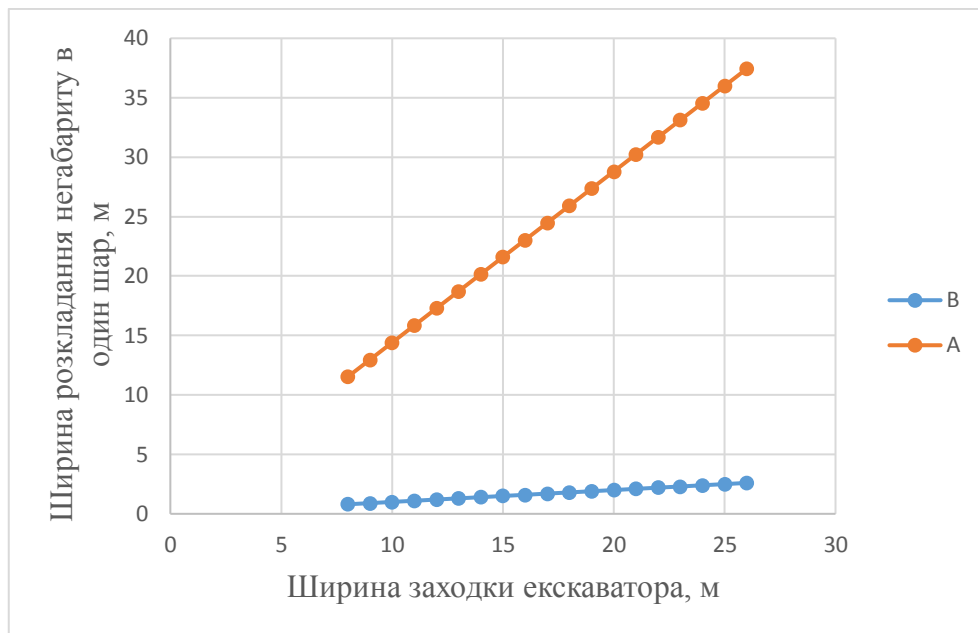
**Рис. 4.3. Залежність ширини розвалу гірської породи від ширини заходки екскаватора та положення цієї заходки**

Панельний спосіб відпрацювання застосовується при широких робочих майданчиках або при розробці невеликих за фронтом робіт кар'єрів. Як можливо побачити з рис. 4.4 ширина розвалу має форму в вигляді трапеції та змінюється залежно від відстані на яку просунувся екскаватор в глиб вибою. При цьому радіус черпання не впливає на ширину розвалу негабариту.



**Рис. 4.4. Панельна схема відпрацювання розвалу гірської породи**

Показники ширини розвалу гірської породи від ширини заходки екскаватора при панельному відпрацюванні вибою показані на рис. 4.5.



**Рис. 4.5. Залежність ширини розвалу гірської породи від ширини заходки при панельному способі відпрацювання розвалу гірської породи**

Ширину розвалу негабаритів можливо описати функцією:

$$B_{\text{роз}} = 1,44L_{\text{роз}}, \text{ м.} \quad (4.13)$$

$$B_{\text{роз}} = 0,1L_{\text{роз}}, \quad (4.14)$$

де  $B_{\text{роз}}$  – ширина розвалу гірської породи, м;  $L_{\text{роз}}$  – довжина розвалу гірської породи, м.

#### **4.2. Обґрунтування показників, які характеризують ефективність видобування блоків природного каменю з розвалу гірської породи**

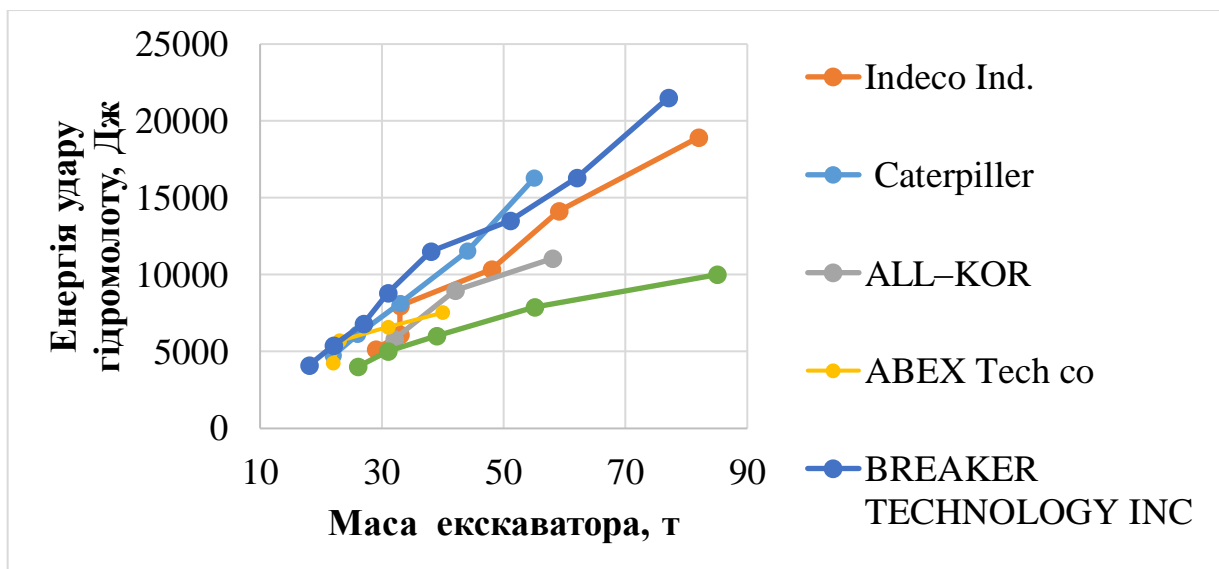
Блоки природного каменю можна видобувати з розвалу гірської породи. Негабаритні шматки каменю часто можна використовувати в якості сировини для виготовлення облицювальних виробів з природного каменю. Для цього необхідно визначити міцність та наявність тріщин в окреmostі, за методиками,

які наведені в другому розділі. За необхідності окремі розколюється на менші шматки, які придатні для подальшої обробки каменеобробним інструментом.

При цьому використовувати вибухові матеріали категорично заборонено. З цією метою в дисертаційній роботі розглядається гідромолот. Гідромолот здатний знищувати та подрібнювати негабаритні шматки.

Для того щоб вибрати гідромолот для вторинного дроблення, перш за все, потрібно знати масу базової машини. Маса гідромолота, як показує практика, має скласти приблизно десятю частину маси базової машини, але не має перевищувати масу робочого органу (для екскаватора – масу ковша з породою). Чим менше маса гідромолота, тим менше навантаження на робоче обладнання при наведенні гідромолота на точку, де він має працювати. Але, з іншого боку, чим більша маса гідромолота, тим необхідно менше зусилля притиснення його до негабариту, тим менша вібрація, що передається на базову машину при роботі гідромолота.

Наступним показником гідромолота, що визначає його технічні можливості, є його ефективна потужність, тобто енергія удару і частота ударів (рис. 4.6).



**Рис. 4.6. Залежності енергії удару гідромолотів відомих виробників від маси екскаватора**

Чим більша міцність породи, тим більший вплив на продуктивність має величина енергії удару. Гідромолот з більшою силою удару дозволяє відбивати від негабариту шматки більшого розміру (кондиційні) [186–193].

Якщо ж потрібно руйнувати негабарит відносно невеликого обсягу при низькій і середній міцності породи, то кращими будуть гідромолоти з меншою енергією удару, але з більшою частотою ударів.

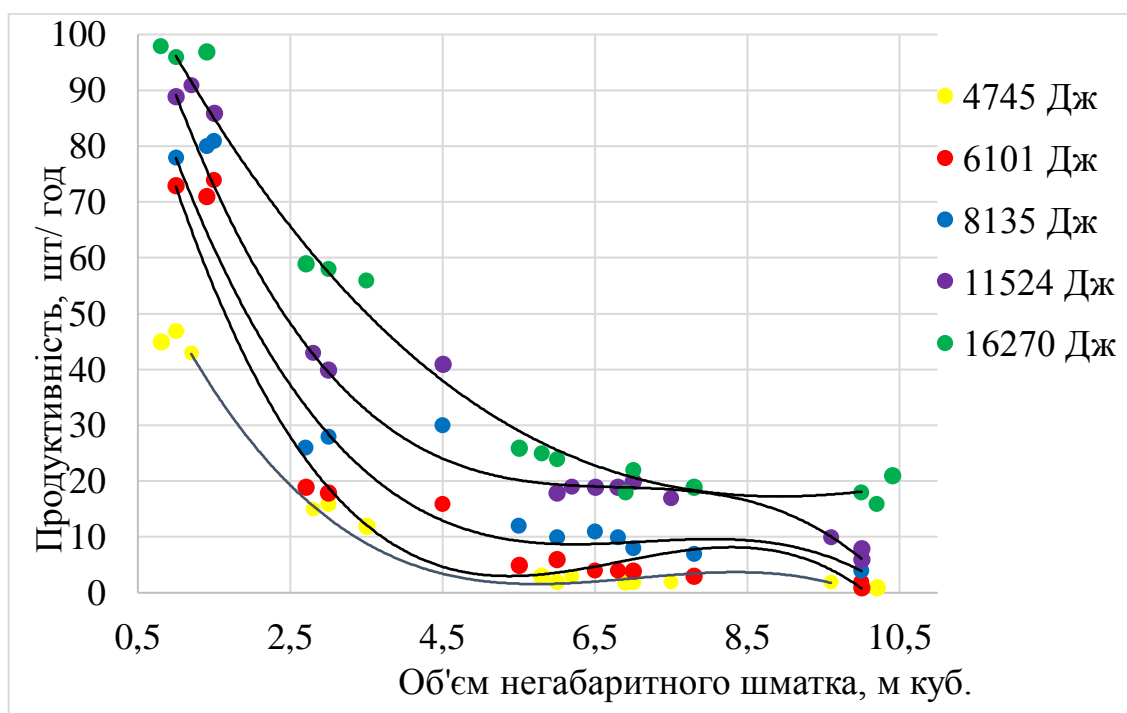
Особливе значення для забезпечення ефективності вторинного дроблення має правильний вибір молота залежно від об'єкта застосування.

В результаті регресійного аналізу отримана залежність маси базової машини (екскаватора) від енергії удару:

$$m = 3 + 4,6E_{уд}, \text{ т}, \quad (4.14)$$

де  $E_{уд}$  – енергія удару гідромолоту, кДж.

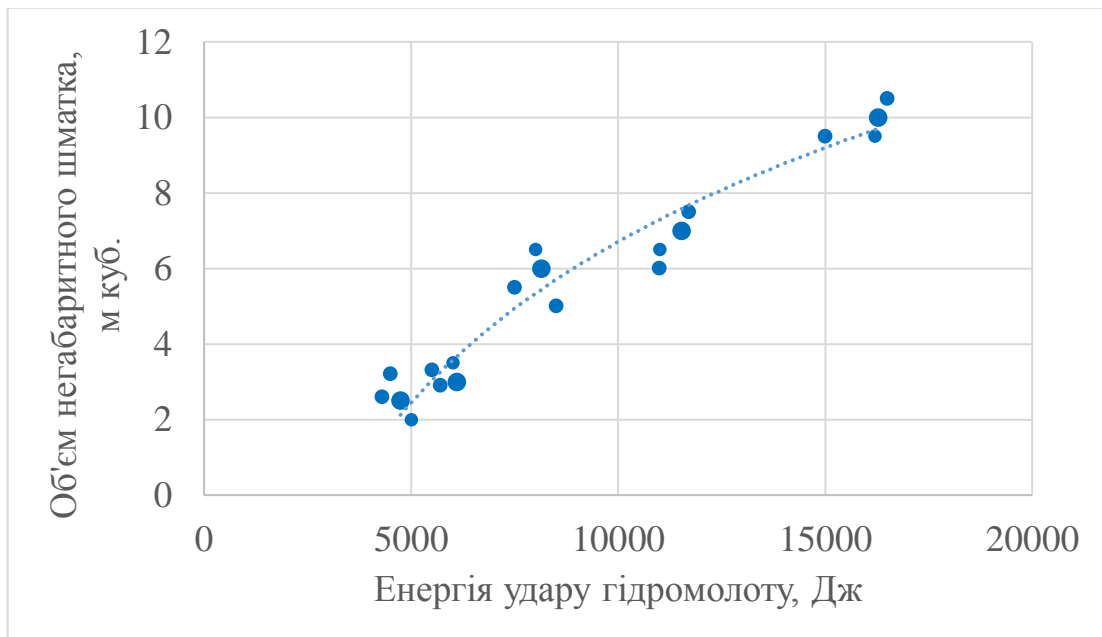
Встановлено залежності продуктивності від розміру шматка гранітного негабариту на рис. 4.7 для гранітних родовищ.



**Рис. 4.7. Залежності продуктивності гідромолотів з різною енергією удару від розміру шматка гранітного негабариту**



Аналіз характеристик ударних механізмів гідромолотів різних виробників дозволяє побудувати залежність величини шматка негабариту від енергії удару гідромолоту (рис. 4.8).



**Рис. 4.8. Залежність величини шматка негабариту від енергії удару гідромолоту**

Залежність величини шматка негабариту від енергії удару гідромолоту можна описати функцією:

$$V = 6,15 \ln A_{\text{уд}} - 49,9, \text{ м}^3. \quad (4.15)$$

Дослідження показують, що для успішного дроблення негабаритів гірських порід із заданими розмірами і фізико-механічними властивостями енергія удару машини повинна бути вище деякої граничної величини  $A_{\text{мін}}$ . В іншому випадку енергоємність процесу може різко (іноді в десятки разів) зрости, що призведе до зниження ефективності дроблення. Граничне значення енергії удару залежить не лише від фізико-механічних властивостей і розмірів негабаритів, але і від того, яким чином отримана задана енергія удару: за рахунок

збільшення швидкості ударної частини або його маси. Експерименти показують, що машина з силою удару 15 кДж при 20 ударах в хвилину виявляється за продуктивністю руйнування негабаритів в кілька разів більш ефективною, ніж машина такої ж потужності, але з силою удару 150 Дж при 2000 ударах в хвилину.

Для певних розмірів негабаритів маса навісного обладнання теж має бути не менше деякої граничної величини. В іншому випадку навіть при великій енергії одиничного удару (більше  $A_{\text{мін}}$ ) процес руйнування породи може потрапити в перехідну область.

Після перевищення машиною значення  $A_{\text{мін}}$  енергоємність дроблення залишається майже незмінною. Зі збільшенням енергії удару відбувається зростання продуктивності процесу дроблення негабаритів. В даний час розвиток ударних машин для дроблення негабаритів гірських порід йде шляхом підвищення енергії удару.

Рекомендується працювати гідромолотом лише спереду або ззаду базової машини. Використання гідромолота з бічних сторін базової машини може призвести до перекидання екскаватора, або різких руйнівних коливань машини.

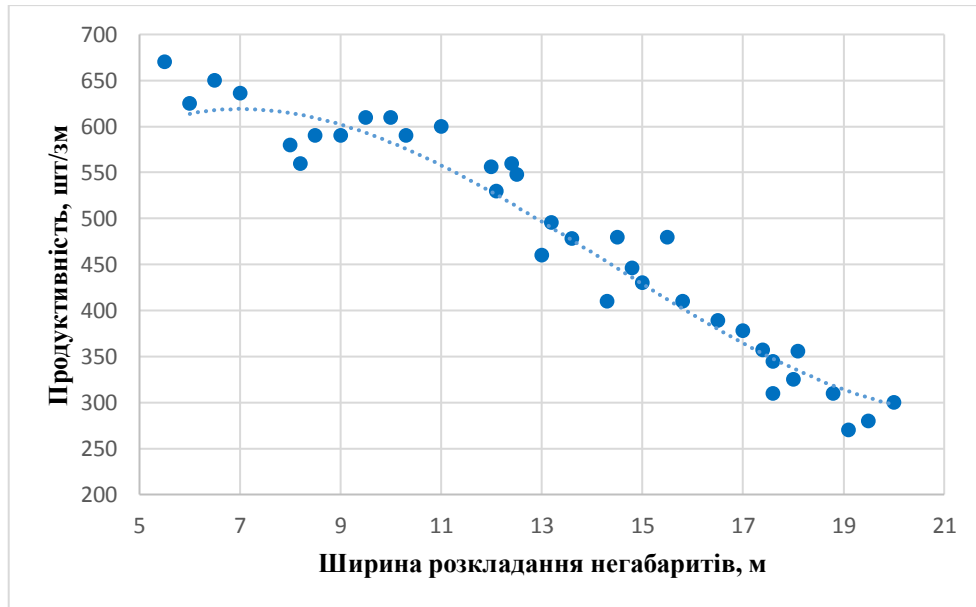
#### **4.3. Дослідження технологічних параметрів гідромолота з метою отримання блочної сировини в розвалі негабаритів**

Залежність змінної продуктивності від ширини розвалу на Лезниківському родовищі наведена на рис. 4.11.

Середній об'єм негабаритного шматка становить 1,3 куб. м, тривалість зміни 10 годин. Залежність змінної продуктивності від ширини розвалу негабаритів частково в навал на Лезниківському родовищі описується формулою:

$$P = 0,2B^3 - 9,2B^2 + 97,3B + 315, \text{ шт.}, \quad (4.16)$$

де  $B$  – ширина розвалу негабариту, м.



**Рис. 4.10. Діаграма змінної продуктивності гідромолота з енергією удару 4900 Дж на Лезниківському родовищі гранітів**

При проходці бутобою по ширині розвалу кондиційні шматки складають по одну сторону розвалу гірських порід, що забезпечує високу продуктивність екскаваторного обладнання при навантаженні автосамоскидів, але при цьому зменшується продуктивність гідромолоту, оскільки втрачається час на переміщення цих шматків з боку який ближче до масиву гірських порід.

При руйнуванні негабаритів варто враховувати багато чинників, що впливають на продуктивність робочого обладнання. Чинники, які визначають ефективність процесу ударного руйнування, досить різноманітні та залежать від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки корисних копалин [194–200].

Показники процесу руйнування формуються при дії наступних чинників:

- фізико-механічні властивості гірських порід (щільність, міцність тощо);
- маса, об'єм, форма і текстура негабаритів;
- умови розміщення негабаритів на робочому майданчику (розкладання на підготовленій поверхні, у навалі);
- твердість основи (скельна або пухка основа);

- параметри ударного механізму (гідромолота) та інструмента;
- розміри робочої зони бутобою (висота підйому молота, виліт стріли, кут вектору ударного імпульсу до поверхні негабариту);
- зусилля притиснення інструмента до негабариту.

Вплив основних чинників (властивості порід, маса і об'єм негабариту, параметри гідромолота тощо) вивчені досить повно.

Для визначення ефективності процесу ударного руйнування були проведені експериментальні дослідження, завданнями якого була оцінка ступеня впливу на показники процесу руйнування мало вивчених або недостатньо розглянутих у технічній літературі чинників, таких як форма негабаритів, умови їхнього розміщення на робочому майданчику, твердість основи, крок відбивання тощо.

Для оцінки ефективності процесу руйнування прийняті наступні показники:

- енергія одиничного удару;
- сумарна енергія виконаних ударів до одержання кондиційних осколків;
- енергоємність руйнування негабариту (відношення сумарної енергії до об'єму негабариту).

$$a = \sum \frac{A_{ен}}{V_{нег}}, \text{ кДж/м}^3, \quad (4.18)$$

де  $A_{ен}$  – сумарна енергія ударів, яка направлена на руйнування негабариту, кДж;  $V_{нег}$  – об'єм негабариту, м<sup>3</sup>.

Характеристики досліджуваних чинників визначалися таким чином.

Форма негабариту визначалася за відносним співвідношенням розмірів, у якому ширина шматка (середній розмір) прийнята за одиницю.

Відповідно до класифікації Л.І. Барона [196] прийняті наступні форми негабаритів:

- кубічна ( $c' = 1 \dots 0,7$ );
- стовпчаста ( $a' > 1,3$ ;  $c' = 1 \dots 0,7$ );
- плитчаста ( $a' = 1 \dots 1,3$ ;  $c' = 0,7 \dots 0,3$ );
- подовжено-плитчаста ( $c' = 0,7 \dots 0,3$ );

- пластинчаста ( $c' \leq 0,3$ );
- подовжено-пластинчаста ( $c' < 0,3$ ),

де  $a'$  і  $c'$  – відповідно відносні довжина і товщина негабариту.

#### **4.4. Супутнє видобування блоків природного каменю з підшви уступу в умовах щебеневого кар'єру**

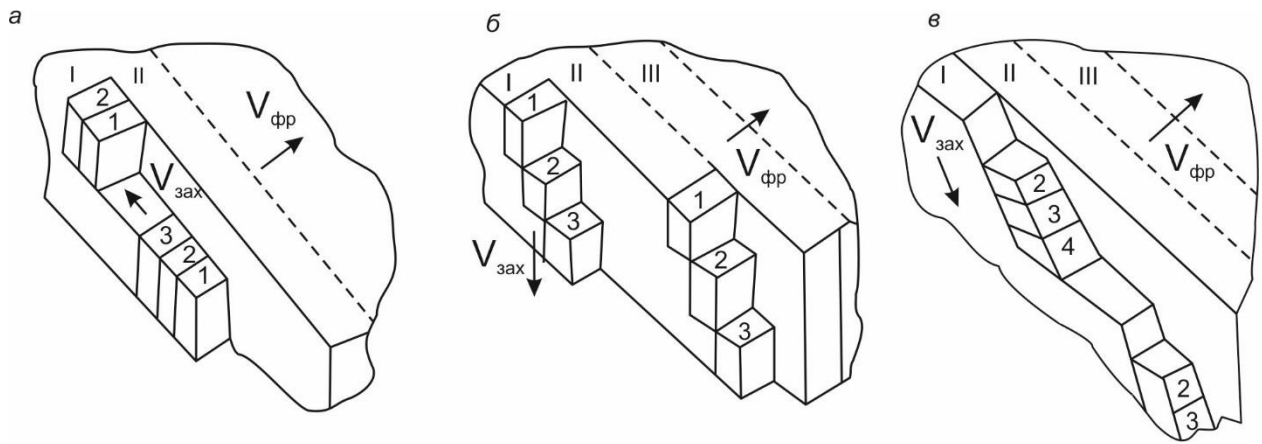
Селективне видобування корисної маси з природного масиву веде до збільшення кількості уступів. Збільшення кількості видобувних уступів призводить, як правило, до зростання обсягів розкривних робіт, збільшення кількості робочих майданчиків і одиниць виймальних-навантажувального та транспортного устаткування. На збільшення обсягу розкривних робіт впливає ширина робочого майданчика кожного уступу, в тому числі видобувного. Ширина робочого майданчика видобувного уступу залежить від обраної схеми комплексної механізації видобувних робіт.

Висота уступу визначається виходячи з таких технологічних чинників в сукупності:

- виду обладнання, що використовується для відпрацювання уступу;
- необхідності ведення селективного відпрацювання уступу при комплексному освоєнні сировини;
- безпеки ведення гірничих робіт.

Всі ці чинники взаємозалежні і впливають на технологію ведення виймально-навантажувальних робіт і на кількість уступів в кар'єрі.

Супутнє видобування блоків природного каменю з підшви уступу в умовах щебеневого кар'єру можливо проводити наступними типами заходок (рис. 4.11): повздовжніми, поперечними та діагональними.



**Рис. 4.11. Типи заходок при видобуванні блоків природного каменю з підшви уступу в умовах щебеневого кар'єру**

*а – повздовжні заходки; б – поперечні заходки; в – діагональні заходки*

Машини, які оснащені дисковими пилками, широко застосовувалися в колишньому СРСР при видобуванні стінного каменю аж до 1990 р., при цьому блоки вирізалися безпосередньо з масиву. Нині подібні машини – велика рідкість. Їх використання було пов'язано із видобутком м'якого каменю. Набули широкого поширення машини, які оснащені дисковими пилками при видобуванні туфу в Республіці Вірменія і вапняку в Криму.

Останніми роками з'явилася дискова машина для різання міцних порід в масиві під комерційним найменуванням PILEMASTER RS15, яка встановлюється на гідравлічний екскаватор в якості навісного обладнання. Дана камнерізна машина здатна виконувати великий спектр будівельних робіт при різанні скельних порід. Устаткування може застосовуватися на кар'єрах для видобутку гіпсу, мармуру, граніту та інших корисних копалин. Обладнання PILEMASTER RS15 на базі гідравлічного екскаватора може ефективно застосовуватися в важкодоступних місцях, де застосування стаціонарних машин може бути ускладнене або не ефективно. Дискова машина може бути використана при селективному видобуванні блоків в щебеновому кар'єрі, де укіс уступу має рвану форму, що не дозволяє використовувати класичний комплекс видобувного обладнання з видобутку блочного каменю.

Устаткування підключається до гідравлічної системи екскаватора і не вимагає додаткових джерел енергії. Різання здійснюється диском з алмазними напайками діаметром від 600 до 2500 мм залежно від необхідної глибини різання.

PILEMASTER може використовуватися для проходження траншей, видобування та пасерування блоків природного каменю (рис. 4.12).

*а*



*б*



**Рис. 4.12. Сфери використання PILEMASTER RS15**

*а – видобувні роботи блоків природного каменю PILEMASTER RS15;*

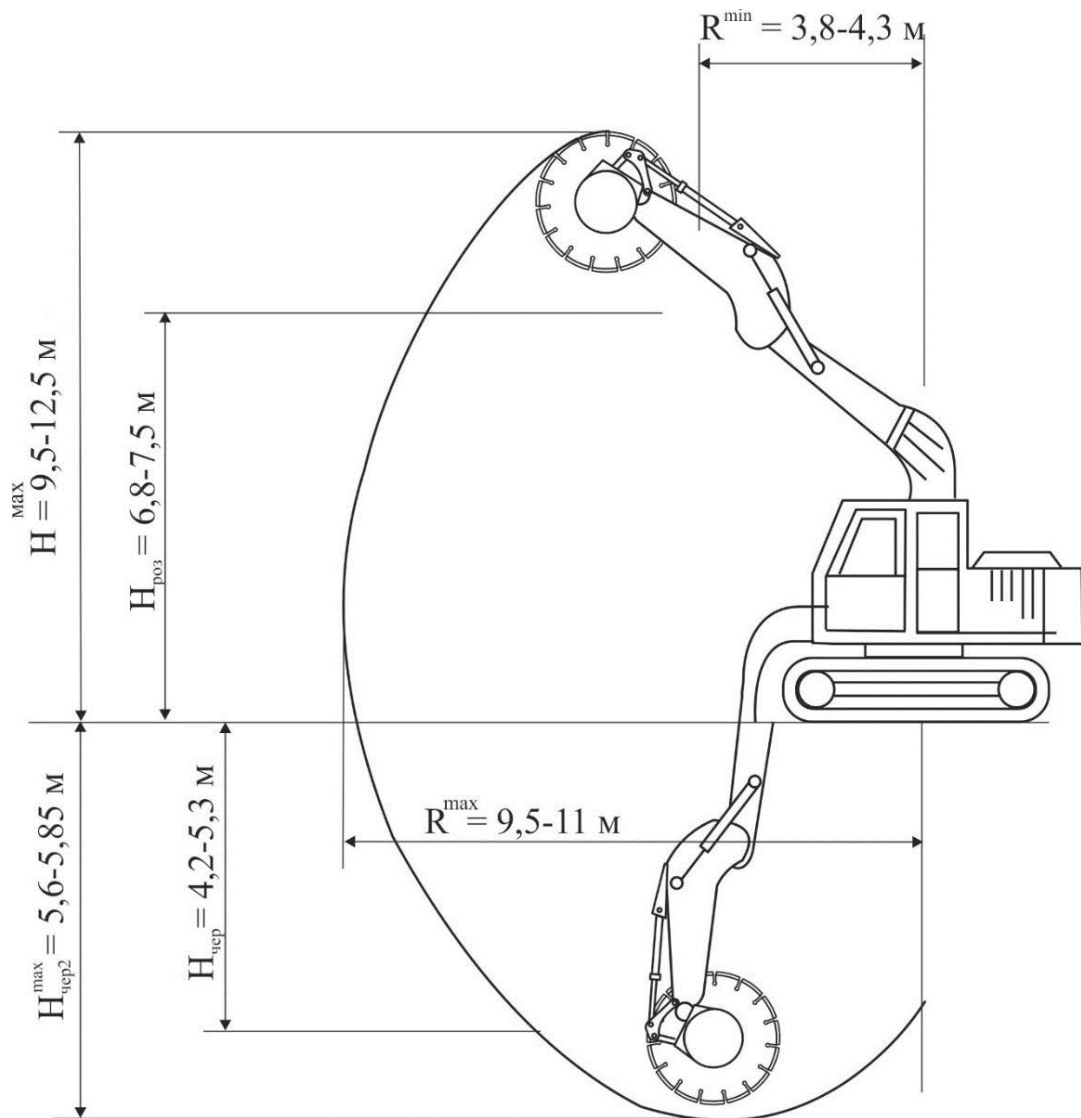
*б – роботи з пасерування блоків природного каменю PILEMASTER RS15*

Переваги каменерізної машини PILEMASTER на базі екскаватора:

- висока потужність (120 кВт) і продуктивність (8–9 м<sup>2</sup>/год), яка обумовлена застосуванням гідравлічного приводу, який відразу після старту розвиває повну потужність;
- можливість тривалої і безперебійної роботи в складних умовах;
- точний і прямий шов;
- не вимагає установки спеціальних напрямних рейок для позиціонування робочого органу.

Дискова машина може здійснювати різання в будь-якому напрямку, різання може бути спрямоване як від екскаватора, так і на екскаватор. Пилка легко розвертається на 180 градусів.

Компактні розміри обладнання дозволяють використовувати дискові пили в важкодоступних місцях. Також можливі варіанти роботи з однією і двома дисковими пилами. Здвоєна пила дозволяє зробити паралельне різання з двох сторін, що істотно збільшить продуктивність. Каменерізна машина встановлюється на гідравлічний екскаватор з поворотною платформою (HITACHI, DAEWOO, JCB, KOMATSU, DOOSAN, HYUNDAI, KATO, CATERPILLAR, LIEBHERR, MITSUBER, TEREX, VOLVO, NEW HOLLAND; SANY; SUNWARD; JOHN DEER;) масою від 15 до 25 тон. Робочі параметри даної машини показано на рис. 4.13.



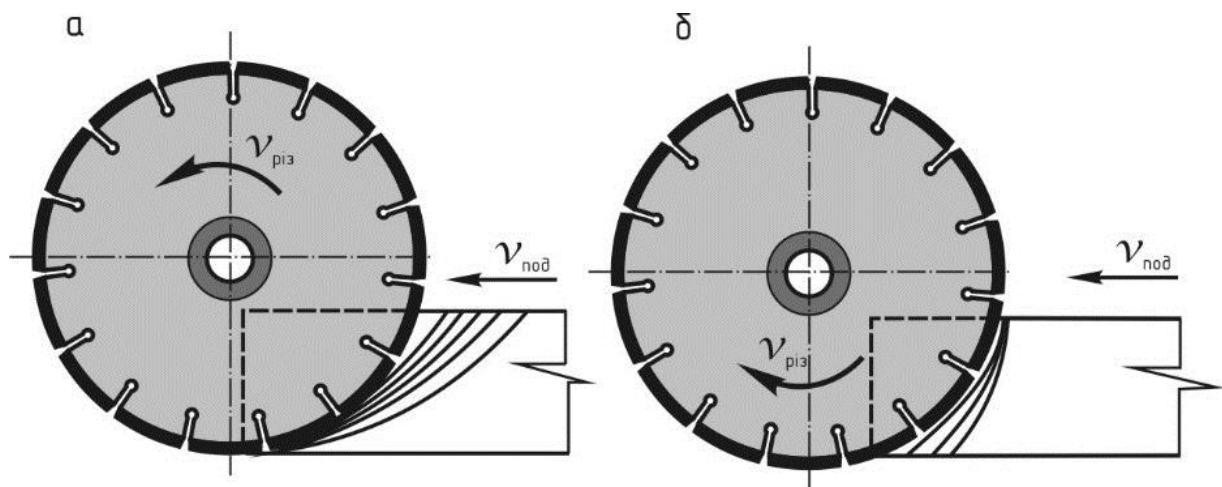
**Рис. 4.13. Робочі параметри дискової машини PILEMASTER RS15**



На дисковій машині є можливість змінювати частоту швидкості обертання алмазної пилки, що дозволяє виставити колову швидкість дискової пилки при зміні діаметра самої пилки. За допомогою зміни частоти обертання можливо виставити оптимальні режими різання каменю, що збільшить продуктивність пили з мінімальним зношенням диска.

При дисковому пилянні [201–203] велике значення має правильний вибір схеми різання: "за подачею" (напрями обертання і подачі співпадають) і "проти подачі" (напрями обертання і подачі взаємно протилежні). У кожній з вказаних схем є особливості процесів різання і стружкоутворення, силові і енергетичні показники процесу та ін. Як показано на рис. 4.14, при обробці за схемою "проти подачі" утворюється стружка товщиною від нуля до її максимального значення.

В той же час, при обробці "за подачею" здійснюється зняття не нульової стружки, а з уже заданої товщини, що зумовлює появу додаткових динамічних впливів на інструмент, знижуючи його зносостійкість на 10–12 %.



**Рис. 4.14. Схеми обробки каменю дисковою пилою**  
*а – різання "проти подачі"; б – різання "за подачею"*

В табл. 4.2 наведені рекомендовані режими однодискового різання для деяких найвідоміших типів гранітів

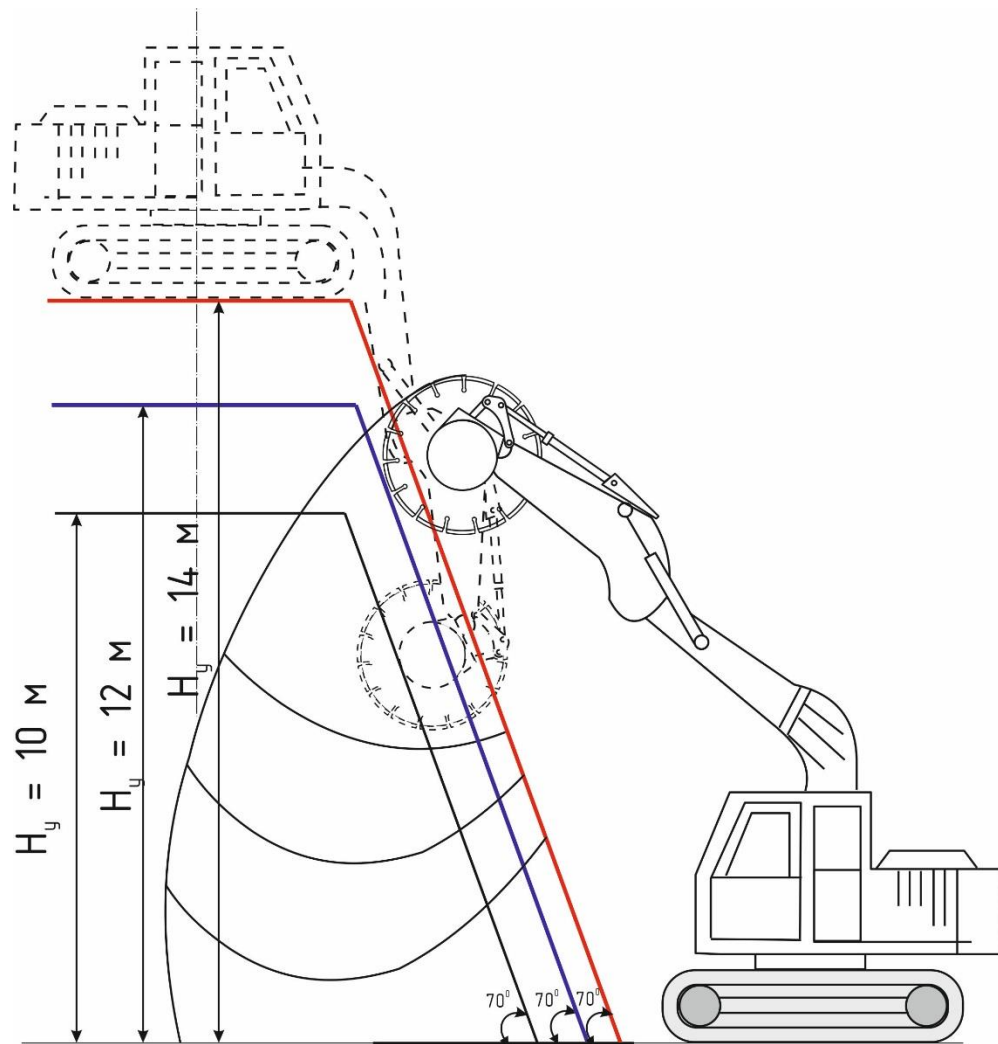
**Рекомендовані параметри різання при однодисковому розпилюванні  
природного каменю**

Діаметр диска, $D$ , мм	Коефіцієнт оброблюваності					
	0,62	0,8	0,8	1	1,25	1,4
	Голови- нське, Горбулі- вське, Кам'янобрі- дське	Букинське, Добрин- ське, Шадур- ське	Жежелі- вське, Покостів- ське, Кам'яна Піч	Капустин- ське, Корнинське, Танське	Омелянів- ське, Межиріцьке, Човнівське	Лезниківське, Токівське, Янцівське
	$n$ , (об/хв) при $v_{окр} = 30$ м/с для гранітів 1–2 кат.		$n$ , (об/хв) при $v_{окр} = 24$ м/с для гранітів 3–6 кат.			
800	716		573			
1000	573		458			
1100	521		417			
1200	478		382			
1250	458		367			
1300	441		353			
1400	409		327			
1500	382		306			
1600	358		287			
2000	287		229			
2500	229		183			

Незалежна конструкція підшипникового вузла пилки і мотора гарантує відсутність навантажень, які передаються на гідромотор. Така конструкція позитивно позначається на ресурсі дискової пили. Вбудована система охолодження дозволяє подовжити ресурс пилки під час роботи.

Екскаватор з дисковою пилою може відпрацьовувати уступ як з підосви уступу, так і з покрівлі (рис. 4.15). Робочі параметри гідравлічних екскаваторів

дозволяють розробляти уступи висотою до 10 м з підшви, вище 10 м з двох положень – з підшви та покрівлі уступу.



**Рис. 5.15. Схема розміщення екскаватора з дисковою пилою в вибої**

В дисертаційній роботі запропонована технологічна схема супутнього видобутку блоків природного каменю на ділянках, які розміщені в межах робочої зони щебеневої дільниці кар'єру. У технологічній схемі А (рис. 4.16, б) виїмки дисковою машиною природних блоків на стадії видобутку корисної маси з масиву закладений принцип поштучного оконтурювання блоків в виїмкових смугах уступу.

Виїмкові шари уступу розробляються дисковою машиною зліва направо. Знизу вгору. Довжина і глибина розробки кожного виїмкового шару уступу

встановлюється залежно від наявності в ньому природних блоків, місця розташування блоків в виїмкових смугах уступу, стійкості породного масиву, необхідної кількості вільних граней блоків і конструктивних параметрів дискової машини. Для відокремлення блоку з масиву виїмкової смуги уступу виконуються наступні технологічні операції: під блоком підрізається площина, потім площини нарізуються зліва та справа, в тильній частині блока бурять шпури для закладення клинів в доступних для розміщення бурового обладнання та людей місцях. Якщо технологічно не можливо бурити, то в цьому випадку тильну сторону підрізають дисковою машиною або відокремлюють бутобоем.

Схема В (рис. 4.16, б) за технологією відокремлення блоків з масиву така сама як схема А. Але роботи ведуться зверху вниз.

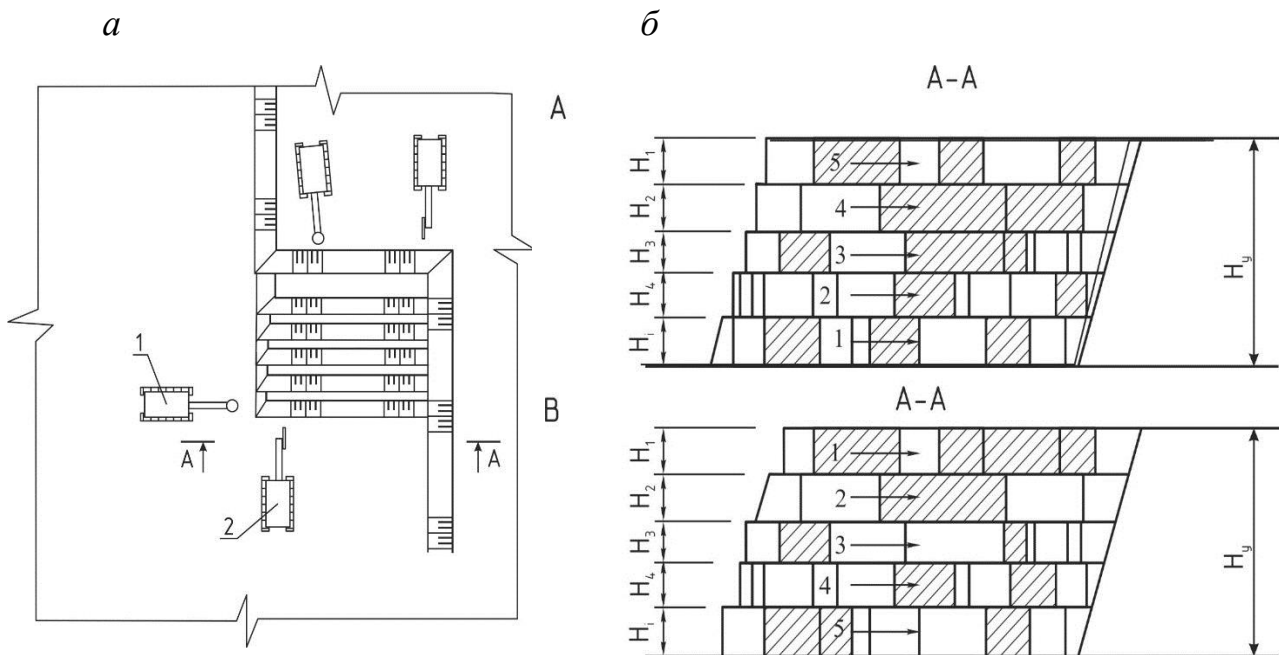
Всі технологічні схеми А і В комплексного відпрацювання видобувної уступу включають такі технологічні елементи (процеси): різання щілин дисковою пилою, буріння шпурів, роботу гідромолота, витягання та завалювання природної окремоті.

Геометричні параметри виїмкових смуг уступу ( $H_{1..n}$  – висота виїмкових смуг уступу;  $B_{зах}$  – ширина заходк;  $b = n$  – глибина відпрацювання виїмкових смуг, де  $a$  – максимальна відстань по довжині фронту гірничих робіт між вертикальними системними тріщинами виймальної смуги;  $m$  – потужність  $i$ -го виймального шару) мають відповідати конструктивним параметрам робочого органу дискової машини ( $h_p$  – максимально можлива висота розробки дисковою машиною породного масиву;  $\Pi_p$  – максимально можлива ширина захвату робочим органом дискової машини при розробці породного масиву;  $D$  – діаметр робочого органу) з урахуванням структури масиву і міцності порід.

Висота виїмкової смуги уступу визначається конструктивними параметрами дискової машини.

Реалізація технологічних схем А і В здійснюється дисковою машиною та бутобоем в послідовності, яка визначається головним критерієм відпрацювання видобувного уступу – максимальне вилучення блочної продукції з масиву

гірських порід на стадії видобутку корисної маси комплексом обладнання з мінімальними енерговитратами.



**Рис. 4.16. Технологічні схеми (А, В) розробки уступу з супутнім видобуванням блоків природного каменю**

*1 – гідромолот на базі гідравлічного екскаватора; 2 – дискова машина на базі гідравлічного екскаватора*

Після відокремлення блоку необхідно його перемістити до підосви уступу, або завалити. Завалення здійснюється на піщану подушку. У момент удару блоку відбувається його розділення по природній площині ослаблення і прихованих внутрішніх тріщинах. Таким чином, з'являється можливість ще на ранній стадії видобування виявити усі дефекти майбутньої продукції. Набагато гірше, якщо ці дефекти розкриються на останніх стадіях видобування.

Переміщення блоків з уступу на підступ (виступ) – найбільш складний і трудомісткий процес, до того ж такий, що багато в чому визначає якісні показники, оскільки під час завалювання блоків сколюються кути, грані, внаслідок чого вони втрачають потрібні форму і розміри, а іноді порушується і

монолітність каменю. Ударні навантаження від падіння блоків є причиною прихованої, а іноді і явно вираженої тріщинуватості каменю.

На кар'єрах широко застосовуються шахтні посадочні лебідки типу ЛПК-10, ЛПК-10Б, а також корабельні шпильові та інші лебідки з тяговим зусиллям більше 5 т. При цьому останні встановлюють у загальноприйнятому варіанті, який дає змогу під час переміщення пульта керування відтягувати блоки на  $360^\circ$ .

У разі застосування шахтних посадочних лебідок раціональними є такі два варіанта їх установа:

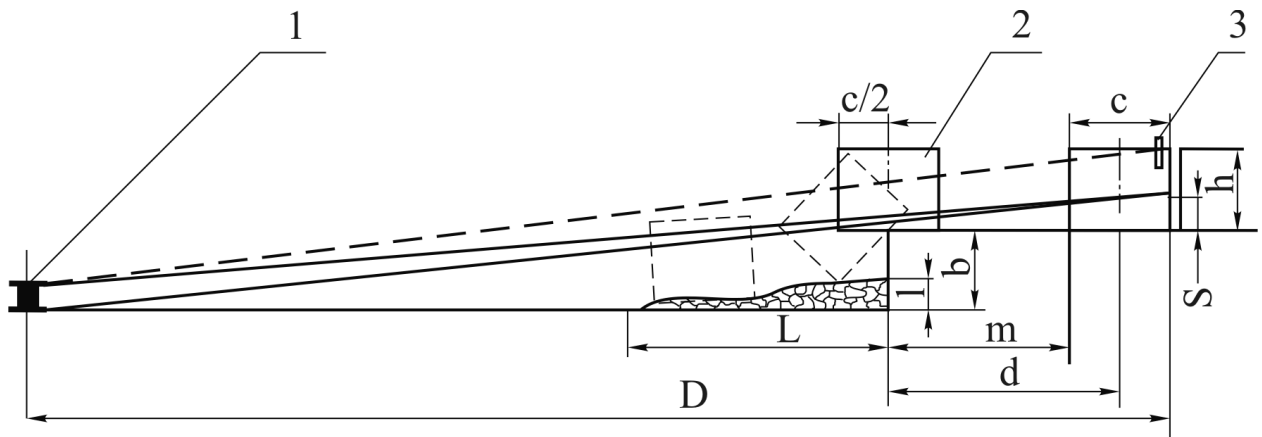
– на спеціально звареній з металу площадці, на краю якої є пристосування для її встановлення на вертикальний штир (палець), що закріплений в підшві кар'єру, який є вертикальною віссю обертання лебідки. Такий варіант для пульта керування, що переміщується, дає змогу пересувати блоки в горизонтальній площині із зоною на  $360^\circ$ .

– за загальноприйнятою схемою з обмеженою паспортом зоною дії в горизонтальній площині, яку можна збільшити до  $30^\circ$  шляхом встановлення з обох боків вхідного сектора напрямних роликів, вісь обертання яких має бути паралельною осі обертання барабана лебідки.

Під час встановлення у вибоях завалочних лебідок необхідно керуватися раціональними параметрами їх розміщення, які забезпечують ефективне переміщення блоків, безпечними умовами праці, мінімальними трудовитратами і зниженням втрат каменю в разі завалювання блоків.

Здебільшого відпрацювання ведеться підступно – з розбиттям уступу на два підступи і більше. Відпрацювання нижнього підступу особливих труднощів, як правило, не становить, а переміщення блоків полягає в простому відтягуванні їх від вибою і наступному завантаженні кранами в транспортний засіб. Відтягування і завалювання блоків з верхніх підступів – трудомісткий і складний процес.

Схема до розрахунку раціональних параметрів розміщення завалочних лебідок показана на рис. 4.17.



**Рис. 4.17. Схема до розрахунку раціональних параметрів розміщення завалочних лебідок**

Мінімальна відстань розміщення лебідки від вибою:

$$D_{\min} = \left( \frac{b}{S} + 1 \right) \cdot (m + c), \quad (4.19)$$

де  $b$  – висота нижнього підступу, м;

$S \leq 0,5h$  – висота захоплення блока тросом від його підшви, м ( $h$  – висота блока);

$m$  – ширина робочої площадки, м;

$c$  – ширина блока, який відсувається.

В розрахунках доцільно брати  $S = 0,5$  м. У разі недотримання цієї умови може перекинутися блок на передній торцевий бік безпосередньо на робочій площадці, що призведе до розколювання і чисельних втрат.

Максимальна відстань розміщення лебідки від вибою:

$$D_{\max} \leq D_{\min} + R, \quad (4.20)$$

де  $R$  – максимальна відстань між сусідніми видобувними вибоями, м.

Довжина шляху посування блоків лебідкою по підшві уступу:

$$d = m + \frac{c}{2}, \text{ м.} \quad (4.21)$$

Висота розвалу підстильного матеріалу біля поверхні вибою, що попереджає ударне розколювання блока в разі падіння:

$$l \geq b - \frac{c}{2}, \text{ м.} \quad (4.22)$$

У разі недотримання вказаної умови блок при вільному падінні, виконуючи розворот навколо центра маси, найчастіше вдаряється передньою частиною об вертикальну стінку вибою, в результаті чого сколюється нижня грань блока і порушується монолітність каменю в нижньому підступі.

Довжина розвалу підстильного матеріалу:

$$L = 1,5c + h, \text{ м.} \quad (4.23)$$

Завалювання блока має виконуватися тросом, зачепленим по його висоті, а в разі використання закладного штиря завалювання допускається лише для першого ряду з нульовою робочою площадкою по підступу з обов'язковим дотриманням заходів безпеки, що виключає його вільне переміщення при виході із закладного отвору або відколювання каменю.

У разі завалювання блоків із застосуванням штирів глибина буріння закладного отвору  $a \geq 0,1h$ .

Відстань від центра закладного отвору до тильної стінки блока  $f \geq 0,15c$ .

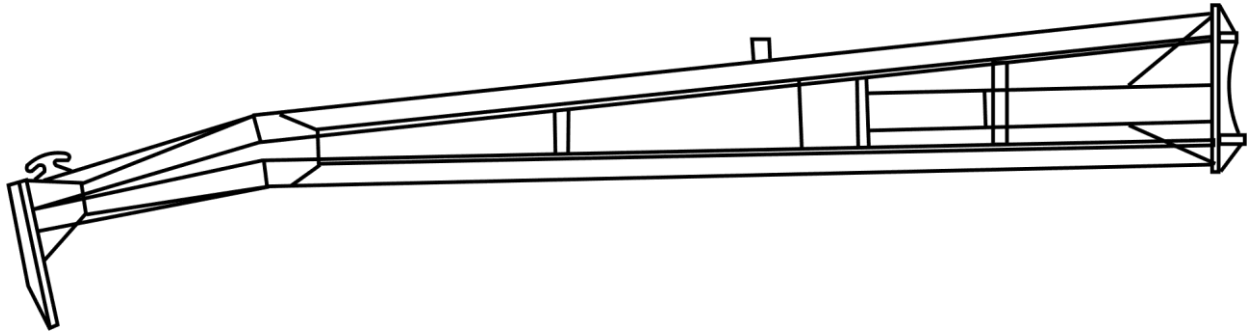
Значення  $a$  і  $f$  встановлюються дослідним шляхом.

Крім того, завалення монолітів може здійснюватися зубами ковшів гідравлічних екскаваторів або навантажувачів, відвалом бульдозерів і спеціальними скребками.

Скребок є довгою рукояттю, що вмонтовується на фронтальному навантажувачі замість ковша (рис. 4.18). Шкребок вставляється в пропил або



щілину відокремленої площини моноліту, рухом назад навантажувач захоплює за собою моноліт та перекидає його.



**Рис. 4.18. Загальний вигляд шкребка**

Характеристики шкребків наведені в табл. 4.3.

*Таблиця 4.3*

**Технічні характеристики шкребків, що випускаються**

Тип шкребка	Марка базового навантажувача	Довжина, м	Маса, кг
I	Cat980F/GWA500	6–8	3500
II	Cat 988 F WA 600 L330C	8–12	5500
III	Cat 990 WA 700	8–12	6500
IV	Cat 992 D WA 800	12–15	7500

Шкребки доцільно використовувати при висоті уступу до 8 м або в комбінації з лебідками.

## Висновки до розділу 4

1. Рівень зовнішнього впливу визначається пружно-пластичним станом негабариту і характером його руйнування. При крихкому руйнуванні відбивання відбувається з мінімальним поглинанням енергії. При крихко-пластичному і в'язко-пластичному видах руйнування витрати енергії істотно зростають.
2. Найбільше негабариту припадає на третю заходку екскаватора при торцевому відпрацюванні розвалу гірської породи.
3. При панельному відпрацюванні кількість негабариту не залежить від місця заходки екскаватора та має трапецевидну форму.
4. В результаті регресійного аналізу отримана залежність для визначення маси базової машини (екскаватора) бутобоя від енергії удару гідромолоту, яка описується лінійною функцією.
5. В розвалі гірської породи після масового вибуху формування блоку природного каменю з негабаритного шматка необхідно здійснювати гідромолотом.
6. Встановлено залежність величини шматка негабариту від енергії удару гідромолоту її можна описати логарифмічною функцією.
7. Розроблені технологічні схеми розробки уступу з супутнім видобуванням блоків природного каменю, реалізація технологічних схем здійснюється дисковою машиною та бутобоем.
8. Висота розвалу підстильного матеріалу біля поверхні вибою, що попереджає ударне розколювання блока в разі падіння залежить від висоти падіння блоку та ширини блоку природного каменю.

## **РОЗДІЛ 5. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ СУПУТНЬОГО ВИДОБУВАННЯ БЛОЧНОГО ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ В ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРАХ**

### **5.1. Удосконалення системи поточного планування видобування блоків природного каменя**

Видобування і обробка природного каменя є однією з гілок гірничої промисловості, а саме – виробництво природних будівельних матеріалів. Відомо, що гірничі підприємства при всьому своєму різноманітті характеризуються низкою специфічних особливостей, що істотно відрізняють їх від підприємств заводського типу.

Серед основних особливостей організації гірничого виробництва, перш за все, варто зазначити високу організаційну складність виробничої системи. Великі об'єми виробництва зумовлюють наявність значного числа об'єктів управління (до декількох сотень). Всі ці об'єкти в процесі роботи зв'язані між собою, потрібна їх взаємна координація в часі і просторі. Складність і велика кількість виробничих зв'язків вимагають розробки і використання спеціальних методів організації виробництва, що забезпечують мінімум взаємних перешкод і порушень технологічних процесів.

Іншою особливістю організації виробництва в гірничій промисловості є наявність різноманітної техніки, різнотипних технологічних процесів; неоднаковий рівень їх механізації та організації. Так, наприклад, разом із специфічними процесами руйнування і екскавації гірських порід велике місце на кар'єрах займають транспортні процеси, процеси навантаження, розвантаження та ін. За наявності високо механізованих і автоматизованих комплексів (зокрема унікального і малосерійного устаткування) є операції, які виконуються вручну. Ця різноманітність виробництва визначає різноманітність організаційних задач, вимагає використання різних методів і засобів організації та управління, від простих до найскладніших, включаючи сучасну обчислювальну техніку.

Найважливіша особливість гірничовидобувного підприємства полягає в тому, що воно має справу безпосередньо з природою, і виробничий процес прямо залежить від природних умов (гірничо-геологічних, гідрогеологічних, метеорологічних, характеру рельєфу тощо). При цьому, як відомо, всі ці умови не залишаються постійними, вони періодично змінюються, нерідко – у надто широких межах і в короткі проміжки часу. Показники, що характеризують умови роботи, мають, таким чином, характер вірогідності, зв'язки їх з виробництвом вельми складні і важко піддаються оцінці. В той же час, зміни умов різко позначаються на виробничій потужності підприємства, викликаючи її коливання і порушуючи ритмічність виробництва. Тому підприємство має мати достатньо гнучку систему організації і управління, що дозволяє ефективно вести роботи при будь-яких змінах природних умов.

Аналогічний вплив на організацію надає і чинник надійності устаткування: постійно змінюється число і ступінь працездатності гірничих машин, транспортних і допоміжних засобів. Це також вимагає постійної координації організаційних рішень, заснованої на безперервному контролі за ходом виробництва.

При видобутку блочного каменю необхідно максимально зберегти природну монолітність і цілісність блоків з природного каменю. Для цього технологія видобування каменю по відношенню до нього має бути щадною на всьому технологічному ланцюгу: від відокремлювання блоків до їх складування. Адже пошкодження або зниження загальної міцності кам'яного блоку не можна усунути ніякою подальшою його обробкою. Якщо видобування проводиться ударним способом (наприклад, вибухом), то навіть незначні на перший погляд дефекти (волосяні тріщини), що виникли в блоці при його видобуванні, при обробці ще збільшуються і перешкоджають використанню видобутого матеріалу за призначенням. Тому застосовуються в основному механічні способи відокремлення, що забезпечують найбільше збереження моноліту: буріння, різання, пиляння, вирубка, розколювання.

Крім того, параметри блоків (їх розміри, якість тощо), що видобуваються, залежать від природних властивостей масиву. Зокрема, відокремлення моноліту

від масиву гірських порід має здійснюватися з урахуванням напряму природної тріщинуватості. Інакше, видобуті блоки матимуть внутрішні тріщини, що, в кращому разі, різко знизить вихід готової продукції з такої сировини, а, в гіршому – зробить блоки непридатними для використання в каменеобробці. Проблема полягає в тому, що система тріщин зазвичай має дуже складний характер, який практично неможливо передбачити з 100 %-вою упевненістю. Дана особливість технологічного процесу в основному і обумовлює досить високу вартість природних облицювальних матеріалів.

Технологія видобування блоків багато в чому залежить від фізико-технічних характеристик гірських порід. Так, на родовищах порід середньої і низької міцності видобування в переважній більшості випадків здійснюється методами механічного різання (пиляння) з використанням різноманітного каменерізного устаткування (каменерізних машин з дисковими і кільцевими пилами (фрезами), установок канатного пиляння тощо). Для видобутку порід високої міцності застосовують буропідривні, буроклинові, механічні та термічні методи з використанням відповідного устаткування (бурових верстатів, установок буріння стрічки, гідроклинових установок, канатних машин, терморізаків та ін.).

Таким чином, міцнісні і технологічні характеристики природного каменя роблять безпосередній вплив на організацію виробництва як на кар'єрах з видобутку блоків, так і на каменеобробних заводах.

Істотний вплив на організацію виробництва в камневидобуванні має чинник сезонності, який проявляється у вигляді яскраво виражених періодів ринкової активності і спаду. Об'єми збуту при цьому можуть різнитися в 3–5 разів. Пік споживання доводиться на літні місяці, а спад – на лютий-березень. Причина сезонності пов'язана з тим, що будівельні роботи, зокрема: зовнішнє облицювання будівель і споруд, мощення доріг, зведення малих архітектурних форм просто неба, можуть проводитися лише в теплу пору року.

Чинник сезонності надає пряму і непряму дію на цілий ряд найважливіших аспектів виробничо-господарської діяльності камневидобувного підприємства, серед яких варто особливо зазначити наступні:

- режим роботи підприємства;
- організацію логістичної системи, включаючи транспортну схему доставки каменю, об'єми запасів сировини і готової продукції;
- попит на продукцію по періодах року;
- завантаження потужностей, від яких залежить собівартість виробів і фінансово-економічний стан підприємства.

Сезонність значно ускладнює організацію виробництва на каменевидобувних підприємствах. В періоди спаду ринкового попиту каменевидобувні підприємства часто просто зупиняються, відправляючи своїх робітників в неоплачувані відпустки. В той же час, в період сезонного піку продажів підприємства не в змозі обслужити всіх охочих і вимушені відмовлятися від ряду пропозицій. Крім зупинки виробництва, сезонність обумовлює необхідність чіткого планування поставок блочної продукції, необгрунтовані запаси яких на складах призводять до замороження оборотних коштів і значних фінансових втрат.

Перераховані особливості виробництва на каменевидобувних підприємствах значно утрудняють його організацію. В результаті, рішення, що приймаються при організації виробництва, виявляються занадто наближеними, часто "інтуїтивними", що істотно знижує ефективність бізнесу, перешкоджає своєчасному ухваленню оптимальних управлінських рішень і збільшує підприємницький ризик.

Для подолання вказаних проблем необхідно, з одного боку, спиратися на накопичений науковий і практичний досвід організації виробництва в мінерально-сировинному секторі, а з другого боку, розробляти нові методики, адаптовані для умов ринку природного каменю, що дозволить не повторювати чужих помилок і сприятиме ефективному розвитку галузі.

Найважливіша особливість гірничовидобувного підприємства полягає в тому, що воно має справу безпосередньо з природою, і виробничий процес прямо залежить від природних умов (гірничо-геологічних, гідрогеологічних, метеорологічних, характеру рельєфу тощо). При цьому, як відомо, всі ці умови не залишаються постійними, вони періодично змінюються, нерідко – у широких

межах і в короткі проміжки часу. Показники, що характеризують умови роботи, мають, таким чином, характер вірогідності, зв'язки їх з виробництвом вельми складні і важко піддаються оцінці. В той же час, зміни умов різко позначаються на виробничій потужності підприємства, викликаючи її коливання і порушуючи ритмічність виробництва. Тому підприємство має мати достатньо гнучку систему організації і управління, що дозволяє ефективно вести роботи при будь-яких змінах природних умов.

Встановлені при плануванні робіт комплексу «кар'єр – каменеоброблювальний завод» об'єми видобування блоків природного каменя (зокрема по кварталах і, при необхідності, по категоріях) є основою планування робіт з видобування. Задачею поточного планування робіт видобування є визначення положень гірських робіт на уступах, що розробляються, за періодами року (кварталам або сезонам).

Для поточного планування видобування блоків природного каменю запропонована спеціальна процедура, основні етапи якої представлені на рис. 5.1.

Технологія видобування блоків природного каменя передбачає відділення монолітів від масиву гірських порід, з яких отримують товарні блоки. Для планування порядку відокремлення монолітів пропонується використовувати блочну модель родовища. Такі моделі широко використовуються при проектуванні і плануванні гірських робіт на кар'єрах, особливо рудних. Існують спеціальні пакети прикладних програм для моделювання розвитку гірських робіт.

Параметри блоків моделі мають співпадати з параметрами монолітів, які відокремлюються, залежать від способу відокремлення і розділення монолітів. Для зручності вирішення задачі планування розвитку гірничих робіт моноліти доцільно нумерувати наступним чином [208]. Номер моноліту відображує його три координати на плані гірничих робіт: перша частина номера відповідає номеру видобувного уступу ( $n$ ), друга – номеру заходки на уступі ( $x$ ), третя – номеру заходки за фронтом уступу ( $c$ ).

Розбиття уступів кар'єру на моноліти з видобування граніту представлено на рис. 5.2.

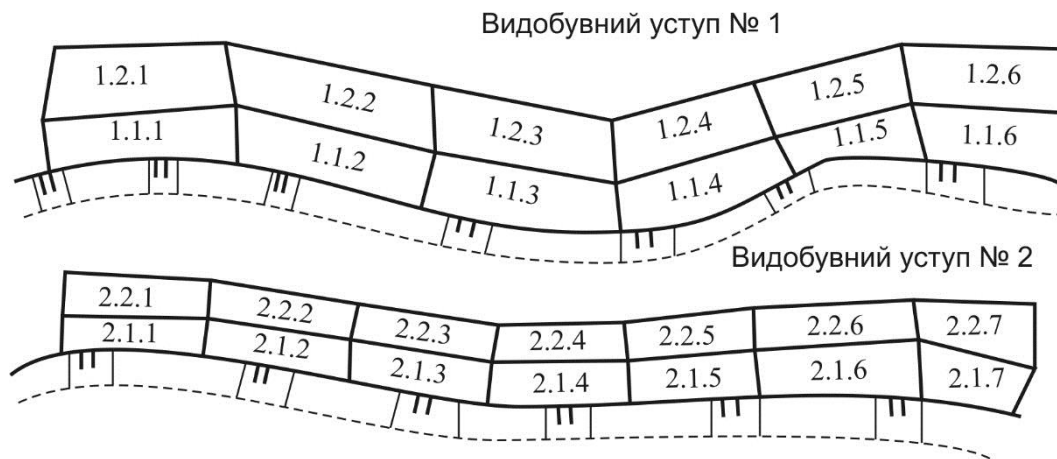
Планові завдання, що визначають необхідні об'єми сировини, і одержана при дистанційному зондуванні інформація за системою тріщин є основою для побудови математичної моделі планування видобування блоків, на основі рішення якої забезпечується мінімальне відхилення виробництва від запланованих об'ємів.



**Рис. 5.1. Процедура поточного планування видобутку блоків природного каменя**

Як критерій оптимальності моделі прийнято сумарне (з урахуванням значущості різних об'ємів блоків) відхилення фактичних об'ємів видобування блоків від запланованих у виробничій програмі.





**Рис. 5.2. Схема розбивання уступів на моноліти**

Цільова функція моделі має наступний вигляд:

$$\sum_{V=0,6}^5 \sum_{T=1}^4 K^V (V_T^{V\Phi} - V_T^{V\Pi\Pi})^2 \rightarrow \min. \quad (5.1)$$

Задачу необхідно вирішувати при наступних обмеженнях:

– за плановим об'ємом блоків  $0,9V_T^{V\Pi\Pi} \leq V_T^{V\Phi} \leq 1,1V_T^{V\Pi\Pi}$ ,  $T = 1 \div 4$ ,  
та  $V^{V\Pi\Pi} \leq \sum_{T=1}^4 V_T^{V\Phi} \leq V^{Vmax}$ ;

– за виходом блоків різного об'єму

$$0,9m_T^{V\Pi\Pi} \geq \frac{V_T^{V\Phi}}{\sum_{V=0,6}^5 V_T^{V\Phi}} \geq 1,1m_T^{V\Pi\Pi}, \quad (5.2)$$

$T = 1 \div 4$ ;  $V = 0,6 \div 5$ ;

– технологічних залежно від стадій видобування блоків природного каменю,

де  $V$  – об'єм блоків природного каменю  $V = 0,6 \div 5 \text{ м}^3$ ;

$T$  – період часу (квартал):  $T = 1, 2, 3, 4$ ;

$K^V$  – значимість блоків різних об'ємів,  $\sum_V K^V = 1$ ;

$V_T^{V\Phi}$ ,  $V_T^{V\Pi\Pi}$  – фактичний та плановий об'єми видобутку блоків категорії  $V$  в період  $T$ ,  $\text{м}^3$ ;

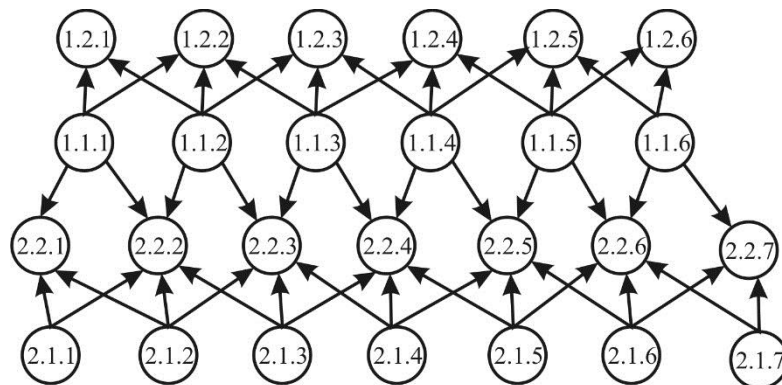
$m_T^{V\Pi\Pi}$  – плановий вихід блоків категорії  $V$  в період  $T$ ;

$V^{V_{max}}$ ,  $V^{V_{ПП}}$  – річний максимальний та плановий об’єми видобутку блоків природного каменю, м<sup>3</sup>.

Технологічні обмеження можуть бути побудовані за схемою, вигляд якої наведено на рис. 5.3.

На схемі показані моноліти природного каменю, нумерація яких показує номер видобувного уступу ( $n$ ), номер заходки на уступі ( $x$ ), порядковий номер моноліту в заходці ( $c$ ).

Ребра графа відображають технологічно допустимий порядок видобування монолітів. Моноліт може бути видобутий лише тоді, коли заздалегідь відпрацьовані моноліти, ребра з яких входять в дану вершину.



**Рис. 5.3. Схема технологічних обмежень**

Ребра від монолітів одного уступу відображають допустиму кривизну фронту робіт уступу, а ребра від монолітів (блоку) вищерозміщеного уступу відповідають допустимій мінімальній ширині робочого майданчика.

Приведена модель належить до класу нелінійних, динамічних. Для її вирішення варто використовувати метод динамічного програмування. Для цього на основі схеми технологічних обмежень варто виділяти можливі блоки, які можуть бути відпрацьовані до кінця періоду  $T$  (при кварталному плануванні  $T = 1 \div 4$ ).

Таким чином, можуть бути визначені можливі положення гірничих робіт на кінець даного періоду, які складають вершини альтернативного розвитку гірських робіт.

Далі визначаються зв'язки між вершинами суміжних тимчасових періодів. Якщо моноліти, що становлять подальшу вершину, включають всі моноліти вершини попереднього періоду, то зв'язок між ними існує та відображається ребром, що наведено на рис. 5.3. При цьому додаткові моноліти подальшої вершини відображають, які моноліти відпрацьовуються при переході від однієї вершини до іншої. Методика планування робіт видобування на кар'єрах з використанням альтернативних графів описана в роботах проф. Резниченко С.С. [204–206].

На основі зіставлення сумарних характеристик, визначаються об'єми видобування блоків  $V_T^{V\Phi}$  за об'ємом самих блоків  $V$ , а також розраховується відносне відхилення виробництва від  $(V_T^{V\Pi\Pi})$  планових завдань  $-(V_T^{V\Phi} - V_T^{V\Pi\Pi})^2$ .

Методом динамічного програмування послідовно від початкової вершини, яка характеризує положення гірничих робіт на початок року, до кінцевої точки, що відповідає допустимим положенням гірських робіт на кінець планового періоду (роки), визначається шлях, що дає мінімальне сумарне відхилення об'ємів виходу продукції по періодах часу від планових квартальних завдань.

Знаючи моноліти, які є вершинами схеми, що входить в потрібний шлях, визначається поступне положення гірничих робіт за періодами часу, тобто визначається порядок розвитку гірничих робіт (відокремлення монолітів) в часі.

## **5.2. Методологія обґрунтування виробничої потужності кар'єра з видобутку блоків облицювального каменю**

Методи визначення виробничої потужності кар'єру традиційних корисних копалин загальновідомі і детально розроблені в працях академіка В.В. Ржевського і професорів А.І. Арсентьева, В.С. Хохрякова та ін. Та обставина, що середня величина виробничої потужності кар'єру облицювального каменю зазвичай на 2–3 порядки менше звичайного кар'єра, обумовлює малу

вивченість питання обґрунтування і раціональної величини. Це призводить до того, що виробничу потужність в одному випадку завищують, а в іншому занижують.

Тому виробничу потужність кар'єру облицювального каменю запропоновано встановлювати [207], з огляду на наступні гірничотехнічні чинники: провізну спроможність транспортних комунікацій; інтенсивність гірничих робіт; розміри кар'єрного поля; властивості міцності і блочність масиву; концентрацію і продуктивність видобувних технологічних комплексів в кар'єрі; граничну швидкість просування фронту робіт.

Під інтенсивністю гірських робіт розуміють швидкість їх зниження і посування фронту. Обчислюють виробничу потужність кар'єру з урахуванням інтенсивності відпрацювання за формулою:

$$I_{\text{від}} = L_{\text{фр}} K_{\text{вих}} V_{\text{рац}} H_y, \quad (5.3)$$

де  $L_{\text{фр}}$  – довжина фронту робіт у кар'єрі, м;  $K_{\text{вих}}$  – коефіцієнт виходу блоків;  $V_{\text{рац}}$  – раціональна швидкість посування фронту робіт, м/год;  $H_y$  – висота уступу, м.

У період поглиблення кар'єра (до моменту досягнення дна кар'єра) для дотримання прийнятої закономірності формування робочого простору необхідно витримувати певне співвідношення між швидкостями зниження і посування фронту робіт. З огляду на це, в період поглиблення:

$$I_{\text{від}} \leq L_{\text{фр}} K_{\text{вих}} H_y H_{\text{заг}} (\tan^{-1} \alpha + \tan^{-1} \beta), \quad (5.4)$$

де  $H_{\text{заг}}$  – швидкість пониження гірничих робіт, м/рік;  $\alpha$  і  $\beta$  – кут робочого борту кар'єру і напрям поглиблення, градуси.

Довжину фронту робіт для площі робочої зони ( $S_p$ ) із заданою шириною робочого майданчика ( $Ш_{p.m.}$ ) можливо встановити за формулою:

$$L_{\text{фр}} = \frac{S_p}{\text{Ш}_{\text{р.м.}}}, \text{ м.} \quad (5.5)$$

З урахуванням цього при вертикальному поглибленні, коли  $\tan^{-1} \alpha = 0$ ,  $\tan^{-1} \beta = \frac{\text{Ш}_{\text{р.м.}}}{H_y}$  для  $K_{\text{вих}} = \text{const}$  та  $H_y = \text{const}$  максимально досягається виробнича потужність кар'єру, яка обчислюється за формулою (5.9), не залежить від кута укусу робочого борту кар'єру.

Після виходу кар'єра на проектну глибину його виробнича потужність розраховується за формулою (5.3) і при інших рівних умовах залежить від швидкості посування фронту робіт, яку обчислюють за формулою:

$$V_{\text{пр}} = \frac{N_{\text{ком}} Q_{\text{ком}}}{L_{\text{фр}} H_y} < V_d, \quad (5.6)$$

де  $N_{\text{ком}}$  і  $Q_{\text{ком}}$  – кількість і продуктивність видобувних комплексів, м<sup>3</sup>/рік;

$V_d$  – допустима швидкість посування фронту робіт, м/рік.

Після підстановки виразу (5.6) в формулу (5.3) і виконання необхідних перетворень отримана формула для розрахунку виробничої потужності кар'єру при відпрацюванні родовища без поглиблення

$$I_{\text{від}} = K_{\text{вих}} N_{\text{ком}} Q_{\text{ком}}, \quad N_{\text{ком}} \leq \frac{L_{\text{фр}}}{L_6}, \quad (5.7)$$

$$V_{\text{рац}} \rightarrow \text{max при } N_{\text{ком}} \leq \frac{L_{\text{фр}}}{L_6},$$

де  $L_6$  – довжина блоку панелі для роботи одного видобувного комплексу, м.

Для розрахунку виробничої потужності кар'єру за наведеними формулами і встановлення її динаміки в міру відпрацювання родовища необхідно встановити наступні залежності: довжини фронту робіт, коефіцієнта виходу блоків і показника міцності властивостей порід від обсягів відпрацьованих

запасів, а потім обґрунтувати динаміку цих величин і знайти спосіб раціонально керування ними.

В кінцевому рахунку, для відпрацювання родовища приймають варіант динаміки виробничої потужності кар'єру, для якого площа епюри функції  $I_{\text{від}} = f(T)$  дорівнює запасам блоків в контурі оцінюваного кар'єра. При цьому час роботи кар'єра  $T$  має бути не менше нормативного терміну  $T_n$ , тобто  $T^3 T_p$ .

При цьому:

$$I_{\text{від. min}} \leq I_{\text{від.}} \leq I_{\text{від. max}}, \quad (5.8)$$

де  $I_{\text{від. min}}$  та  $I_{\text{від. max}}$  – мінімально економічно доцільна і максимально досяжна величина виробничої потужності (з урахуванням обмеження її за гірничотехнічними умовами), м<sup>3</sup>/рік.

Конфігурація фронту робіт (при прямолінійності окремих його елементів) залежить від застосовуваних засобів спрямованого руйнування каменю. При цьому мінімум трудомісткості видобутку блоків забезпечує оголення порід, щонайменше, в трьох площинах, а отже, при ступінчастому фронті робіт. Зокрема, така конфігурація фронту найбільш раціональна при застосуванні канатних пил.

Ширина робочого майданчика має забезпечити можливість безпечного і продуктивного проведення видобувних робіт. Як показали дослідження, ширина робочого майданчика практично не залежить від властивостей масивів, варіює в середньому від 30 до 50 м і пов'язана з технологічною схемою видобування.

Протяжність блоку видобувної панелі на ділянці фронту робіт, де виконують повний цикл видобутку блоків, обумовлена організацією робіт і типом устаткування і за даними досліджень автора може скласти 70–110 м. Продуктивність комплексу обладнання, що працює в видобувних панелелях, можна встановлювати з урахуванням продуктивності каменерізної машини, що, лімітує розвиток робіт, або ж за формулою:

$$Q_{\text{ком}} = \frac{Q_m n_m}{S_6}, \text{ м}^3, \quad (5.9)$$

де  $Q_m$  – середньозважена продуктивність камневидобувної машини, м<sup>2</sup>/год;  $n_m$  – кількість машин, які працюють на видобувній панелі;  $S_6$  – питома витрата різання або буріння, що необхідна для видобування блочного каменю, м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup>.

За будь-якої конфігурації фронту прямолінійні його елементи необхідно орієнтувати для забезпечення мінімальної трудомісткості робіт. Для цього варто враховувати простягання осей анізотропії та основних систем тріщин. Але оскільки польові методи вивчення цих характеристик досить трудомісткі і тривалі, а часто можливі лише в процесі розробки родовища, то і встановити раціональну орієнтацію фронту робіт можливо при використанні існуючих методів лише на стадії розробки родовища.

Тому при виконанні досліджень були ув'язані результати польових досліджень тріщинуватості і акустичного поверхневого проникання горизонтальних майданчиків з метою подальшої інтерпретації результатів вивчення останніх характеристик.

Дані, представлені в табл. 5.1, характеризують зміну швидкостей пружних хвиль щодо середнього значення. Їх аналіз дозволив виявити взаємно перпендикулярні напрямки з екстремальними значеннями швидкостей, а отже, і характер анізотропії фізико-механічних властивостей Лезниківського родовища.

Додатково було встановлено, що з напрямом мінімальної швидкості збігається простягання найбільш поширених в масиві каменю тріщин. Причому для встановлення так само орієнтації осей підготовлених до виїмки обсягів каменю відповідні дослідження можна провести і на стадії геологічного вивчення родовища.

Пізніші польові дослідження тріщинуватості довели повну збіжність у визначенні орієнтувань тріщин і анізотропії різними методами і дозволили рекомендувати запропонований метод акустичних досліджень для обґрунтування напрямку розвитку фронту робіт. При цьому його простягання варто орієнтувати ортогонально до напрямку з мінімумом швидкостей пружних хвиль.

Оскільки при розробці родовищ облицювального каменю розкривні роботи, як правило, не обмежують виробничу потужність кар'єру, то при плануванні

гірничих робіт найбільш важливо знати розподіл обсягів видобутку блоків і корисної копалини по роках і етапам існування кар'єра з урахуванням динаміки його форм і розмірів, а також обсягів виконаних робіт. Саме з цією метою і здійснюють геометричний аналіз кар'єрного поля.

Таблиця 5.1

**Вплив орієнтації напрямки прозвучування на величину відносної швидкості пружних хвиль, %**

Азимут простягання площини прозвучування, градуси									Середня величина, %
0–40	30–80	70–140	130–225	210–240	230–290	280–330	320–350	340–0	
Східна блочна ділянка Лезниківського родовища									
82	109,0	90,2	91,3	93,5	97,5	92,2	107,5	106,7	100

Кар'єр в будь-якому положенні його бортів має певний об'єм, який розміщений між двома топографічними поверхнями. Одна з них топографічна поверхня ділянки земної поверхні, на якій розміщується кар'єрне поле, інша поверхня виникає і переміщається в просторі земної кори при проведенні гірничих робіт.

Зміна об'єму кар'єру з плином часу пов'язано зі збільшенням його глибини і розширенням контурів в плані при розносі бортів. При цьому функція видобутих обсягів корисної копалини завжди неперервна, а функція кількості блоків в ній на окремих етапах відпрацювання родовища може бути дискретною.

Обсяг блоків у корисній копалині залежить від виду топографічної поверхні  $K_{\text{вих}} = f(X; Y; Z)$ , коефіцієнта виходу блоків і характеру її розташування щодо топографічної поверхні гірничих робіт. А оскільки вихід блоків при інших рівних умовах обумовлений безліччю природних і технологічних чинників, що мають випадковий характер, то функцію обсягів видобутку можна визначити лише графічним способом.



Для її побудови необхідно знати координати окремих близько розміщених точок. З цією метою на кресленнях, що зображують мінливість коефіцієнта виходу блоків і корисної копалини в просторі родовища, наносять необхідну кількість проміжних положень гірських робіт і потім для кожного з них встановлюють значення відповідних функцій. При цьому варто мати на увазі, що приріст обсягів відбувається за певним напрямом, обумовленого схемою розкриття та системою розробки.

На графіках, що зображують функції обсягів блоків, протяжності фронту робіт і площі робочої зони, доцільно в якості незалежної змінної застосовувати наростаючий обсяг корисної копалини. Функція наростаючих обсягів блоків і корисної копалини дозволить отримати графік зміни коефіцієнта блоків у міру відпрацювання запасів. І на цій основі можна встановити режим видобувних робіт.

### **5.3. Вплив лінійних розмірів блоків природного каменю на розміри монолітів та технологію розробки кар'єрів**

Камінь експортується у вигляді блоків досить високої якості. Сировина нижчої якості використовується на внутрішньому ринку. Закономірно виникає питання, [238] як організувати технологічний процес з видобування блоків природного каменю на кар'єрі з метою отримання найбільшого прибутку. Існує безліч думок і розрахунків, які ґрунтуються на ефективності технології, геологічних умов, але разом з тим є безліч нюансів, які не досліджувалися в даних роботах.

Виробництво товарних блоків представляє собою процес об'ємного розкряювання масиву родовища природного каменю, який полягає в відділенні крупного моноліту каменю за допомогою технічних засобів з подальшим розділенням його на частини до отримання товарних блоків. Від цих значень в більшій степені залежить ефективність розробки родовищ природного каменю. Лінійні розміри первинного моноліту і блоків природного каменю є параметрами об'ємного розкряювання масиву.

Під блоком розуміють продукт, що складається з цільної гірської породи, який здатний розміщуватися в робочій зоні оброблювального верстата, що має форму паралелепіпеда і призначений для подальшої переробки з метою отримання виробів з природного каменю.

Блок призначений для різних сфер використання. Його можна розглядати як сировину, що забезпечує життєдіяльність каменеобробних заводів, як заготовку для скульптурних робіт. Він може бути кінцевим продуктом, наприклад, конструкційним будівельним матеріалом. Блок розмірами більше робочого простору розпилювального верстата називають монолітом. Моноліт також може слугувати заготовкою для різних виробів. Наприклад, постамент для пам'ятника, колони. Знаменитий Олександрійський стовп в Санкт-Петербурзі заввишки більше 25 м і діаметром більше 3 м зроблений з єдиного моноліту.

Головним призначенням блока є отримання з нього облицювального матеріалу (плит і плиток). Це наймасовіша продукція, створювана за потоковою технологією.

Розрізняють блоки гранітні, мармурові і вапнякові. Як правило, гранітні блоки мають колоту фактуру своїх граней, а мармурові і вапнякові – пиляну. Хоча рідко зустрічається і навпаки.

Блоки одержують шляхом безпосереднього випилювання (відколу) з масиву або шляхом оброблення моноліту за одно-, дво- або тристадійній схемі. Спочатку випилюють (відколюють) моноліт, потім його завалюють і розділяють на блоки. Крім того, блоки можуть бути одержані з природних монолітів, валунів або глиб, які витягуються з розсипних або рихлих масивів.

Вихід плит з блока визначається його геометричними параметрами. Максимальний вихід буде забезпечений при умові, якщо висота блока буде кратна ширині майбутньої плитки, а довжина – кратна довжині плитки. Ширина блока впливає на продуктивність розпилювального верстата, але практично не впливає на вихід плитки. Значно впливає на вихід плитки її товщина. Зі збільшенням об'єму блока збільшується продуктивність розпилювального верстата. Проте при цьому для каменеобробного заводу існують обмеження з вантажопідйомності крана і автомашин для транспортування блоків.

Всі існуючі розпилувальні верстати можна умовно розділити на 3 групи. Верстати першої групи можуть пиляти блоки заввишки до 2 м, другої – 1,2 м і третьої – 0,4 м.

I-ша група блоків з природного декоративного каменю може мати розміри:  $L = 2,0-3,5$  м,  $H = 1,4-2,2$  м,  $B = 1,6-2,6$  м. Дана група блоків може розпилуватися лише на канатних та штрипсових типах каменерозпилуваного обладнання.

II-га група блоків з природного декоративного каменю може мати розміри:  $L = 2,4-3,0$  м,  $H = 1,0-1,2$  м,  $B = 1,6-2,2$  м. Дана група блоків може розпилуватися на всіх типах каменерозпилуваного обладнання.

III-тя група блоків з природного декоративного каменю може мати розміри:  $L = 2,0-2,5$  м,  $H = 0,4-1,0$  м,  $B = 1,5-2,2$  м. Дана група блоків може розпилуватися на дискових розпилуваних верстатах з високою продуктивністю та на всіх інших верстатах з пониженою продуктивністю.

Варто зазначити, що технічне оснащення більшості українських каменеобробних підприємств дозволяє розпилувати блоки лише II-ї та III-ї групи. Через високу вартість I-ї групи, блоки не користуються попитом на великих підприємствах, хоча через збільшений об'єм підвищують технологічність процесу обробки. В основному блоки I-ї групи йдуть на експорт, де розпилуються на напівфабрикати (сляби) штрипсовими або канатними верстатами.

Вимоги до об'єму та якості блоків природного каменю в Україні регулюються державними стандартами країни. Попередній стандарт України ДСТУ Б В.2.7-59-97 "Блоки із природного каменю для виробництва облицювальних виробів. Загальні технічні умови" передбачав поділ блоків за об'ємом на шість груп ( $m^3$ ): I – >5; II – 3,5-5; III – 2,0-3,5; IV – 1,0-2,0; V – 0,7-1,0; VI – 0,01-0,7. Для блоків I-III груп, відповідно, пиляних і колених, відхилення від перпендикулярності двох суміжних граней на 1 м висоти грані складало – не більше 60 і 110 мм відповідно; висота виступів і западин бічних граней – не більше 150 і 200 мм відповідно, а верхньої і нижньої – 100 мм.

Згідно з наказом Міністерства регіонального розвитку та будівництва України від 27.09.2007 № 218 Національний стандарт ДСТУ Б В.2.7–59–97 "Блоки із природного каменю для виробництва облицювальних виробів. Загальні технічні умови" вважається нормативним документом паралельної дії на території України на термін з 1 липня 2008 року по 31 грудня 2010 року.

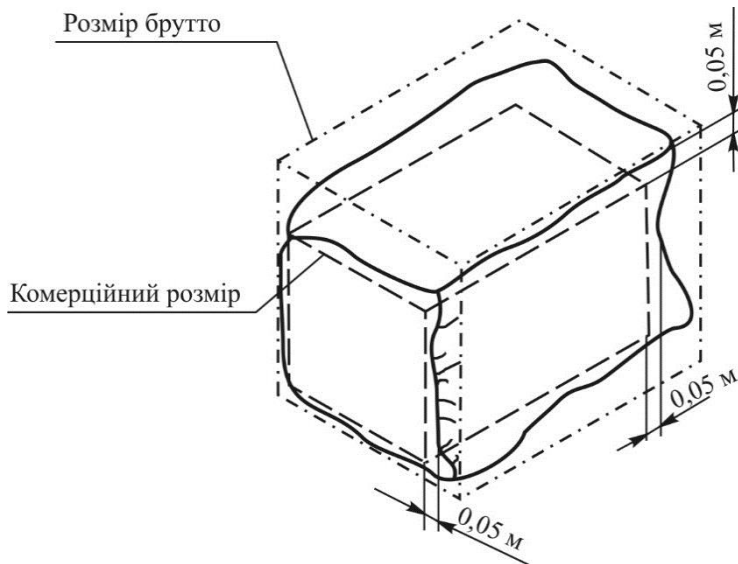
Згідно з Наказом Міністерства регіонального розвитку та будівництва № 148 від 02.04.2008 метою удосконалення нормативної бази у будівельному комплексі України та на підставі рішення науково-технічної ради Мінрегіонбуду від 22 серпня 2007 року № 44 було прийнято надати чинності з 1 жовтня 2008 року: ДСТУ Б EN 1467:2007 "Камінь природний. Блоки необроблені. Вимоги" (EN 1467:2003, IDT). Даний стандарт був взятий з європейських норм EN 1467, переведений на українську мову і введений в дію в Україні. Цей стандарт установлює вимоги до необроблених блоків із природного каменю, з яких виготовляються вироби для використання в будівництві, надгробні плити та інші вироби подібного застосування та не поширюється на мінеральні заповнювачі, матеріали зі штучного агломерованого каменю й монтаж.

В даному стандарті відсутні норми, щодо об'єму блоків природного каменю. Розкриті поняття, що таке колота та пиляна сторона блока каменю. Також розкриті поняття: *розмір нетто, брутто, та комерційний розмір необробленого блока.*

*Розмір брутто* необробленого блока визначається довжиною сторін мінімального паралелепіпеда, описаного навколо необробленого блока (рис. 5.4).

*Розмір нетто* необробленого блока визначається в такому порядку. Визначають найбільший вписаний блок у формі паралелепіпеда, який не містить жодної сторони без прямого кута, а також отворів від свердління та інших отворів. Отримана внаслідок цього фігура є розміром нетто.

*Комерційний розмір необробленого блока* отримується відніманням від кожного розміру нетто 0,05 м.



**Рис. 5.4. Розміри брутто, комерційні розміри необробленого блока**

Усі шість сторін брускового необробленого блока мають бути приблизно плоскими, розташованими одна до одної під прямим кутом або паралельно і мати форму паралелепіпеда. В окремих місцях дозволяються відхилення від форми паралелепіпеда.

Безформенні необроблені блоки для комерційних цілей вимірюються лише за масою. Розміри брутто надаються на вимогу.

Українські кар'єри регламентують свої групи і стандарти на продукцію блочного каменю, наприклад кар'єр «Межирічка» ділить блоки природного каменю на 5 класів якості. До класу «А» належать блоки природного каменю з чітко регламентованою довжиною та висотою блока природного каменю – ( $L \geq 260, H \geq 130; L \geq 240, H \geq 120; L \geq 200, H \geq 100; L < 200, H < 100$ ); до класу «В» належать блоки природного каменю з чітко регламентованим об'ємом (I група ( $> 5 \text{ м}^3$ ); II група ( $3,51-5,0 \text{ м}^3$ ), III група ( $2,01-3,5 \text{ м}^3$ ), IV ( $1,01-2,0 \text{ м}^3$ )); до класу «С» належать блоки природного каменю різниця між брутто-розміром і нетто-розміром може досягати до 50 %. Блок може мати деякі проникаючі дефекти (тріщини, включення, зміну в кольорі), однак ці дефекти виведені в неефективний об'єм при обмірі блоків. На дані блоки відсутня гарантія з якості (I-ша група ( $3,51- \geq 5,0 \text{ м}^3$ ), II-га група ( $2,01- \geq 3,5 \text{ м}^3$ ), III-я група ( $0,01-2,0 \text{ м}^3$ )); до класу «D» належать блоки природного каменю, які мають деякі проникаючі дефекти (тріщини, включення, зміни в кольорі), різниця між брутто і нетто може бути не більше 50 % ( $0,01- \geq 5,0 \text{ м}^3$ ); до класу «E»

належать блоки природного каменю, які мають дефекти, різниця між брутто і нетто може перевищувати 50 % ( $0,01 - \geq 5,0 \text{ м}^3$ ).

Разом з тим, різниця ціни на блоки класу «А» і «С» складає двократну величину класу; «А» і «Е» складає десятикратну величину.

У світі існує велика кількість фірм, що спеціалізуються на добуванні і продажу блоків. Багато країн свою політику будують лише на добуванні блоків. Так, наприклад, у Фінляндії добувається біля 110 тис.  $\text{м}^3$  блоків і лише 5 % з них обробляється в країні. Інші, 95 % блоків експортуються в багато країн світу.

У світовій практиці відсутні єдині стандарти на блоки. Вимоги до блоків формуються замовниками. Так, наприклад, у Фінляндії, основному постачальнику гранітних блоків на європейський ринок, розрізняють дві категорії блоків I і II сортів. На якість блоків дається гарантія. До I сорту належать блоки, що мають правильну форму паралелепіпеда об'ємом більше  $2,5 \text{ м}^3$ , однорідний склад без наявності тріщин. Якщо хоч одна з умов не задовольняється, блок переводиться в категорію II сорту.

Усередині I сорту ціни на блоки змінюються залежно від їх довжини і висоти. Якщо за базову довжину взяти менше 2350 мм, то блок завдовжки 2360–2600 мм коштуватиме на 10 % дорожче, а більше 2610 мм – на 20 %. Блок висотою більш 1160 мм на 11–14 % дорожчий блока заввишки менше 1150 мм.

Для особливо цінних видів каменю комерційними вважаються блоки меншого розміру. Їх ціна мінятиметься також залежно від довжини і висоти. При цьому цінові зміни залежать від розмірів довжин: менше 1550, 1560–1950, 1960–2350 і більше 2360 мм, і від розмірів висоти – менше і більше 750 мм. Ширина блока не враховується при визначенні його ціни, оскільки вона практично не впливає на вихід плит з  $1 \text{ м}^3$  блока.

На всю решту блоків гарантія якості не видається. Вони продаються за дуже низькими цінами.

Аналіз пропозицій світових кар'єрів показав, що їх можна об'єднати в одну загальну.

На зарубіжних ринках блоки класифікуються за наступними критеріями:

1) якість;

2) розмір.

За якістю каменя блоки діляться на:

- I класу або «Вищої якості».
- II класу «Високої якості». Це блоки з однією невеликою прожилкою або іншим невеликим недоліком по довжині блоку або в кутку.

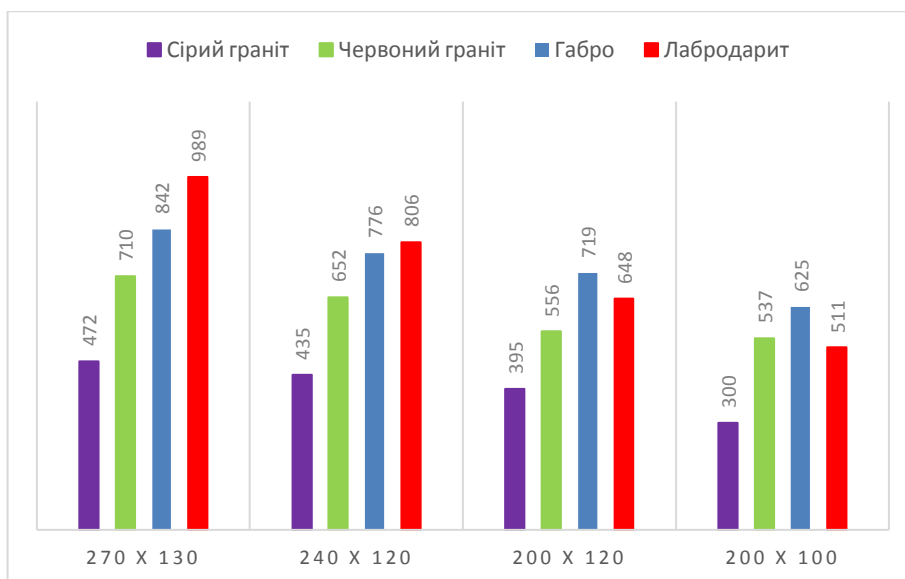
або іншим невеликим недоліком по довжині блоку або в кутку.

- II класу. Це блоки з прожилкою або іншим серйознішим дефектом.
- III класу.

Класифікація блоків за розмірами наступна:

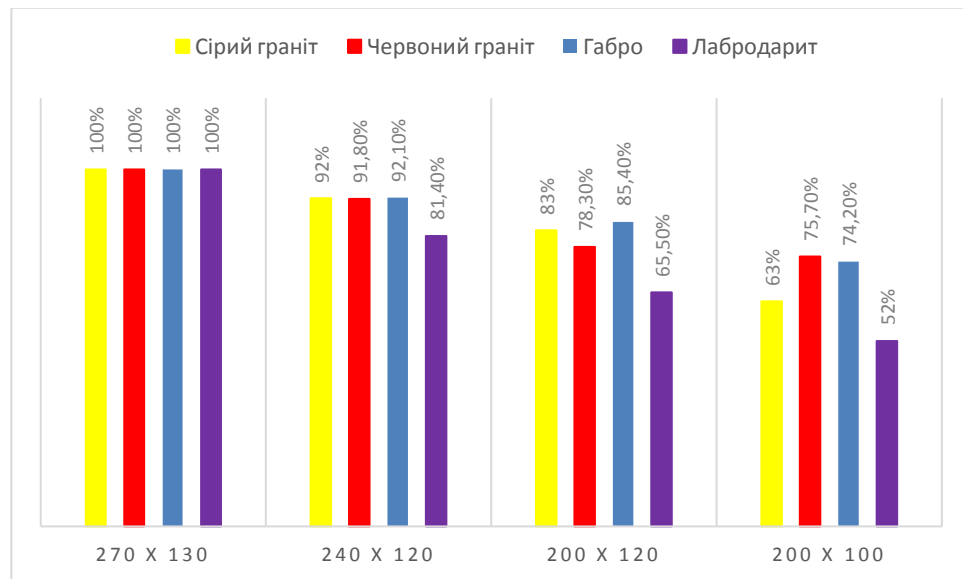
- 1) 270x130 см,
- 2) 240x120 см,
- 3) 200x120 см,
- 4) 200x100 см.

Середня вартість (в дол. США/м<sup>3</sup>) блоків природного каменя родовищ України залежно від розмірних груп вищої якості показано на рис. 5.5. Родовища були об'єднані в групи: Сірий граніт (в основному кар'єри покостівського гранодіориту), Червоний граніт (Токівський, Омел'янівський, Межиріцький, Лезниківський), Габро (вісім кар'єрів, які розробляють габро в Житомирській області), Лабродарит (п'ять кар'єрів, які розробляють лабродарит в Житомирській області).



**Рис. 5.5. Середня вартість (в дол. США/м<sup>3</sup>) блоків природного каменя родовищ України залежно від розмірних груп вищої якості**

Зниження вартості різних груп природного каменю на вітчизняному ринку відбувається рівномірно, але є певні відхилення для різних порід природного каменю (рис. 5.6).



**Рис. 5.6. Відхилення вартості різних порід природного каменю українських видобувників залежно від розмірів бокової поверхні каменю**

Можна побачити, що світові виробники встановлюють вартість блоків природного каменю залежно від розмірів слябу (розмірів бокової сторони блока), ширина блока не враховується, спробуємо дослідити вплив ширини блока природного каменю на загальні втрати та зміну вартості блока каменю.

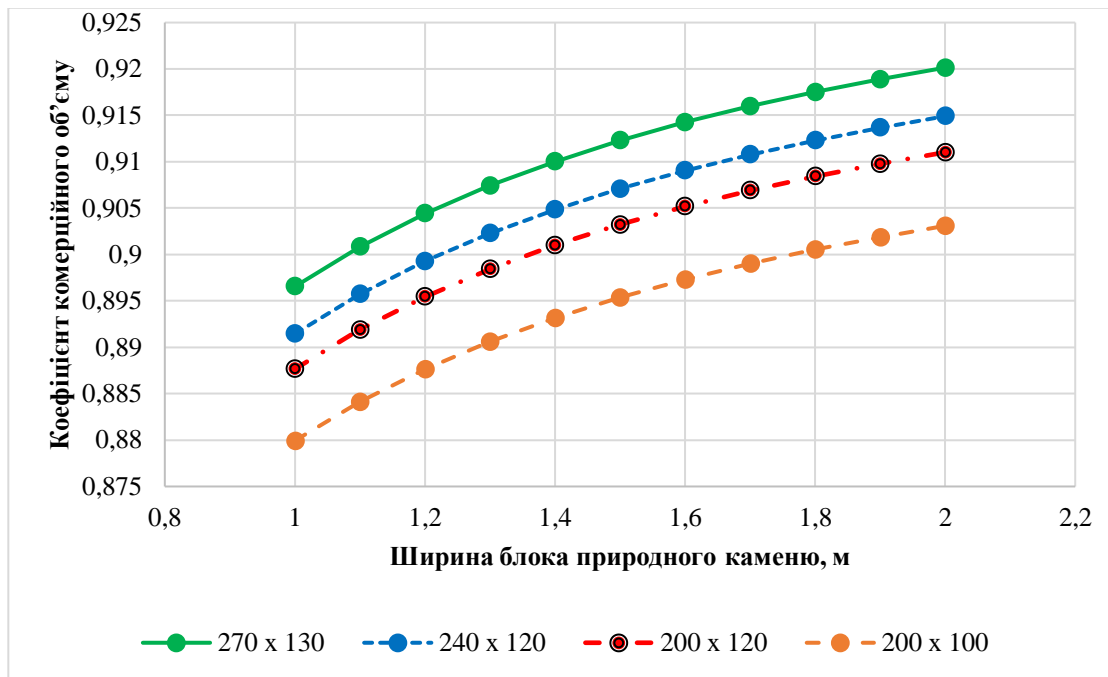
Враховуючи світову пропозицію і український стандарт на блоки природного каменю ДСТУ Б EN 1467:2007 визначимо вплив ширини блока на питомий коефіцієнт комерційного об'єму, який показує відношення комерційного об'єму блоку з природного каменю до його бруто об'єму.

$$k_{кор} = \frac{V_{к.}}{V_{бр.}}, \quad (5.15)$$

де  $V_{к}$  – комерційний об'єм блока каменю ( $V_{к} = V_{бр} - 0,05^3$ ), м<sup>3</sup>;  $V_{бр}$  – об'єм бруто блока каменю.



При розрахунку вважалося, що блоки мають пиляні сторони, які не мають відхилень сторін від перпендикулярності. Результати обчислень показані на рис. 5.7, 5.8.



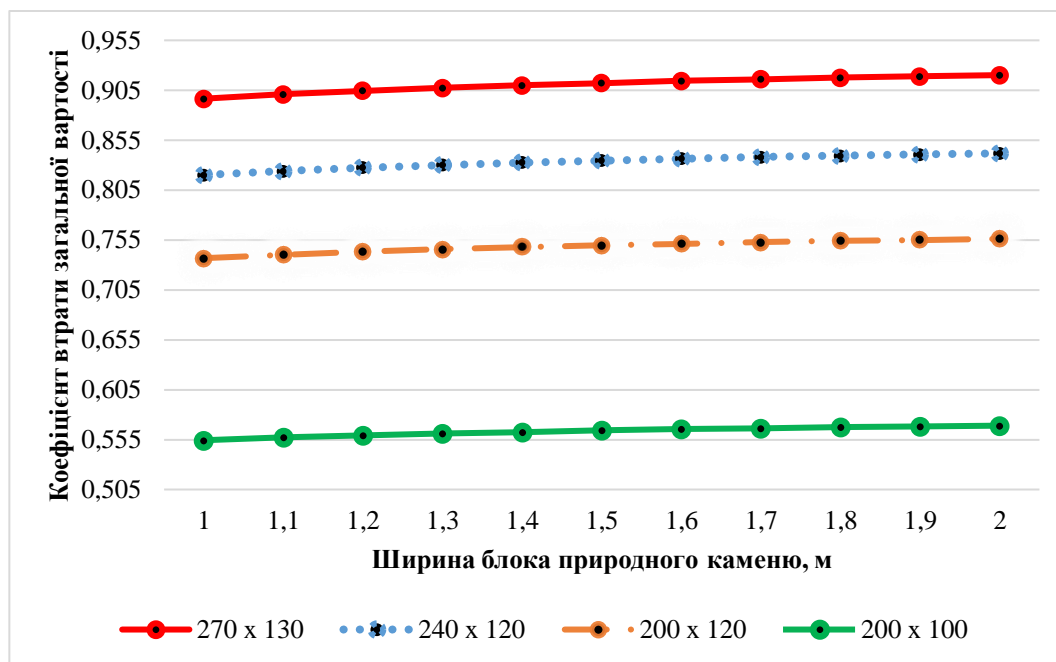
**Рис. 5.7. Залежність коефіцієнта комерційного об'єму від ширини блока природного каменю**

Як можна побачити з рис. 5.19, що коефіцієнт втрати загальної вартості для сірих гранітів зі збільшенням ширини блока з 1 до 2 м збільшується на 1,46–2,36 %, при чому на 2,36 % зміниться перша розмірна група та на 1,46 – IV-та розмірна група. Разом з тим різниця між I-ю групою та IV-ю групою при однаковій ширині становить 34,8 % [208–212].

Наприклад Синельников І.О. [213] пов'язав інтенсивність видобування з лінійними параметрами первинного моноліту, розглядав видобування блоків природного каменю за допомогою бурових верстатів (за двох та трьохстадійною схемою) і прийшов до висновку:

- інтенсивність видобування гірничої маси змінюється з 0,248 до 0,175 м<sup>3</sup>/год при збільшенні блока природного каменю в інтервалі від 1,5 до 3,5 м;

- ширина блока не впливає на інтенсивність видобування гірничої маси, пропонується розглядати на третій стадії розділення моноліту і корегувати його значення залежно від зон послаблення та тріщин;
- висота блока має теж незначний вплив на інтенсивність видобування гірничої маси оптимальне значення 1,2–2 м.



**Рис. 5.8. Зміна питомого коефіцієнту втрати загальної вартості для сірих гранітів різних розмірних груп вищої якості**

Уляков М.С., Першин Г.Д. в своїй роботі [214] висловлюють думку про вплив розмірів моноліту на продуктивність і ефективність канатного різання природного каменю. В роботі йдеться мова, що продуктивність різання каменю залежно від висоти моноліту збільшується за параболічною функцією, якщо відношення довжини різання до його висоти  $k_{\phi} = 0,3$  (при висоті різання  $H_y = 4,5$  м продуктивність різання складатиме  $1,2$  м<sup>2</sup>/год та при висоті  $H_y = 8$  м продуктивність різання складатиме  $2,3$  м<sup>2</sup>/год) та при  $k_{\phi} = 1,5$  при висоті  $H_y = 4,5$  м продуктивність різання складатиме  $2,1$  м<sup>2</sup>/год та при висоті  $H_y = 8$  м продуктивність різання складатиме  $3$  м<sup>2</sup>/год). Автори стверджують, що при збільшенні висоти уступу збільшується продуктивність різання.

Разом з тим експлуатаційні витрати збільшуються на 30 % зі збільшенням висоти  $H_y = 4,0$  м до  $H_y = 8,0$  м моноліту (різання), а час на процес різання та підготовчі операції зменшується майже в два рази.

Раніше започаткована технологія видобування блоків передбачала формування висоти уступу залежно від розташування природних постільних тріщин, тому висота уступу на кар'єрах не постійна і залежить від відстані між сусідніми тріщинами по напластуванню. Відстань між тріщинами як правило збільшується по мірі заглиблення кар'єру. Основними недоліками такої схеми добування є неупорядчені уступи відсутність виходу крупних блоків. При такому добуванні і кар'єр стає схожим на каменоломню, а не на сучасне підприємство.

#### **5.4. Дослідження можливих шляхів мінімізації втрат при завалюванні монолітів декоративного каменю**

Крім втрати цінного ресурсу втрати призводять до зниження конкурентноздатності продукції каменевидавувної і каменеобробної галузей промисловості за рахунок підвищення впливу на ціну продукції сировинної складової. Найбільші втрати декоративного каменю спостерігаються при його видобуванні. Тому досить актуальним є дослідження можливих шляхів мінімізації втрат каменю при завалюванні моноліту, яке є однією з основних операцій при видобуванні більшості високоміцних порід каменю. Дослідженням структури втрат декоративного каменю на різних стадіях його використання займалися Бакка М.Т. [48], Першин Г.Д., Пшенична Є.Г., Северин Є.В. [191], Подойніков С.І. [192], Ракішев Б.Р. [193] та інші.

Найбільш детально втрати каменю при завалюванні моноліту були досліджені в праці [194]. В результаті проведених досліджень було встановлено, що при завалюванні монолітів мармуру втрати в значній мірі залежать від висоти уступу і форми окремої і змінюються 0,5–7,3 % від загального об'єму моноліту.

Але жоден з вищеназваних авторів не займався дослідженням можливих шляхів мінімізації втрат каменю при завалюванні моноліту.

На кар'єрах високоміцного декоративного каменю України найбільшого поширення отримали двох- і трьох стадійна системи розділення масиву гірських порід. Для цих схем характерна наявність операції завалювання моноліту. Зважаючи на те, що супутній видобуток блоків в щебених кар'єрах передбачає велику висоту моноліту, необхідно обґрунтувати раціональні технологічні параметри завалювання монолітів.

Відомі технічні засоби, які використовуються при завалюванні моноліту, але про можливі шляхи уникнення деформацій при виконанні цієї операції інформації майже немає. Це можна пояснити тим, що при завалюванні моноліту втрати є якісними, а отже і не такими очевидними, що призвело до поверхневого дослідження можливих шляхів уникнення втрат. Найбільш поширеним є використання так званих демпферних подушок, які створюються з різних підручних матеріалах на кар'єрах. Але ні в одному із літературних джерел не вказуються конкретні параметри демпферних подушок для певних умов. Так в праці [65, 214–219] вказано, що для пом'якшення удару при падінні моноліту майданчик в зоні його розташування покривається шаром мармурового дріб'язку товщиною 0,3 м. Але досвід видобування блоків мармуру, граніту, лабрадориту та інших гірських порід свідчить, що така висота подушки призводить до утворення тріщин внаслідок динамічного навантаження моноліту в момент удару.

Напругу, яка виникає в моноліті в момент удару можна визначити з виразу [66]:

$$\sigma = \frac{P}{F}, \quad (5.10)$$

де  $P$  – сила удару моноліту об поверхню робочого майданчика, Н,  $F$  – площа поверхні удару, м<sup>2</sup>.

Сила удару моноліту об поверхню робочого майданчика визначається з виразу:

$$P = \frac{S}{t} = \frac{\rho V \sqrt{\frac{3gh}{4}}}{2b \sqrt{\frac{\rho}{E}}}, \quad (5.11)$$

де  $S$  – ударний імпульс в момент удару моноліту об поверхню робочого майданчика,  $t$  – тривалість удару, с.

Скоротивши вираз (5.11) отримаємо:

$$\sigma = 2,72 \sqrt{\rho E h_i}, \quad (5.12)$$

де  $\rho$  – щільність декоративного каменю, т/м<sup>3</sup>;  $E$  – модуль Юнга, Па;  $h_i$  – висота перерізу моноліту, що досліджується, м.

Висоту перерізу моноліту необхідно визначати з певним інтервалом з виразу:

$$h_i = (h_m - n) \cos \left( \tan^{-1} \frac{b_m}{h_m} \right), \quad (5.13)$$

де  $h_m$  – висота моноліту, м;  $b_m$  – ширина моноліту, м;  $n$  – номер перерізу;  $L$  – відстань між перерізами, м.

Руйнування мармуру при перекиданні моноліту на робочий майданчик відбудеться при перевищенні напруги, яка виникає в моноліті в момент удару, динамічної межі міцності декоративного каменю на розтяг  $[\sigma_p]_д$ , Па. Тобто для уникнення руйнування моноліту необхідно забезпечити виконання умови:

$$\sigma > [\sigma_p]_д. \quad (5.14)$$

Динамічну межу міцності декоративного каменю на розтяг  $[\sigma_p]_д$  можна визначити скориставшись відомою з теорії опору матеріалів формулою:

$$[\sigma_p]_д = k_д[\sigma_p]_{ст}, \quad (5.15)$$

де  $k_д$  – динамічний коефіцієнт (коефіцієнт удару), для реальних масивів може приймати значення  $k_д = 1,25 - 2$ .

$[\sigma_p]_{ст}$  – статична межа міцності декоративного каменю на розтяг, Па.

Тоді співставивши вирази (5.18), (5.19), (5.20) можна визначити граничну висоту падіння, при перевищенні якої може відбутися руйнування моноліту:

$$h_{гр} = \frac{(k_д[\sigma_p]_{ст})^2}{2,72^2 \rho E}. \quad (5.16)$$

Знаючи граничну висоту падіння можна визначити висоту подушки в кожній точці перерізу, яку необхідно створити з штибу і околу для уникнення руйнування моноліту:

$$H_{ni} = h_i - h_{гр} = (h_m - nL) \cos(\tan^{-1} \frac{b_m}{h_m}) - \frac{(k_д[\sigma_p]_{ст})^2}{2,72^2 \rho E}. \quad (5.17)$$

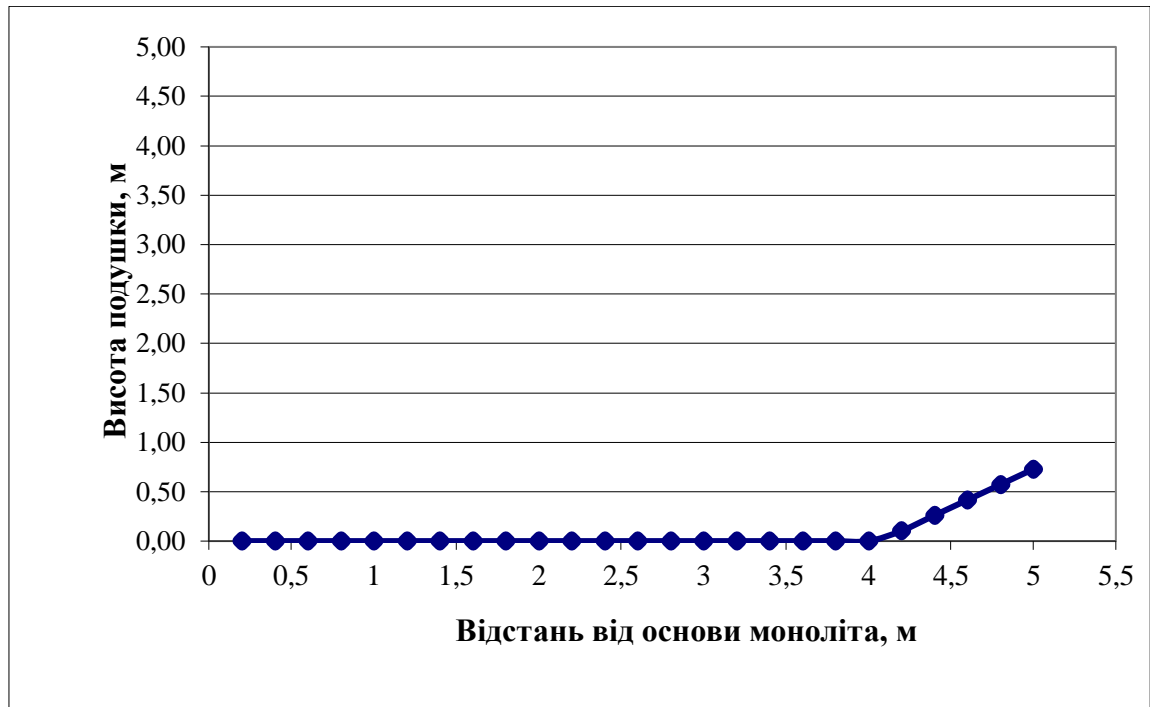
Розглянемо запропоновану методику на прикладі Омел'янівського родовища граніту. Середня висота моноліту становить 5 м, ширина – 4 м, довжина – 5 м. Середнє значення модуля Юнга для родовища становить  $E = 40$  ГПа. Середня статична межа міцності граніту на розтяг  $[\sigma_p]_{ст} = 25$  МПа, щільність декоративного каменю  $\rho = 2,66$  т/м<sup>3</sup>.

Розрахункові параметри подушки для уникнення деформацій в моноліті наведені у табл. 5.2.

**Розрахункові параметри подушки для уникнення деформацій при  
завалюванні моноліту**

Висота перерізу $h_i$ , м	Напруга $\sigma$ , МПа	Гранична висота падіння $h_{гр}$ , м	Висота подушки $H_{ni}$ , м	Відстань від основи моноліту, м
0,16	11,09	3,18	0,00	0,2
0,31	15,68		0,00	0,4
0,47	19,20		0,00	0,6
0,62	22,18		0,00	0,8
0,78	24,79		0,00	1,0
0,94	27,16		0,00	1,2
1,09	29,34		0,00	1,4
1,25	31,36		0,00	1,6
1,41	33,26		0,00	1,8
1,56	35,06		0,00	2,0
1,72	36,77		0,00	2,2
1,87	38,41		0,00	2,4
2,03	39,98		0,00	2,6
2,19	41,49		0,00	2,8
2,34	42,94		0,00	3,0
2,50	44,35		0,00	3,2
2,65	45,72		0,00	3,4
2,81	47,04		0,00	3,6
2,97	48,33		0,00	3,8
3,12	49,59		0,00	4,0
3,28	50,81		0,10	4,2
3,44	52,01		0,26	4,4
3,59	53,18		0,42	4,6
3,75	54,32	0,57	4,8	
3,90	55,44	0,73	5,0	

Параметри подушки, яку необхідно створити для уникнення деформацій в моноліті наведені на рис. 5.9.



**Рис. 5.9. Розрахункові параметри подушки створеної для уникнення деформацій в моноліті**

Розрахункові дані свідчать, що висота подушки для уникнення деформацій в моноліті має становити 0,73 м. Визначимо необхідну кількість гірської породи, яка необхідна для створення подушки.

$$V_n = \frac{\pi b^2 h}{3} + bhl, \quad (5.18)$$

де  $b$  – відстань від початку подушки до точки з максимальною висотою, м;

$h$  – висота подушки, м;

$l$  – довжина моноліту, м.

Для наших умов отримаємо:

$$V_n = \frac{\pi b^2 h}{3} + bhl = \frac{3,14 \cdot 1^2 \cdot 0,73}{3} + 1 \cdot 0,73 \cdot 5 = 4,41, \text{ м}^3 \quad (5.19)$$



Отже, для забезпечення деформаційної стійкості моноліту при його завалюванні необхідне залучення гірської маси для створення подушки, яке для умов Омел'янівського гранітного кар'єру становить 4,41 % від об'єму моноліту

### **5.5. Розробка технологічних схем видобутку блоків природного каменю невибуховими способами**

На кар'єрах блочного каменю обсяги розкривних порід незначні, а на перше місце за трудомісткістю і складністю організації займають роботи з видобутку блоків [220]. На ефективність системи розробки в цьому випадку будуть впливати такі чинники: розміщення покладу в просторі; напрямок виїмки шарів корисних копалин, розташування заходки щодо фронту гірничих робіт тощо.

При розробці горизонтальних або пологих покладів параметри робочого борта залишаються практично незмінними, можливі лише зміни довжини фронту робіт або висоти уступів. Такі системи розробки з постійною робочою зоною називають суцільними, нині вони набули найбільшого поширення на кар'єрах блочного каменю.

З метою раціонального використання обладнання та планомірного відпрацювання кар'єрного поля поклад корисної копалини поділяють на окремі виймальні шари, в більшості випадків горизонтальні. Потужність шару відпрацювання, як правило, дорівнює або кратна розмірам моноліту або блоку. Можливе число шарів залежить від глибини і розмірів кар'єра в плані. При видобутку блочного каменю висоту уступу намагаються приймати кратною відстані між горизонтальними тріщинами. За орієнтації фронту в плані розрізняють поздовжні, поперечні і кільцеві системи розробки при розвитку гірничих робіт в одну, дві або чотири сторони.

Для великих кар'єрів характерна поздовжня орієнтація фронту, для середніх і дрібних кар'єрів – переважно поперечна.

Незважаючи на те, що видобуток блоків високоміцних порід в Україні виконується лише відкритим способом, безповоротні експлуатаційні втрати на деяких кар'єрах досягають 10 %.

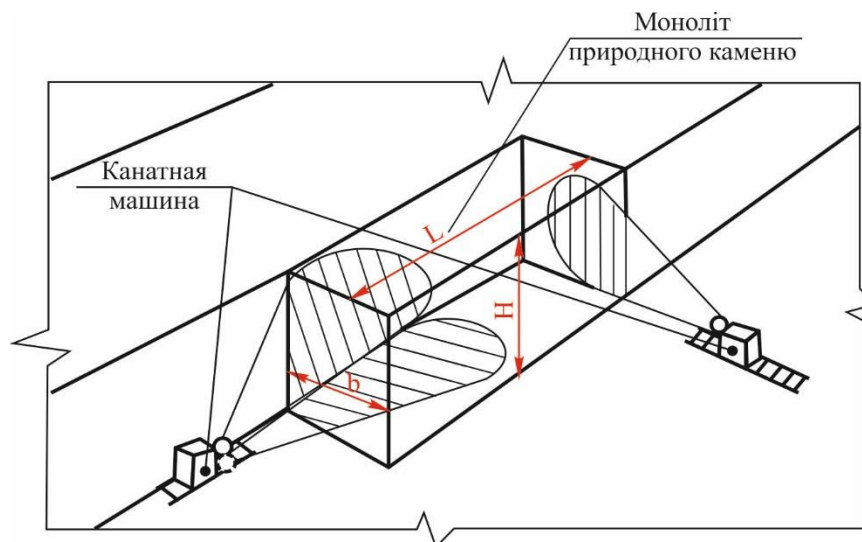
Якщо природні чинники можна лише враховувати і використовувати при виборі технологічних способів і процесів видобутку, то технологією видобутку можна керувати.

Чинники, які визначають вихід блоків і втрати, пропонується класифікувати на дві групи: природні (які неможливо усунути) і технологічні (які можна усунути) [221–223].

У зв'язку з тим, що з'являються нові технології видобутку і обробки природного каменю [224, 225], виникає безліч питань з удосконаленням цих технологій. Наприклад, канат з алмазними напайками. Дана технологія з'явилася на початку 60-х років в Європі і застосовувалася для видобутку м'яких порід каменю (мармур, вапняки). На початку 2000-х років ця технологія почала застосовуватися і для твердих порід каменю (гранітів, габро) за рахунок удосконалення конструкції алмазного каната.

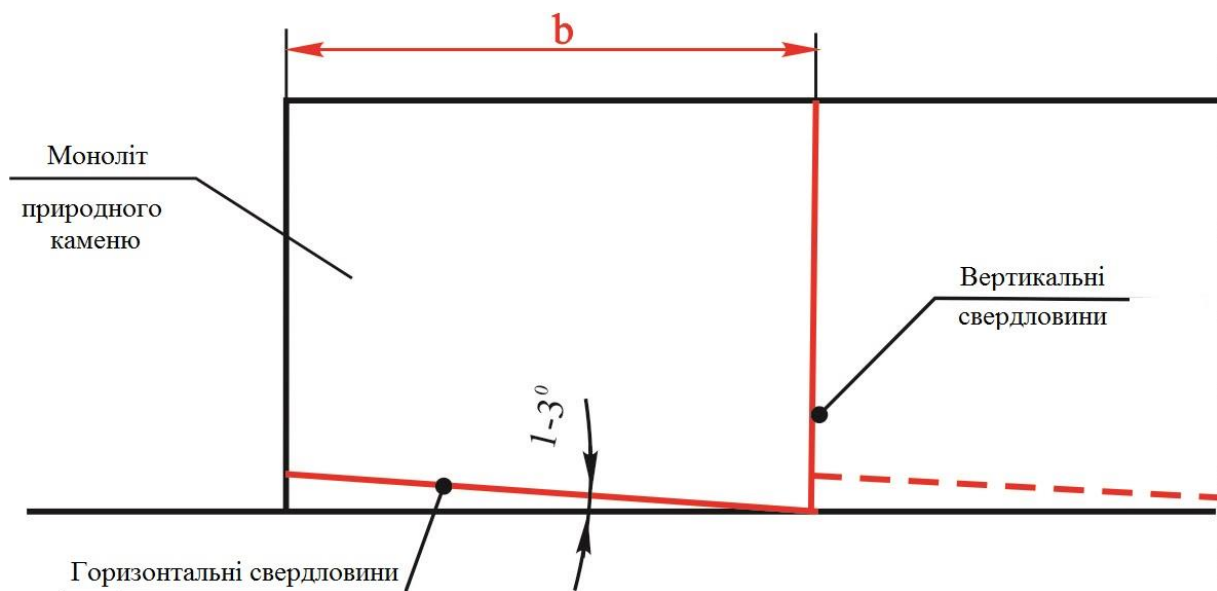
Технології видобутку м'якого і твердого каменю мають суттєві відмінності. Так, при видобутку м'якого каменю в комбінації з алмазним канатом можуть використовуватися каменерізні машини (барові, кільцеві або дискові пилки).

А при видобутку твердих порід каменю традиційно використовують бурове обладнання, газові пальники. При розробці твердих порід каменю алмазно-канатними пилами виникає маса різних технологічних нюансів. Покажемо їх на схемі випилювання моноліту каменю з масиву алмазно-канатної пилкою на українських родовищах міцних порід каменю (рис. 5.10).



**Рис. 5.10. Схема випилювання моноліту каменю з масиву алмазно-канатною пилкою**

Як правило, постільна площину моноліту природного каменю створюється штучно. Буровий верстат використовується в будь-якому випадку. Але оскільки через технологічні можливості верстата неможливо пробурити горизонтальні шпури (свердловини) на одному рівні з існуючою підшовою уступу, то гирло шпура доводиться бурити на 5–20 см вище підшови уступу залежно від типу бурового верстата. Це призводить до наявності «сходинок» на поверхні уступу, довжина яких буде відповідати ширині моноліту. Якщо ж бурити шпури по підшові уступу горизонтально, то перепад висот на одному уступі в межах родовища буде становити від декількох метрів до десяти метрів. Тому свердловини по підшові уступу варто бурити під невеликим ухилом ( $1-3^\circ$ ) до горизонту, що дозволить наблизити підшову уступу до горизонтальної площини. Таким чином, як видно з рис. 5.11, зі збільшенням ширини моноліту збільшується величина втрат на його підшові за рахунок збільшення трикутної частини, що виникла через відхилення бурової штанги від горизонталі на  $1-3^\circ$  [226].



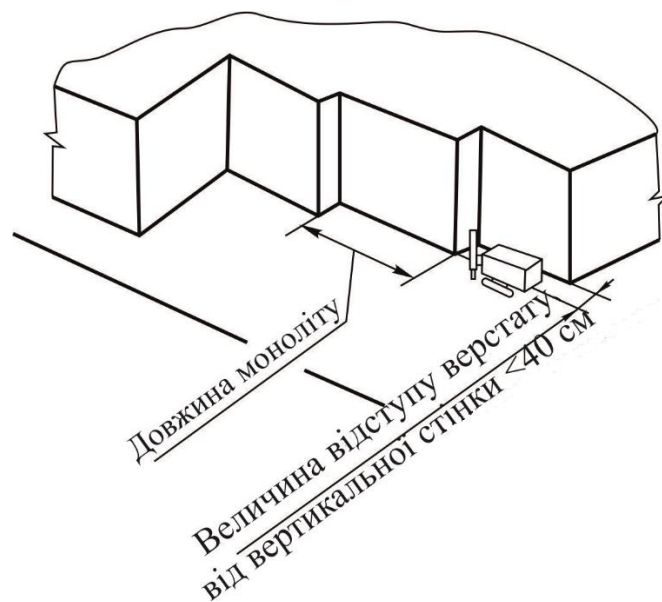
**Рис. 5.11. Схема утворення тильної площини відділення моноліту природного каменю за допомогою механічного різання**

Також необхідно звернути увагу на довжину моноліту, оскільки при випилюванні бічній грані моноліту алмазним канатом через технологічні особливості установки бурових верстатів доводиться відступати від бічної грані на 20–40 см (рис. 5.12) В результаті ширина наступного моноліту буде менше від попердньої ширини на 20–40 см (рис. 5.13).



**Рис. 5.12. Схема розміщення бурової штанги відносно моноліту при горизонтальному бурінні для заведення алмазного канату**

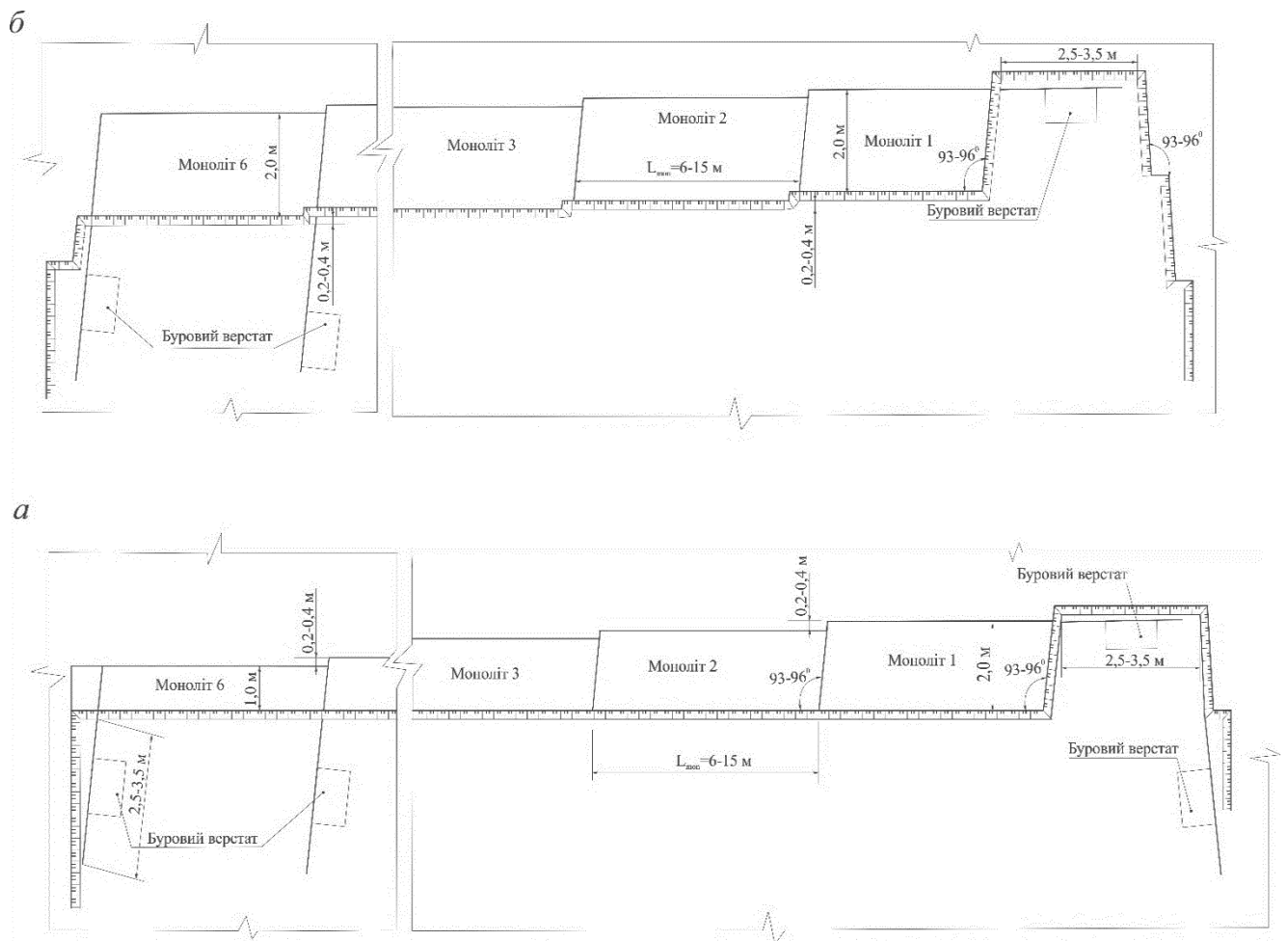
З вище наведених схем випливає, що для зменшення кількості вертикальних і косих горизонтальних «сходинок» необхідно збільшити довжину моноліту. Максимальна довжина моноліту обмежується довжиною штанг (для сучасних верстатів загальна довжина штанг складає 15 м), а також максимально можливою довжиною контуру алмазного каната, який заводиться. Також варто зазначити, що при збільшенні довжини горизонтального буріння бурова штанга під дією власної маси зміщується вниз від вертикалі приблизно 1 см на кожен пробурений метр, за умови відсутності косих тріщин, які можуть впливати на відхилення бурової штанги до 30 см.



**Рис. 5.13. Схема утворення вертикальних сходів при різанні бічної грані моноліту алмазним канатом**

На кар'єрах з невеликим річним обсягом видобутку блоків (1000–3000 м<sup>3</sup>/рік) здійснюють видобуток на уступі однією заходкою (смугою). У твердих породах з невеликою тріщиноватістю видобуток проводять в дві стадії: спочатку вирізають моноліт з масиву, завалюють його, потім ділять на блоки. В дисертаційній роботі запропоновано дві схеми видобування блоків природного каменю. В обох схемах спочатку в розрізній траншеї проходять врубіву траншею трапецієподібної форми для розміщення бурового верстата.

Основа траншеї має забезпечувати його вільну роботу і становить 2,5–3,5 м залежно від моделі бурового верстата. Горизонтальне буріння проводять за двома схемами: за першою схемою (рис. 5.14) свердловини для заведення алмазного каната бурять паралельно бровки уступу, за другою схемою (рис. 5.15) бурять косі свердловини щодо бровки уступу. Варто зазначити, що другий ряд і наступні ряди монолітів в обох схемах будуть відрізнятися від першого ряду. Як правило, другий ряд і наступні ряди мають геометричну форму паралелепіпеда і однакову ширину.



**Рис. 5.14. Схема видобутку блоків алмазно-канатним способом при бурінні горизонтальних свердловин паралельне бровки уступу**  
*a – план першого ряду монолітів; b – план подальших рядів монолітів*

При видобутку блоків за першою схемою (рис. 5.14) ширина кожного наступного моноліту буде зменшуватися на 20–40 см, а довжина фронту робіт буде залежати від довжини моноліту і мінімальної його ширини. Мінімальна ширина моноліту визначає висоту готового блоку природного каменю і зазвичай приймається не менше 1 м. Тоді, наприклад, під час відступу 20 см від бічної грані при бурінні свердловин кожного нового моноліту і ширині першого моноліту 2 м, має сенс нарізати лише 6 блоків в одному ряду. Гранична довжина фронту робіт у цьому випадку буде мати наступні значення (табл. 5.3).

*Таблиця 5.3*

**Гранична довжина фронту робіт при різних значеннях довжини моноліту**

Довжина моноліту	3	5	7,5	10	12,5	15
Гранична довжина фронту робіт	18	30	45	60	75	90

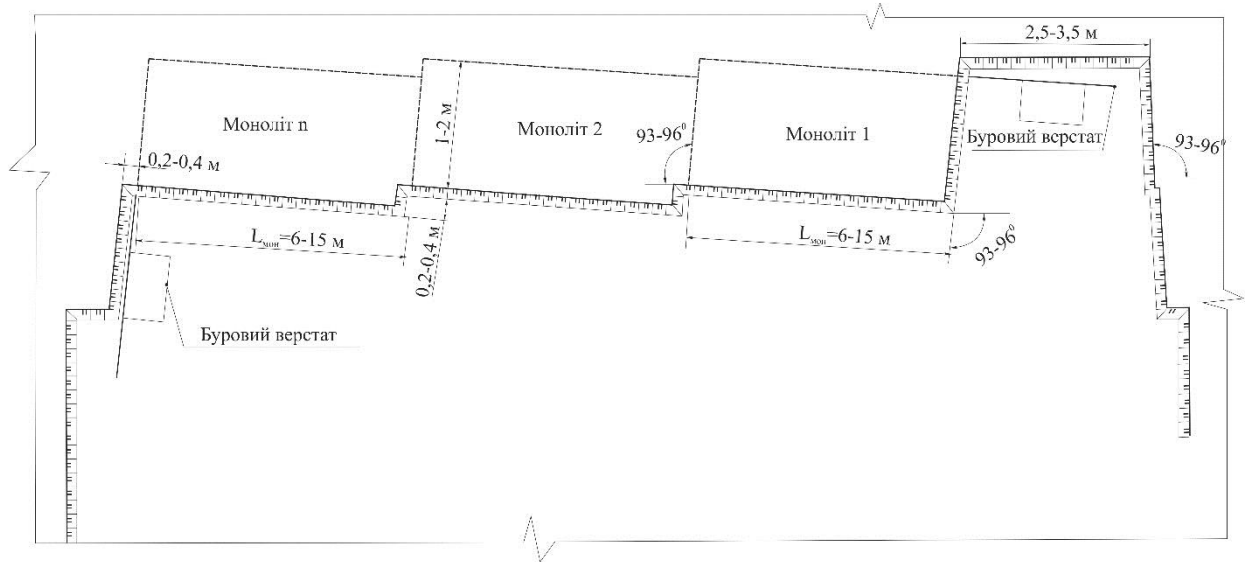
Тому при видобутку блоків природного каменю за цією схемою при невеликій довжині уступу (до 120–180 м) рекомендується проводити врубову траншею в центрі розрізної траншеї і проводити видобуток блоків в обидві сторони від неї. А при значній довжині уступу (більше 180 м) рекомендується розбивати фронт робіт на окремі видобувні ділянки розрахованою вище довжиною, які обмежені з обох сторін врубовими траншеями, або на здвоєні ділянки при умові розміщення врубової траншеї в їх центрі.

Технологічні втрати каменю при видобуванні блоків за першою схемою зменшуються за рахунок правильної форми монолітів першого ряду. Другий і наступні ряди мають вже однакову ширину монолітів.

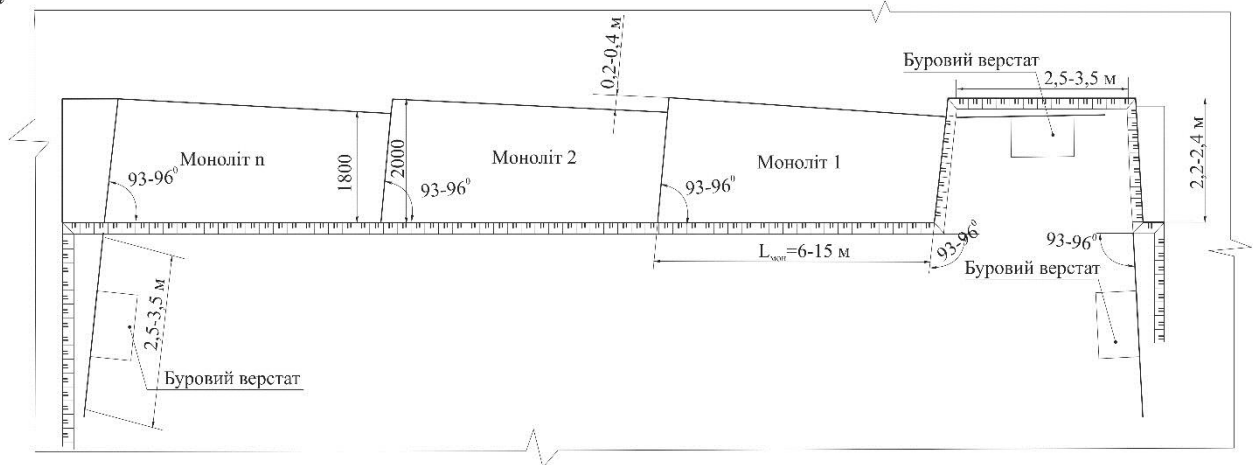
Друга схема, зображена на рис. 5.15, має ряд переваг порівняно з першою. Перш за все, при випилюванні монолітів з масиву не відбувається зменшення ширини подальшого моноліту. Крім того, довжина моноліту не впливає на довжину фронту робіт – однієї врубової траншеї досить для видобутку блоків одного ряду по всьому фронту. До переваг належать і великі сумарні обсяги

видобутку блоків першого ряду (вони можуть перевищувати сумарний обсяг блоків за першою схемою з однаковою за довжиною ділянкою робіт на 35–40 % і більше).

*б*



*а*



**Рис. 5.15.** Схема видобутку блоків алмазно-канатним способом при бурінні горизонтальних свердловин під кутом до бровки уступу  
*а* – план першого ряду монолітів; *б* – план подальших рядів монолітів

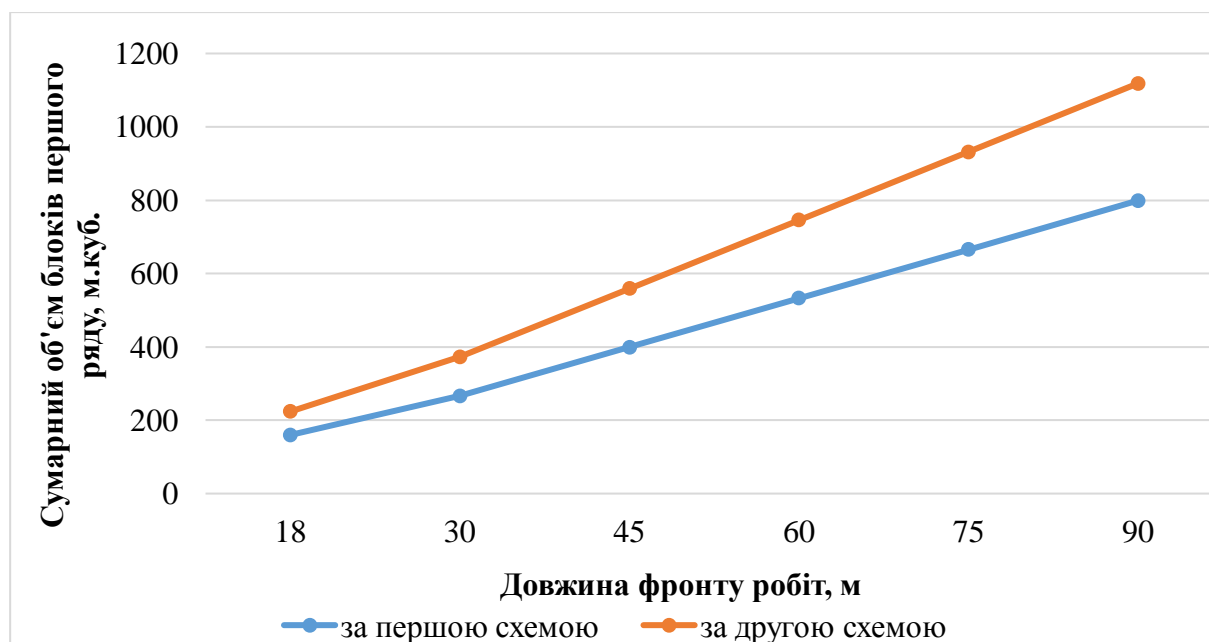
Так, для розглянутого вище прикладу додатковий обсяг видобутих блоків першого ряду становить 40 % (табл. 5.4). Сумарні обсяги другого і наступних рядів блоків для обох схем практично однакові.



**Порівняння сумарних обсягів монолітів першого ряду при двох  
схемах видобутку**

Довжина моноліту, м		3	5	7,5	10	12,5	15
Довжина фронту робіт, м		18	30	45	60	75	90
Сумарний обсяг блоків першого ряду, м <sup>3</sup>	за першою схемою	159,75	266,26	399,39	532,51	665,64	798,77
	за другою схемою	223,62	372,69	559,04	745,38	931,73	1118,1

Друга схема має і певні недоліки. Наприклад, втрачається правильність форми моноліту, що призводить до незначних технологічних втрат каменю в кар'єрі (рис. 5.16).



**Рис. 5.16. Залежність сумарного об'єму блоків в першому ряду від довжини фронту робіт**

Другий і наступні ряди монолітів мають форму паралелепіпеда, що зменшує технологічні втрати каменю.

## **5.6. Дослідження впливу розмірів первинного моноліту природного каменю на питомі втрати природного каменю**

Видобуток блоків на кар'єрі має циклічний характер з почерговим або суміщеним в часі видобуванням монолітів. Об'єм монолітів може бути від сотень до декількох тисяч кубічних метрів. Певна послідовність операцій при виїмці монолітів є робочим циклом [227]. При добуванні різного декоративного каменю операції робочого циклу можуть відрізнятися одна від одної. Наприклад, при видобуванні шаруватого матеріалу невеликої потужності не потрібне перекидання монолітів. Повне відроблення одного первинного моноліту є одним циклом, а час його видобування – час одного технологічного циклу.

Технологічний цикл складається з наступних процесів:

- проектування і оконтурювання первинного моноліту в масиві;
- відділення первинного моноліту від масиву;
- розділення первинного моноліту на дрібніші складові аж до кінцевих монолітів;
- відділення боків від кінцевого моноліту.

Розглянемо детальніше двостадійну та тристадійну системи добування блоків природного каменю.

Довжина первинного моноліту має бути кратною довжині блока з врахуванням втрат, які визначаються порушеними поверхнями блока і технологією відокремлення.

Частіше довжина моноліту формується наявністю вертикальних тріщин в його торці [228]. Якщо тріщини відсутні, довжина моноліту вибирається з умови збалансованості за продуктивністю роботи різного устаткування. Прості устаткування мають бути мінімальні, не можна допускати технологічного простою одного устаткування через роботу іншого.

Залежно від системи розділення масиву вона може лежати в межах:

- при двостадійному видобуванні – 9–30 м;
- при тристадійному видобуванні – 6–12 м;

Ширина первинного моноліту кратна висоті блока з урахуванням втрат, які визначаються порушеними поверхнями блока і технологією відокремлення:

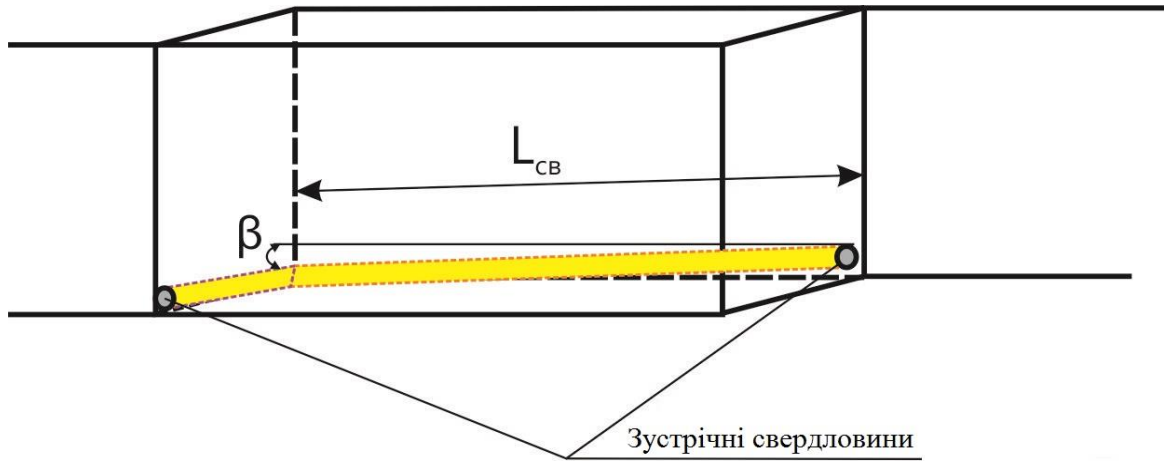
Максимальна ширина первинного моноліту обмежується технологічними можливостями устаткування, яке використовується в кар'єрі. При використанні алмазно-канатної машини значення  $B_m$  сягає до 9 м, бурового верстата – 10 м.

Як правило, висота уступу співпадає з висотою первинного моноліту. За наявності в масиві природної горизонтальної тріщини за площею її простягання зазвичай формують висоту уступу.

Якщо горизонтальної тріщини немає, висота уступу формується відповідно до технічних можливостей наявного бурового або різального устаткування і згідно з «Єдиними правилами безпеки при розробці родовищ корисних копалини відкритим способом» висота уступу не має перевищувати 6 м.

Проте за наявності експертного висновку про безпеку, органами Держгірпромнагляду може бути дозволена робота при висоті уступів більше 6 м. Відомо, що в Італії середня висота уступів 8–10 м.

Нині набули широкого поширення невибухові технології видобування природного каменю – бурова та канатна. Ці технології формують рівні грані блоків, що дає змогу зменшити втрати природного каменю. При двостадійній системі видобування в первинному моноліті, в першу чергу, підрізають нижню грань канатною машиною. Для заведення канату забувають дві зустрічні свердловини (рис. 5.17). Особливості конструкції бурового верстату не дають можливості пробурити свердловину впритул до підшви уступу та бокової стінки масиву, як це показано на рис. 5.18. Експериментально було встановлено, що при горизонтальному бурінні проходить уведення бурової коронки до низу під дією власної маси штанги приблизно на 1 м свердловини – 1–2 см.



**Рис. 5.17. Схема буріння зустрічних свердловин для заведення канату при підрізанні нижньої грані моноліту:**

$L_{CB}$  – довжина свердловини;  $\beta$  – кут нахилу свердловини до горизонту

Таким чином величина втрат природного каменю на один первинний моноліт буде обраховуватися за формулою:

$$V = \frac{2}{3} hBL + (H_y - h)bL, \quad (5.20)$$

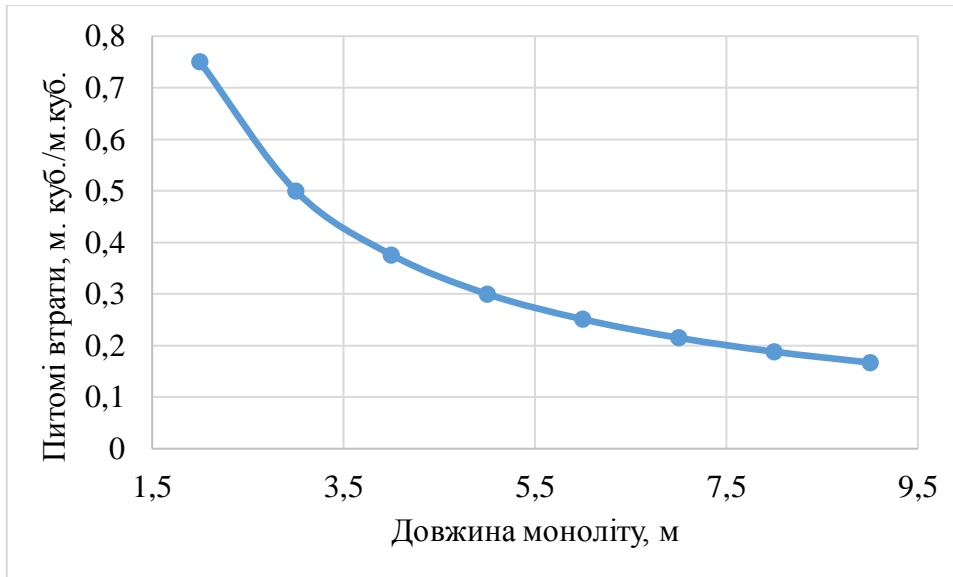
де  $h$  – висота розташування бурової штанги відносно підшви уступу, м;  $B$  – ширина первинного моноліту, м;  $L$  – довжина первинного моноліту, м;  $H_y$  – висота уступу, м;  $b$  – величина відступу бурової штанги від бокової стінки уступу, м.

Таким чином величина питомих втрат при двостадійній системі видобування залежно від довжини первинного моноліту показана на рис. 5.18.

Залежність питомих втрат природного каменю при двостадійній системі видобування від довжини моноліту можливо виразити формулою:

$$V_{\text{пит}} = -0,0031L_{\text{мон}}^3 - 0,0673L_{\text{мон}}^2 - 0,499L_{\text{мон}} + 1,495, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (5.21)$$

де  $V_{\text{пит}}$  – величина питомих втрат природного каменю;  $L_{\text{мон}}$  – довжина моноліту, м.



**Рис. 5.18. Залежність величини питомих втрат при двостадійній системі видобування залежно від довжини первинного моноліту**

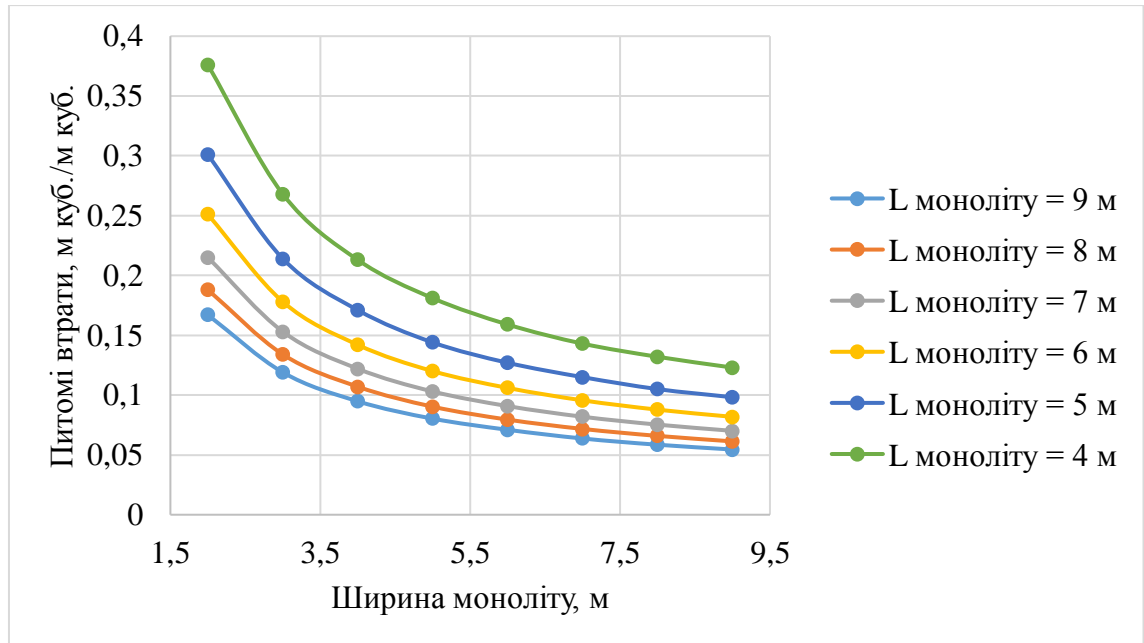
Величина питомих втрат при тристадійній системі видобування залежно від довжини первинного моноліту показана на рис. 5.19.

Залежність питомих втрат природного каменю при тристадійній системі видобування від довжини моноліту можливо виразити формулою:

Залежність питомих втрат природного каменю при тристадійній системі видобування від ширини моноліту при його довжині 4, 5, 6, 7, 8, 9 м описується поліномом другого степеню.

$$V_{\text{пит}} = K_1 B_{\text{мон}}^3 + K_2 B_{\text{мон}}^2 - K_3 B_{\text{мон}} + K_4, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (5.22)$$

де  $K_1, K_2, K_3, K_4$  – емпіричні коефіцієнти;  $K_1 = -3 \cdot 10^5 L_{\text{мон}}^2 + 0,0005 L_{\text{мон}} - 0,0029$ ,  $K_2 = 0,1171 L_{\text{мон}}^{-1,002}$ ,  $K_3 = 0,1475 \ln(L_{\text{мон}}) - 0,4143$ ,  $K_4 = 2,8085 L_{\text{мон}}^{-1,002}$ ,  $B_{\text{мон}}$  – ширина моноліту, м,  $L_{\text{мон}}$  – довжина моноліту, м



**Рис. 5.19. Залежність величини питомих втрат при тристадійній системі видобування залежно від ширини первинного моноліту**

Як видно з рис. 5.19 у широких монолітів питомі втрати природного каменю менші ніж у вузьких.

Відомо, що окрема частина блоків, що отримується з моноліту, не підходить за розмірами до переробки (менше встановленого стандарту) і вирушає на склад негабаритів. З урахуванням того, що на їх видобуток, транспортування були витрачені ресурси, то це ні що інше, як втрати.

Всі втрати можна розділити на дві групи:

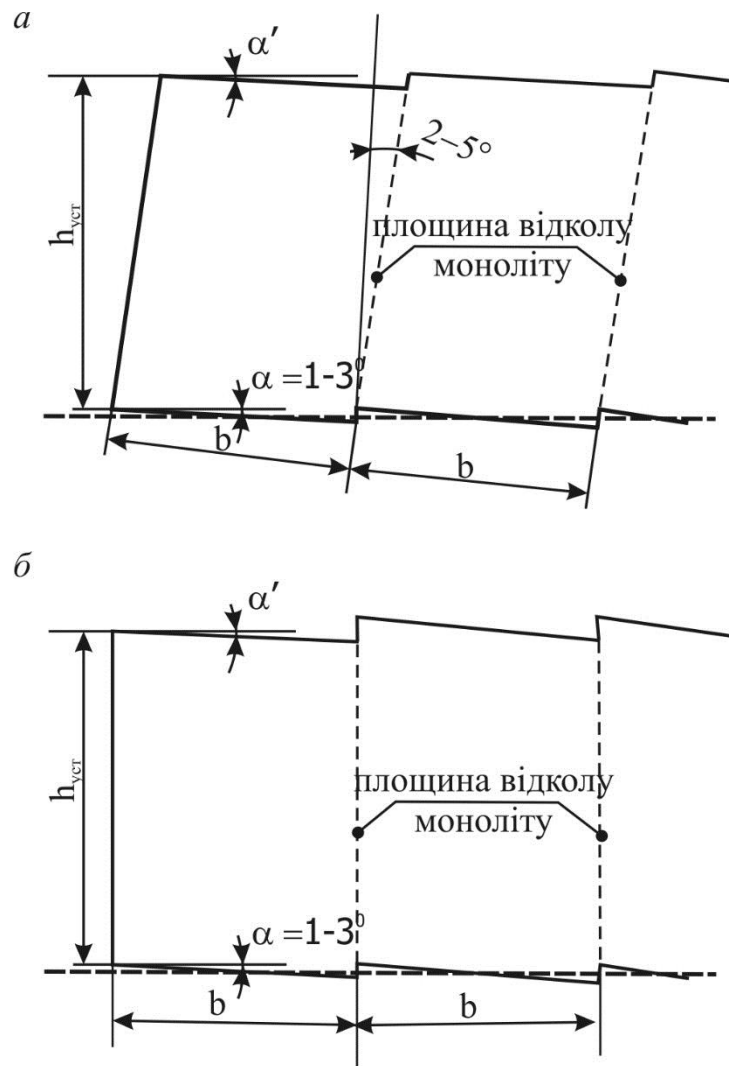
- технологічні;
- природні.

До технологічних належать негабарити, утворені штучними тріщинами (унаслідок удару) або в поєднанні з природними. Причини таких втрат полягають в: маловивченій технології перекидання монолітів, неправильно вибраному напрямі фронту гірничих робіт, великих параметрах моноліту, що добувається тощо. Для того, щоб знизити втрати каменю (його подрібнення) необхідно навчитися регулювати процес падіння і руйнування моноліту.

На сучасному етапі розробки кар'єрів блочного природного каменю висоту видобувних уступів вибирають, в першу чергу, залежно від відстані між міжпластовими тріщинами. Якщо відстань між міжпластовими тріщинами коливається в межах від 2 до 6 м, то в цьому випадку висота уступу буде відповідати цій відстані. Уступ можуть розробляти підступами в разі коли відстань між міжпластовими тріщинами менше 2 м.

Оскільки родовища облицювального каменю є природним творінням тому не завжди міжпластові тріщини мають горизонтальне закладення (можуть бути похилими) по відношенню до горизонту та паралельні відносно однієї до іншої. В цьому випадку висота уступу формується залежно від наявного видобувного обладнання, не меншу роль відіграє технологія видобування та стадійність відокремлення блоків з масиву гірських порід. В цьому випадку постільна площа моноліту природного каменю створюється штучно (за допомогою канатної машини, НРС, буро-вибуховим способом, рідше суцільним вибурюванням). В будь-якому випадку використовується буровий верстат, через технологічні можливості верстатом неможливо пробурити горизонтальні шпури (свердловини) в одному рівні з існуючою підшовою уступу, гирло шпура буде знаходитися вище підшови уступу на 5–20 см залежно від типу бурового верстату. Саме тому в цьому випадку можуть спостерігатися сходинки, довжина кожної буде відповідати ширині моноліту. Якщо бурити шпури по підшві уступу горизонтально то перепад висот на одному уступі в межах родовища буде вимірюватися від декількох метрів до десяти метрів. Саме тому шпури по підшві уступу необхідно бурити під невеликим ухилом ( $1-3^\circ$ ) до горизонту, це дозволить наблизити площину уступу до горизонтальної площини.

Залежно від технології видобування автор пропонує формувати вертикальні різи тильної сторони моноліту вертикально або під невеликим кутом ( $2-5^\circ$ ) до вертикалі (рис. 5.20).



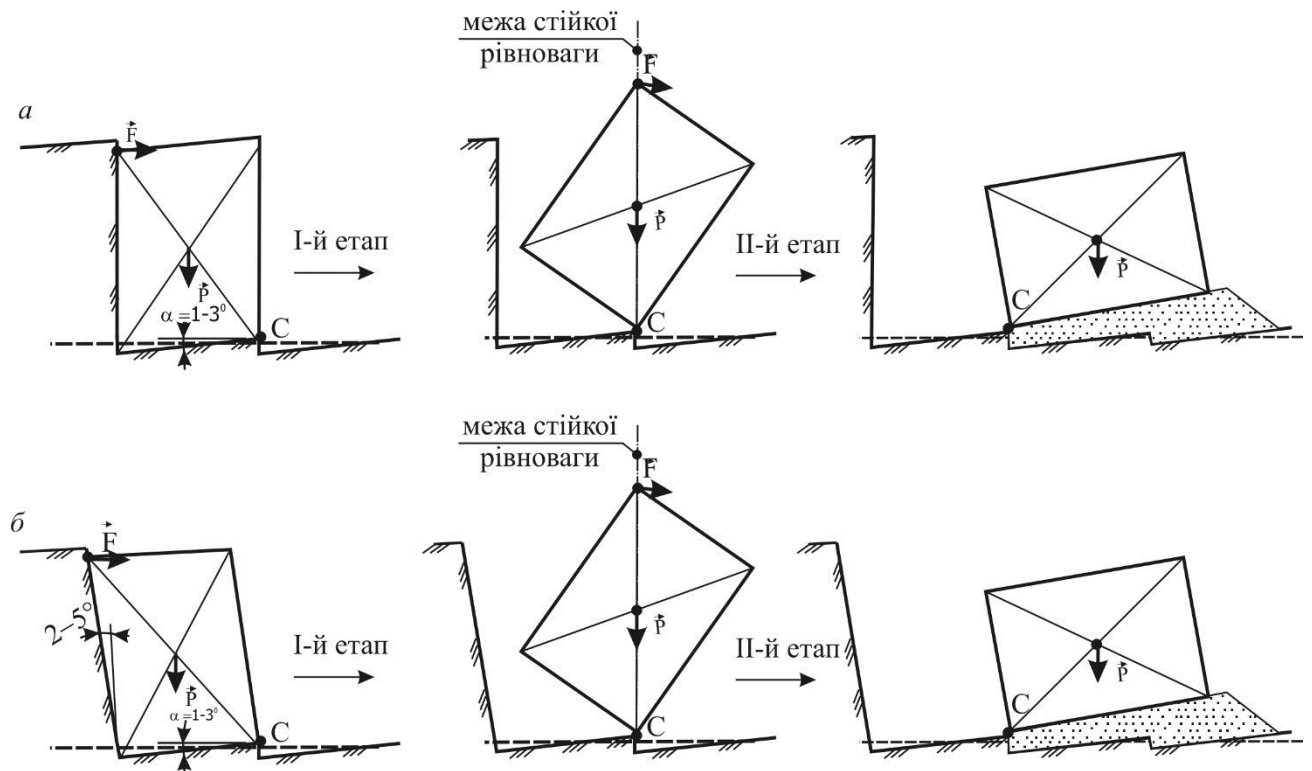
**Рис. 5.20. Схема утворення тильної площини відокремлення моноліту природного каменю залежно від технології видобування:**

*а – формування тильної сторони моноліту за допомогою механічного різання або суцільного вибурювання; б – формування тильної сторони моноліту при застосуванні НРС та буро-вибухових методів*

При механічному різанні або суцільному вибурюванні тильної сторони моноліту площину необхідно формувати вертикально (рис. 5.20, а). При застосуванні НРС та буро-вибухових методів видобування тильної сторони моноліту площину необхідно формувати під невеликим кутом ( $2-5^\circ$ ) до вертикалі (рис. 5.20, б), це пояснюється зменшенням зусилля, яке потрібно на перекидання моноліту [229, 230].



Для вивчення процесу перекидання моноліту досліджувався вплив його параметрів на технологічні втрати. Перекидання моноліту складається з двох етапів: введення моноліту з положення статичної рівноваги (рис. 5.21); власне перекидання моноліту під дією сили тяжіння.



**Рис. 5.21. Етапи перекидання монолітів**

*а – з вертикальною тильною стороною; б – з похилою тильною стороною;*

*С – центр обертання моноліту; P – сила маси моноліту; F – зусилля перекидання*

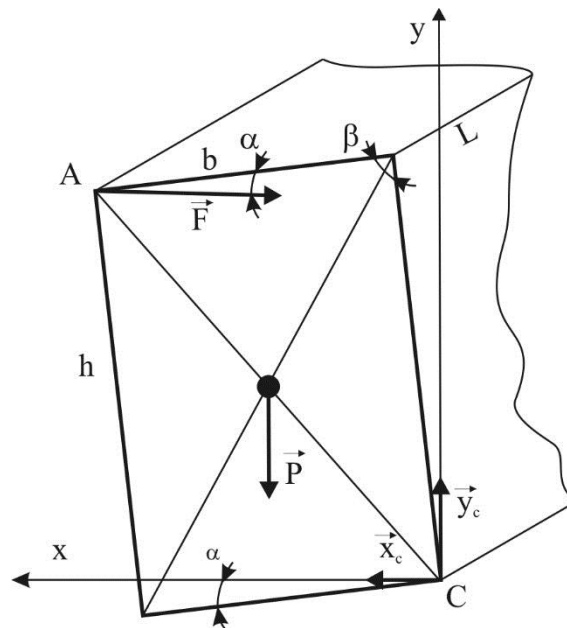
На першому етапі стан або положення стійкої рівноваги характерний тим, що тіло, під дією зовнішніх силових чинників, може частково змінювати своє положення, але при відсутності зовнішніх сил дане тіло займає попереднє положення. Цей стан тіло буде зберігати доти, поки центр маси тіла не вийде за межі положення стійкої рівноваги, що характеризується геометричною формою фігури опорної поверхні. Розглянемо статичну рівновагу моноліту. При відриві моноліту від бічної поверхні реакція опори концентрується у точці С. Окрім неї

на моноліт діє сила тяжіння і зусилля «перекидання». Умову рівноваги можна виразити наступною формулою:

$$\begin{cases} \sum X_i = 0 \\ \sum Y_i = 0 \\ \sum M_c(F_i) = 0 \end{cases} \quad (5.23)$$

Прийmemo моноліт з розмірами:  $h \times b \times l$ , м (рис. 5.22). Моноліт повернуто на кут  $\alpha$  відносно горизонту, густина:  $\rho$ , об'єм:  $V_{\text{бл}} = hbl \sin \beta$ , маса:  $m_0 = \rho hbl \sin \beta$ , маса:  $P = g\rho hbl \sin \beta$ .

$$AC = d_1 = \sqrt{b^2 + h^2 - 2bh \cos \beta} \quad (5.24)$$



**Рис. 5.22.** Схема розміщення моноліту у вертикальному перерізі – паралелограм з кутом  $\beta$  між сторонами

$Y_c$  – вертикальна складова реакції опори (реакція на вагу);  $X_c$  – горизонтальна складова реакції опори (сила тертя)

Складемо розрахункову схему:

$$\begin{cases} \sum X_i = X_c - F = 0 \\ \sum Y_i = Y_c - P = 0 \\ \sum M_c(F_i) = M_c(F) + M_c(P) = 0 \end{cases} \Leftrightarrow$$

$$\Leftrightarrow \begin{cases} X_c = F \\ Y_c = P \\ \frac{Pd_1}{2} (\sin(\beta + \alpha) \frac{b \sin \beta}{d_1} - \cos(\beta + \alpha) \frac{\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta}}{d_1}) - Fd_1 (\sin(\beta + \alpha) \frac{\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta}}{d_1} + \cos(\beta + \alpha) \frac{b \sin \beta}{d_1}) = 0 \end{cases}$$

I-ше рівняння дозволяє виконати перевірку на зсув моноліту;

II-ге рівняння дозволяє вивчити напругу (руйнування породи) в зоні контакту;

З III-го рівняння виразимо зусилля перекидання:

$$F = \frac{P(\sin(\beta + \alpha)b \sin \beta - \cos(\beta + \alpha)\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta})}{2(\sin(\beta + \alpha)\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta} + \cos(\beta + \alpha)b \sin \beta)}. \quad (5.26)$$

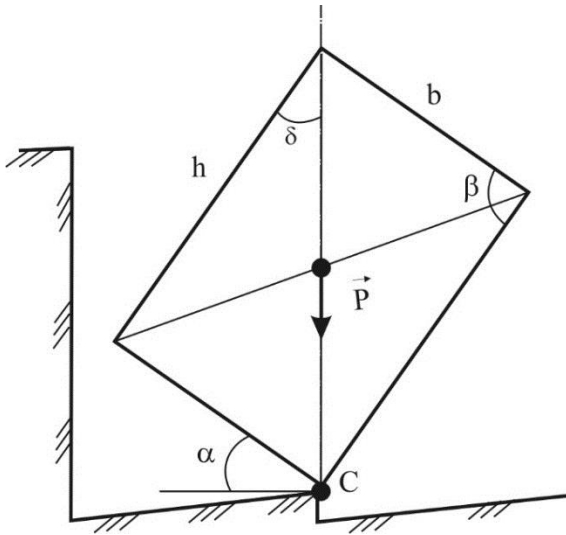
Обчислене за цією формулою значення  $F$  забезпечить статичну рівновагу.

Тому для перекидання необхідно зусилля:

$$F = \frac{P(\sin(\beta + \alpha)b \sin \beta - \cos(\beta + \alpha)\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta})}{2(\sin(\beta + \alpha)\sqrt{d_1^2 - b^2 \sin^2 \beta} + \cos(\beta + \alpha)b \sin \beta)}. \quad (5.27)$$

Усі параметри, крім  $P$  та  $\alpha$ , що входять до складу останнього рівня відображують форму моноліту і є постійними у часі. Кут  $\alpha$  – визначає положення моноліту у просторі і під час перекидання він змінює своє значення. Визначимо межі зміни кута  $\alpha$ . Нехай додатній напрям відраховується від горизонту проти ходу годинникової стрілки. Тоді початкове значення  $\alpha = 3^\circ$  (максимальне значення, що визначається технологічною необхідністю  $1-3^\circ$ ).

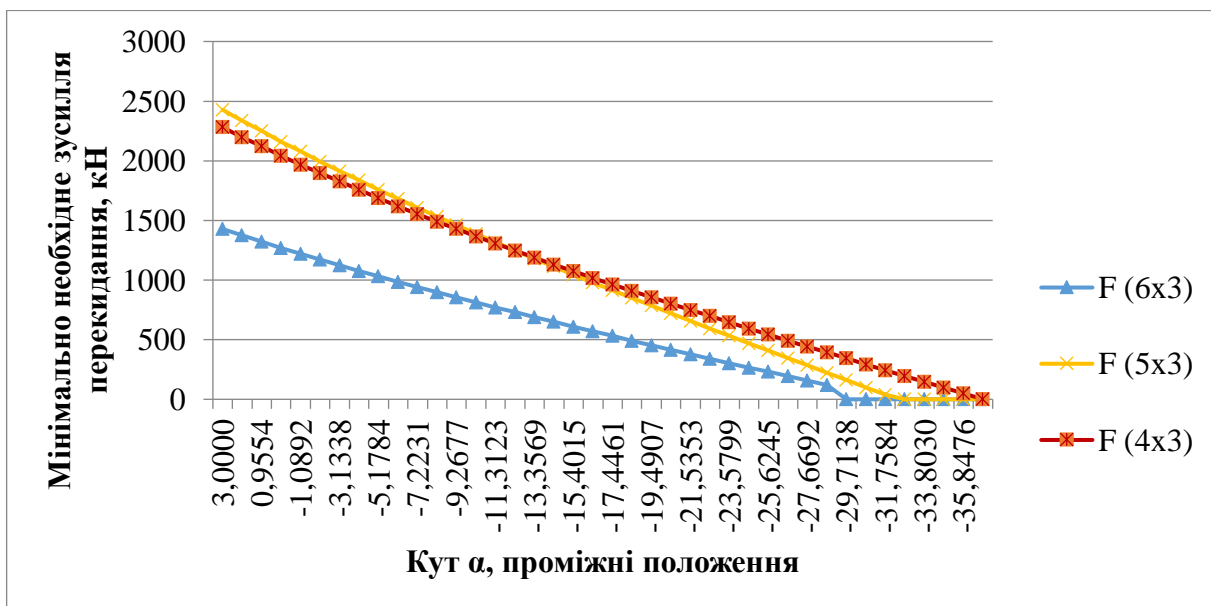
Кінцеве значення обчислимо за схемою, яка зображена на рис. 5.23.



**Рис. 5.23. Розрахункова схема розміщення моноліту для обрахунку зміни зусилля  $F$**

$$\alpha_k = 90^\circ - (180^\circ - \beta - \delta) = \beta + \delta - 90^\circ = \beta - 90^\circ + \arcsin\left(\frac{b \sin \beta}{d_1}\right). \quad (5.28)$$

Таким чином, кут  $\alpha$  в процесі перекидання змінюється від  $\alpha_n$  до  $\alpha_k$ . Це має вплив і на зміну значення необхідного зусилля. Побудуємо графік зміни зусилля  $F$  від зміни кута  $\alpha$  при постійних інших параметрах (рис. 5.24).



**Рис. 5.24. Залежність зусилля перекидання від положення моноліту  $F$  – переріз моноліту (висота хвирину)**

У монолітів висотою 6 м необхідне зусилля перекидання менше майже в два рази ніж у монолітів висотою 4 м.

Залежність руйнування моноліту, що завалюється, від лінійних його розмірів залишається нині малодосліджене.

Самовільне перекидання моноліту характеризується двома силовими характеристиками і силою маси моноліту та реакцією опори [231]. Для подальшого вивчення динаміки цього процесу скористаємося теоремою про заміну кінематичної енергії:

$$\frac{dT}{dt} = A^e, \quad (5.29)$$

де  $T$  – кінематична енергія;

$A^e$  – повна робота зовнішніх сил.

Оскільки моноліт перекидається за чітко визначеною траєкторією (рис. 5.25), початкове та кінцеве положення відомі то ми можемо перейти до інтегральної форми теореми (5.29):

$$T_2 - T_1 = \int_{S_1}^{S_2} A^e ds, \quad (5.30)$$

де  $T_1, T_2$  – кінцева енергія в початковий момент часу;

$S_1, S_2$  – координати в початковому та кінцевому положенні.

В початковий момент часу – у момент виходу моноліту зі стану стійкої рівноваги, швидкість руху моноліту досить низька і тому вважатимемо, що  $v = 0$ , тому  $T_1 = 0$ . При перекиданні моноліту він здійснює лише обертальний рух навколо точки С. Кінематична енергія при цьому дорівнює:

$$T = \frac{I_c \omega^2}{2}, \quad (5.31)$$

де  $\omega$  – кутова швидкість перекидання;

$I_c$  – момент інерції моноліту відносно точки С (рис. 5.25).

За теоремою Штейгера момент інерції моноліту відносно точки С можемо обчислити:

$$I_c = I_u + m \frac{d_1^2}{4}, \quad (5.32)$$

де  $I_u$  – центральний момент інерції моноліту.

Вважаючи форму моноліту близькою до паралелепіпеда прийmemo:

$$I_u = \frac{m}{12} (b^2 + h^2), \quad (5.33)$$

$$\text{тоді } I_c = \frac{m}{4} \left( \frac{b^2}{3} + \frac{h^2}{3} + d_1^2 \right), \quad (5.34)$$

$$\text{та } T = \frac{m}{8} \left( \frac{b^2}{3} + \frac{h^2}{3} + d_1^2 \right) \omega^2. \quad (5.35)$$

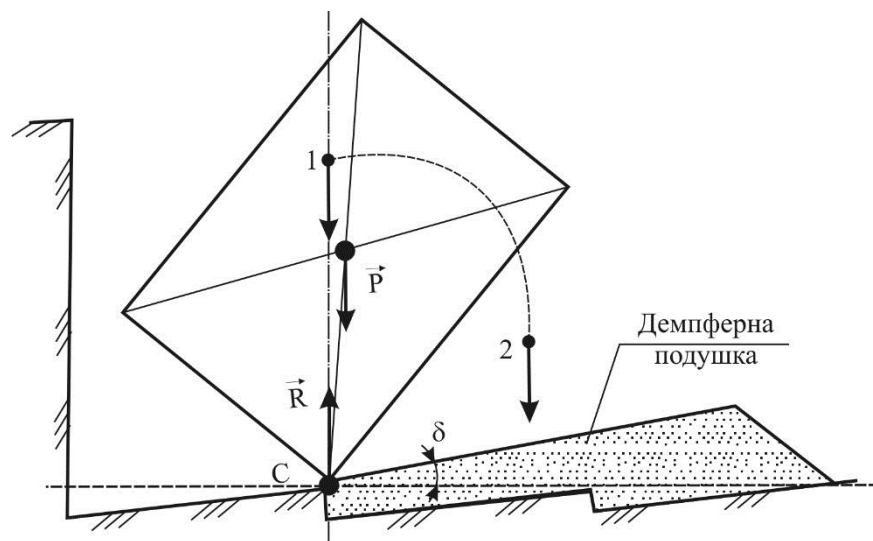


Рис. 5.25. Схема втрати рівноваги моноліту в початковий момент часу

Точка прикладання реакції опори не змінює свого положення під час руху моноліту, тому її робота  $A = 0$ , сила тяжіння є консервативною силою, робота такої сили не залежить від форми траєкторії, лише від зміни висоти:

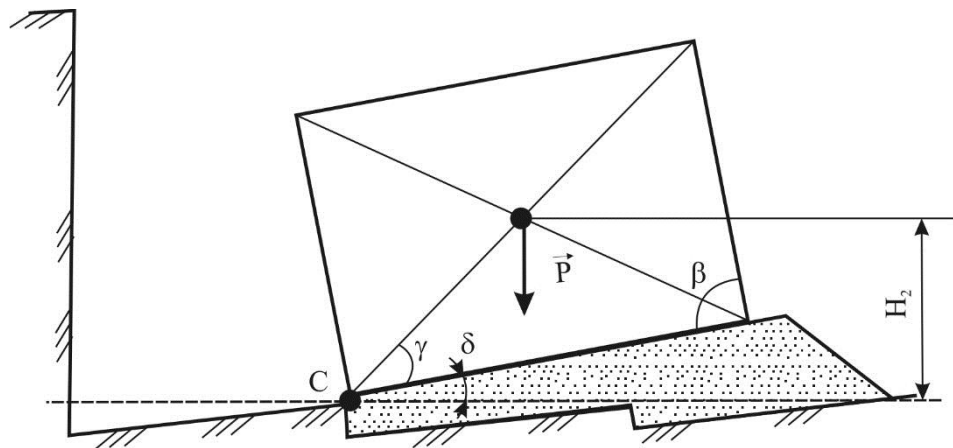
$$A(P) = mg\Delta H. \quad (5.36)$$

У початковий момент часу (рис. 5.26):

$$H_1 = \frac{d_1}{2}. \quad (5.37)$$

У кінцевий момент часу:

$$\begin{aligned} H_2 &= \frac{d_1}{2} \sin(\delta + \gamma) = \frac{d_1}{2} (\sin \delta \cos \gamma + \cos \delta \sin \gamma) = \\ &= \frac{d_1}{2} \left[ \sin \delta \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} + \cos \delta \sqrt{1 - \left( \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} \right)^2} \right] \end{aligned} \quad (5.38)$$



**Рис. 5.26. Схема положення моноліту в кінцевий момент часу**

Таким чином, роботу сили тяжіння на проміжку 1–2 можна записати:

$$A(P) = mg \frac{d_1}{2} \left[ 1 - \sin \delta \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} - \cos \delta \sqrt{1 - \left( \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} \right)^2} \right]. \quad (5.39)$$

В результаті підставимо усі залежності у рівняння (5.30):

$$\begin{aligned} & \frac{m}{8} \left( \frac{b^2}{3} + \frac{h^2}{3} + d_1^2 \right) \omega_2^2 = \\ & = mg \frac{d_1}{2} \left[ 1 - \sin \delta \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} - \cos \delta \sqrt{1 - \left( \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} \right)^2} \right], \end{aligned} \quad (5.40)$$

або

$$\omega = \sqrt{\frac{4gd_1}{\left( \frac{b^2}{3} + \frac{h^2}{3} + d_1^2 \right)}} \left[ 1 - \sin \delta \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} - \cos \delta \sqrt{1 - \left( \frac{h^2 + d_1^2 - b^2}{2hd_1} \right)^2} \right]. \quad (5.41)$$

На рис. 5.27 показано залежність кутової швидкості падіння моноліту від кута  $\delta$  для монолітів з різними геометричними параметрами.

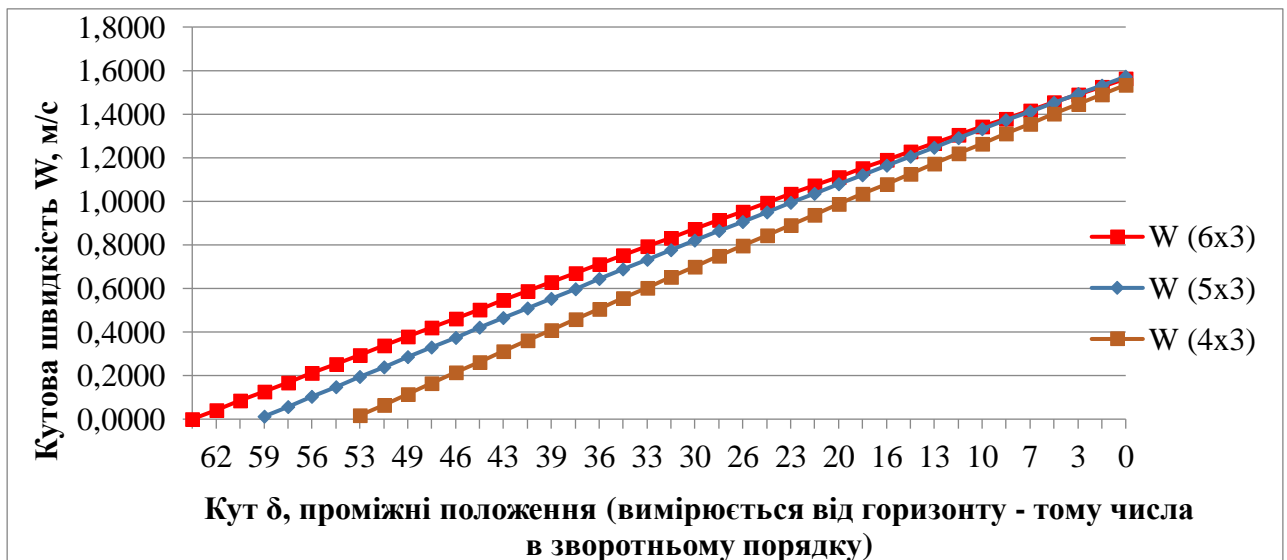


Рис. 5.27. Залежність кутової швидкості падіння моноліту від кута  $\delta$



Геометричні параметри демпферної подушки значно впливають на кутову швидкість падіння моноліту, що, в свою чергу, впливає на його цілісність при падінні.

Залежність руйнування моноліту, що завалюється, від лінійних його розмірів залишається нині малодосліджена.

Для вивчення процесу перекидання моноліту досліджувався вплив його параметрів на технологічні втрати. Перекидання моноліту складається з двох етапів: введення моноліту з положення статичної рівноваги; власне перекидання моноліту під дією сили тяжіння. На першому етапі стан або положення стійкої рівноваги характерний тим, що тіло, під дією зовнішніх силових чинників, може частково змінювати своє положення, але при відсутності зовнішніх сил дане тіло займає попереднє положення [232]. Перший етап розглядався раніше.

Розглянемо другий етап. Лінійні швидкості окремих точок моноліту залежать від радіуса траєкторії руху відповідної точки і обчислюється як:

$$v = \omega r. \quad (5.42)$$

Епюра розподілу лінійних швидкостей представлена на рис. 5.28.

Таким чином, максимальну лінійну швидкість мають крайні точки моноліту (точка А).

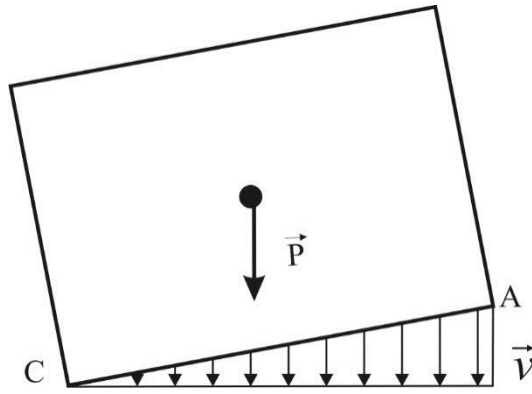
У кінці траєкторії руху моноліту відбувається удар моноліту об основу уступу або об спеціальну насипну подушку. Якщо моноліт перекидається на основу уступу, то враховуючи однаковість тиску гірської породи моноліту та уступу, час удару ( $\tau$ ) можливо розрахувати:

$$\tau = 2 \frac{b}{v_{нс}} = \frac{2b}{\sqrt{\frac{E}{\rho}}} = 2b \sqrt{\frac{\rho}{E}}, \quad (5.43)$$

де  $\rho$  – густина гірської породи;

$E$  – модуль пружності;

$b$  – ширина моноліту.



**Рис. 5.28.** Епюра розподілу лінійних швидкостей при перекиданні моноліту

Якщо моноліт перекидається на подушку, то необхідно визначити час удару як час деформації подушки залежно від гранулометричного складу подушки.

Згідно з теоремою про зміну кількості руху  $i$ -тої точки:

$$m_i(\vec{v}_{i2} - \vec{v}_{i1}) = \vec{S}_{ip} + \vec{S}_{iy}, \quad (5.44)$$

де  $v_{i1}$  – швидкість точки до удару;

$v_{i2}$  – швидкість точки після удару ( $v_{i2} = 0$ );

$S_{ip}$  – імпульс сили маси за час  $\tau$ ;

$S_{iy}$  – імпульс ударної сили за час  $\tau$ .

$$\text{Або } \vec{S}_{ip} + \vec{S}_{iy} = -m_i \vec{v}_{i1}. \quad (5.45)$$

Вважаючи, що обидві сили постійні в часі, тоді:

$$\tau(\vec{P} + \vec{F}) = -m_i \vec{v}_{i1} = -m_i r_i \vec{\omega}_2. \quad (5.46)$$

Для розв'язку даної задачі достатньо детально розглядати лише висоту моноліту. Будемо вважати моноліт однорідним тілом та визначимо масу  $i$ -тої точки:

$$m_i = \frac{m}{h} = \frac{\rho b h l \sin \beta}{h} = \rho b l \sin \beta. \quad (5.47)$$

Перепишемо рівняння (5.47) у вигляді:

$$\tau(m_i \vec{g} + \vec{f}) = -m_i r_i \vec{\omega}_2. \quad (5.48)$$

Спроектувавши дане рівняння на вісь  $y$  (рис. 5.29), отримаємо:

$$\tau(-m_i g \cos \delta + f) = -m_i r_i (-\omega_2). \quad (5.49)$$

Звідси виразимо  $f$ :

$$f = \frac{m_i r_i \omega_2}{\tau} + m_i g \cos \delta = \rho b l \sin \beta \left( \frac{r_i \omega_2}{\tau} + g \cos \delta \right). \quad (5.50)$$

Аналізуючи отриману формулу, можемо зробити наступні висновки:

- максимальне значення ударних зусиль буде в крайній точці моноліту, при  $r_i = h$ ;
- зменшити ударне зусилля можна збільшивши кут подушки  $\delta$ ;
- зменшити ударне зусилля можна збільшивши час удару  $\tau$ .

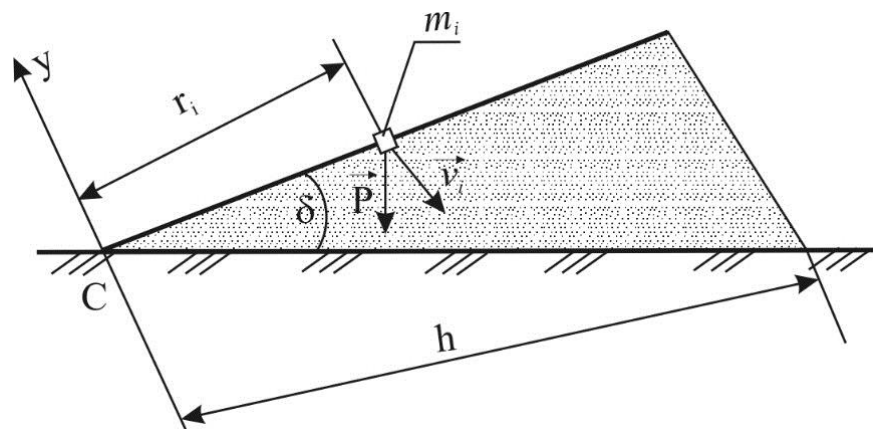


Рис. 5.30. Схема сил в кінцевій точці падіння моноліту

Силу удару можливо змінювати за рахунок підбирання матеріалу та гранулометричного складу демпферної подушки, а також за рахунок регулювання насиченості водою демпферної подушки.

Під час удару поверхня моноліту, яка контактує з подушкою зазнає деформацію стискання під дією одновісного навантаження, тому умова міцності набуває вигляд:

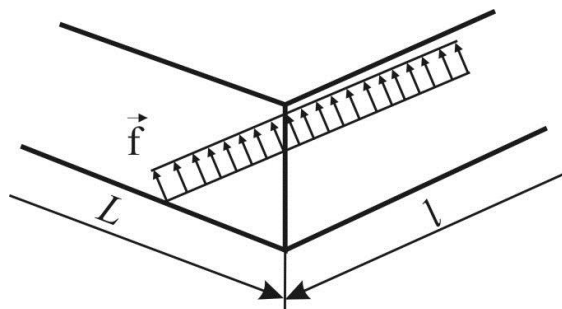
$$\frac{F_y}{S} < [\sigma_{ст}], \quad (5.51)$$

де  $F$  – зусилля удару;

$S$  – площа основи моноліту.

Епюра ударних зусиль залежно від висоти моноліту показана на рис. 5.31.

Оскільки ударне зусилля нерівномірно розподілене по площі контакту, то перейдемо до локальних напружень, що діють по лінії довжиною  $l$  (блок має довжину  $h$ ):



**Рис. 5.31. Схема локальних напружень**

$$\frac{f}{l} < [\sigma_{ст}]. \quad (5.52)$$

Тоді згідно з умовою міцності запишемо:

$$\rho b \sin \beta \left( \frac{r_i \omega_2}{\tau} + g \cos \delta \right) < [\sigma_{ст}], \quad (5.53)$$

виразимо  $r_i$ :

$$r_{ikk} < \left( \frac{[\sigma_{cr}]}{\rho b \sin \beta} - g \cos \delta \right) \frac{\tau}{\omega_2}. \quad (5.54)$$

Дана умова дозволяє визначити частину моноліту, яка не зруйнується (рис. 5.32).

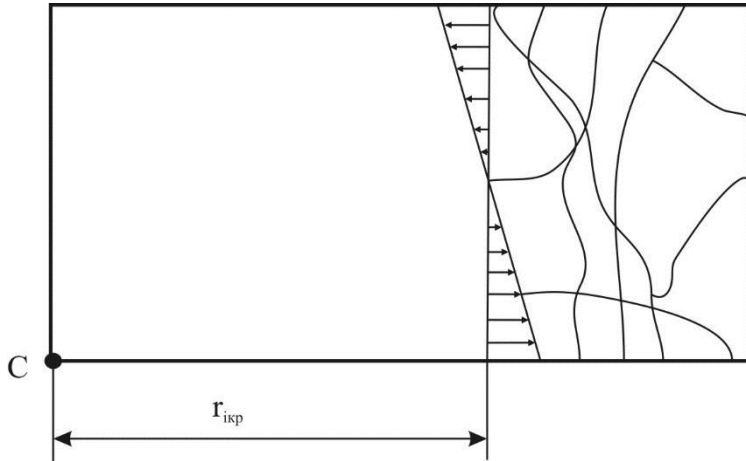


Рис. 5.32. Схема визначення

$r_{ікр}$

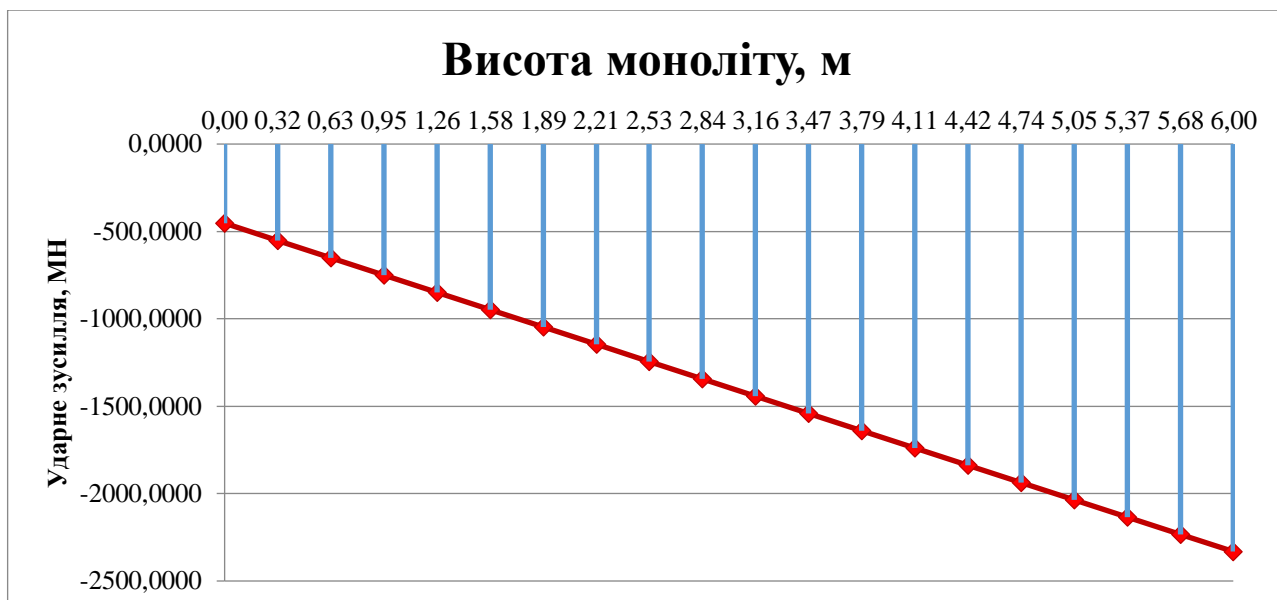
Як вже зазначалося вище, максимальні ударні зусилля спостерігаються у крайній точці, перепишемо останнє рівняння у вигляді:

$$h \leq \left( \frac{[\sigma_{cm}]}{\rho b \sin \beta} - g \cos \delta \right) \frac{\tau}{\omega_2}. \quad (5.55)$$

При відомій висоті моноліту можна визначити необхідну ширину моноліту:

$$b \leq \frac{[\sigma_{cm}]}{\rho \sin \beta \left( \frac{h \omega_2}{\tau} - g \cos \delta \right)}. \quad (5.56)$$

Епюра ударних зусиль наведена на рис. 5.33.



**Рис. 5.33. Епюра ударних зусиль**

### **Висновки до розділу 5**

1. Ширина блока каменю на вартість природного каменю впливає не суттєво. Різниця між першою та останньою розмірними групами становить в середньому 30–45 %.

2. Підвищити рентабельність видобувних підприємств може організація видобувного процесу з метою підвищення розмірної групи природних блоків. Сюди можна віднести удосконалення технології видобування, перехід на невибухові технології відокремлення моноліту та блоків природного каменю. Але це буде дієво якщо підприємство орієнтовано на експорт блоків природного каменю.

3. Коли видобувне підприємство орієнтовано на внутрішній ринок України в цьому випадку велику роль буде відігравати висота блока каменю, оскільки дискова пила діаметром 3 м (дані верстати мають більшість каменеобробників в Україні) може прорізати максимальну глибину 1,2–1,35 м. Довжина візка дискового верстату до 3 м, ширина 2,5–3 м. Саме на ці кінцеві розміри треба орієнтувати технологію видобування.

4. Для забезпечення деформаційної стійкості моноліту при його завалюванні необхідне залучення гірської маси для створення подушки, яке для умов Омел'янівського гранітного кар'єру становить 4,41 % від об'єму моноліту.

5. Дослідження свідчать про те, що найменші технологічні втрати природного каменю будуть при тристадійній схемі видобування природного каменю з максимальною шириною первинного моноліту.

6. Силу удару можливо змінювати за рахунок підбирання матеріалу та гранулометричного складу демпферної подушки, збільшивши кут подушки  $\delta$ ; а також за рахунок регулювання насиченості водою демпферної подушки. Максимальні значення ударних зусиль будуть в крайніх точках моноліту, при  $r_i = h$ . Можливо розрахувати оптимальні геометричні розміри підстиляючої подушки, її жорсткість залежно від гранулометричного складу.

7. Встановлено залежність величини питомих втрат при двохстадійній та тристадійній системі видобування від ширини первинного моноліту, яка описується квадратними функціями.

8. Залежність зусилля перекидання від початкового його положення в просторі описується квадратичною функцією.

## РОЗДІЛ 6. ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПРОВЕДЕННЯ РОЗКРИВНИХ ВИРОБОК НА БЛОЧНИХ ДІЛЯНКАХ КАР'ЄРІВ НЕВИБУХОВИМ СПОСОБОМ

### 6.1. Обґрунтування способу проведення капітальних траншей алмазно-канатною установкою

При будь-якому способі підготовки каменю до виймання ефективність видобування блоків визначається числом площин оголення, що обумовлюють величину питомої площі відколу. Тому на практиці для зручності відокремлення блоків від масиву проводять додаткові гірничопідготовчі роботи, які забезпечують створення двох, трьох і більше площин оголення. Найбільш продуктивну і економічно ефективну роботу з видобування кам'яних блоків забезпечує наявність трьох площин оголення у вибої, тому цей варіант на практиці є найбільш поширеним.

Найбільш сприятливим варіантом підготовки каменю до виймання є таке розташування вибою, коли основа блоку, який відокремлюється, співпадає з поверхнею первинно-пластової тріщини, одна з бокових або торцевих граней оголена. Для створення другої грані потрібно проходити врубову траншею.

Розрізну траншею доцільно проходити паралельно повздовжнім тріщинам  $S$ , врубову траншею – уздовж поперечних тріщин  $Q$ . Відколювання моноліту або блоку має проводитися так, щоб його довша сторона була паралельна повздовжнім тріщинам  $S$ .

Експериментально встановлено, що врубові та розрізні траншеї необхідно проходити між вертикальними тріщинами однієї і тієї ж головної системи.

Обов'язковими умовами, що витікають з поставлених вимог, при проходженні траншей є:

- закладення гирла траншеї на ділянках з великим значенням відстані між тріщинами  $N_{\gamma} > N_3$ , з таким розрахунком, щоб у процесі проходження траншеї її фронт по ширині зменшувався;



- первинно-пластова тріщина на ділянці в напрямку проходження траншеї повинна мати додатній нахил (кут  $\alpha$  зі знаком плюс відносно нульового горизонту);

- вертикальні тріщини (у нашому випадку тріщини  $Q$ ) мають бути розкриті таким чином, щоб при певних умовах вони могли б погасити енергію вибуху і не допустити її поширення на масив, який готується до виймання;

- ділянка між тріщинами за своєю шириною має забезпечити навантажувально-виймальні роботи при проходженні траншеї.

Закладення траншей доцільно виконувати на ділянках з більш низькою якістю каменю, яка характеризується більш густою мережею вертикальних тріщин. На практиці підібрати такі ділянки не завжди є можливим.

На сучасному етапі розвитку каменедобувної промисловості можна виділити два основні технологічні напрями з видобування природного каменю. Відмінність напрямків обумовлюється способами і методами відокремлення і розділення природного каменю на товарні блоки, а також видом технологічного обладнання, що використовується.

Перший технологічний напрям видобування блочного каменю базується на використанні буро-вибухових та буро-клинових технологій. Цей напрям є найстарішим, і на сучасному етапі використовується для видобування блоків каменю з міцних та високоміцних порід. Недоліками даного способу видобування є: великі технологічні втрати сировини, порушення монолітності масиву і видобутих блоків при проведенні вибухових робіт, втрати сировини на бокові грані на наступних стадіях обробки каменю, наявність небезпеки при виконанні окремих видів робіт. Перевагами даного способу є: можливість видобування блоків каменю високоміцних та абразивних порід, простота виконання технологічних операцій, невисока собівартість видобувних робіт, але разом з тим цей спосіб має низьку продуктивність.

Другий технологічний напрямок з видобування блочного каменю базується на каменерізальних технологіях, що передбачає відокремлення монолітів і їх поділ на товарні блоки за допомогою каменерізальних машин (канатні, дискові, кільцеві фрези). На відміну від першого напрямку, при

видобуванні блочного каменю даним способом повністю зберігається монолітність масиву і блоку, значно підвищується якість товарних блоків (рівність бокових граней, паралельність протилежних сторін блоку), з'являється можливість повністю врахувати геотехнологічні особливості масиву та геометричні параметри вибою. Серед усіх каменерізальних машин найбільшого поширення для видобування міцних порід набули канатні каменерізальні машини з алмазно-канатним інструментом: застосовуються вони завдяки своїй простоті, високій продуктивності, можливості їх використання при видобувних роботах в складних умовах (обмеженість робочого простору при розробці похилих та крутопадаючих покладів, при складній геометрії вибою).

Одним з головних чинників, який суттєво впливає на якість блочної сировини є технологія добування природного каменю. Найменшу шкоду наносять невибухові (механічні) способи добування блочної сировини з природного каменю. Алмазно-канатна технологія добування природного каменю нещодавно отримала широкого розповсюдження на вітчизняних кар'єрах. Тому питання ефективного використання цієї технології для видобування природного каменю та проведення капітальних траншей залишається відкритим.

Розкриття родовищ облицювального каменя відкритим способом може здійснюватися капітальними траншеями, розрізними траншеями, напівтраншеями і розкриваючими камерами.

Капітальна траншея – це похила гірська виробка, що є з'їздом для засобів транспортування. За законодавством деяких європейських держав ухил з'їзду не може перевищувати співвідношення висоти і довжини 1:7, що відповідає 8,2°. Ухил дороги визначається за формулою:

$$i = \frac{1000h}{L}, \quad (6.1)$$

де  $h$  – висота, яка долається транспортом на з'їзді, м;

$L$  – довжина з'їзду, м.

Кут нахилу багато в чому залежить від потужності автомобілів і з розвитком автомобілебудування цей кут, очевидно, підвищуватиметься.

Куту нахилу  $6^\circ$  відповідає ухил, рівний 104 ‰,  $7^\circ$  – 122 ‰,  $8^\circ$  – 139 ‰,  $9^\circ$  – 156 ‰,  $10^\circ$  – 174 ‰,  $11^\circ$  – 191 ‰ і  $12^\circ$  – 208 ‰.

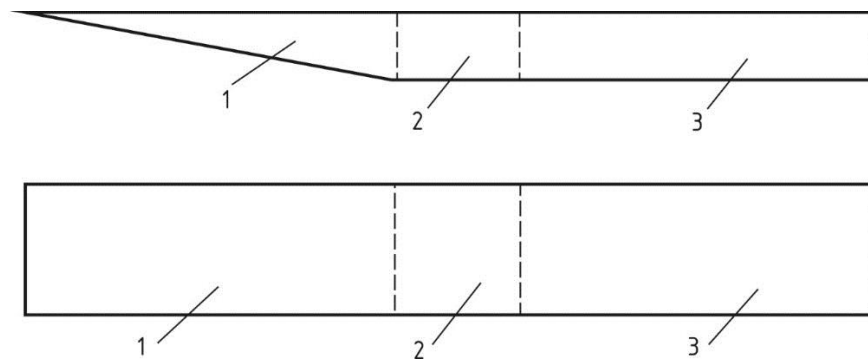
Для створення капітальної траншеї необхідно видалити гірську масу у об'ємі  $V_{к.т.}$ , який обраховується за формулою:

$$V_{к.т.} = \frac{Bh^2}{2tg\alpha}, \text{ м}^3 \quad (6.2)$$

де  $B$  – ширина траншеї, м;

$\alpha$  – кут нахилу з'їзду, градуси.

Капітальна траншея сполучена з розрізною траншеєю зоною примикання (рис. 6.1). Зона примикання згладжує кут перетину капітальної і розрізної траншеї і полегшує переміщення транспорту за кутом з'їзду, який поступово змінюється.



**Рис. 6.1. Схема розташування капітальної та розрізної траншеї:**

*1 – капітальна траншея; 2 – зона примикання; 3 – розрізна траншея*

Іноді верхні шари скельної породи є вивірені потужністю в декілька метрів. Їх видалення ведеться тим же способом, що і видобування блоків. Цим вдається зберегти цілим основний масив корисних копалин. Якщо в кар'єрі є обладнання (буровий верстат для вибурування щілини, алмазно-канатна

машина, терморізак та ін.) для створення щілини в торці моноліту, то вісь розрізної траншеї проходять уздовж лінії простягання кліважу породи, якщо такий присутній, або уздовж лінії простягання тріщини. Якщо такого обладнання немає, то розрізну траншею краще проходити перпендикулярно площини простягання тріщин. Тоді надалі при розвитку горизонту полегшиться видобування блоків, оскільки тріщини створюватимуть додаткову, вже відокремлену від масиву грань первинного моноліту.

Мінімальна ширина в'їзної траншеї в нижній частині залежить від гірничо-технічних параметрів і параметрів виймально-транспортного обладнання. Вона коливається в інтервалі 12–16 м.

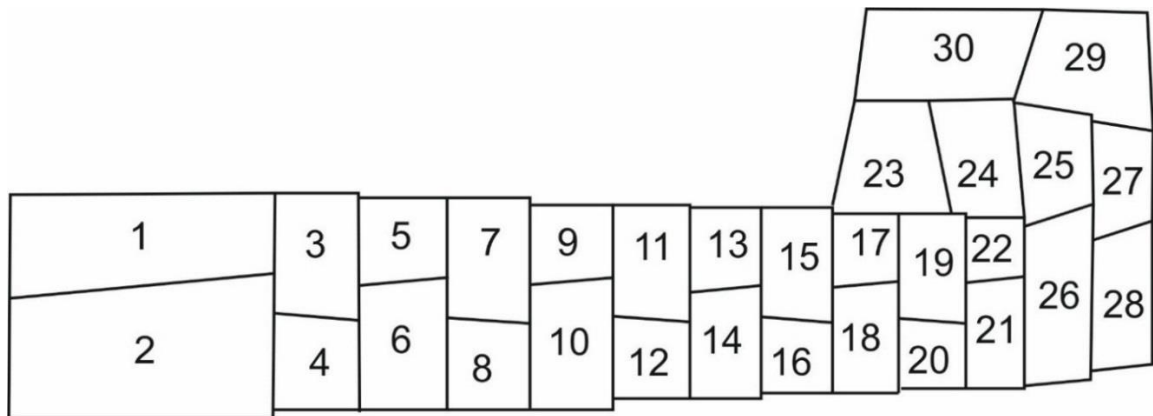
Готуючи породи до виймання, найчастіше застосовують буро-підривні роботи, а саме – метод шпурових або свердловинних зарядів. При цьому для збереження монолітності корисної копалини залишають запобіжний шар, товщина якого залежить від методу ведення буро-підривних робіт. Наприклад, при одночасному підриванні 3–5 шпурів товщина запобіжного шару має становити 600–1000 мм, потім цей шар відробляють безвибуховим способом (буроклиновою чи каменерізальною машинами).

В Україні досі проводили капітальні траншеї буровим та вибуховим способом, що знижує якість природного каменю.

Автори пропонують використати алмазно-канатну машину для проведення капітальних траншей. На основі розрахунків було проведено таку траншею на лабродаритовому кар'єрі в Житомирській області (Україна)

Капітальні траншеї можливо проводити алмазно-канатними машинами центральним клиновим врубом або боковим клиновим врубом [233–235].

Схема розкриття родовищ з міцних гірських порід за допомогою капітальної траншеї з подальшим розвитком розрізної траншеї в горизонт, яка розроблена в дисертаційній роботі наведена на рис. 6.2.



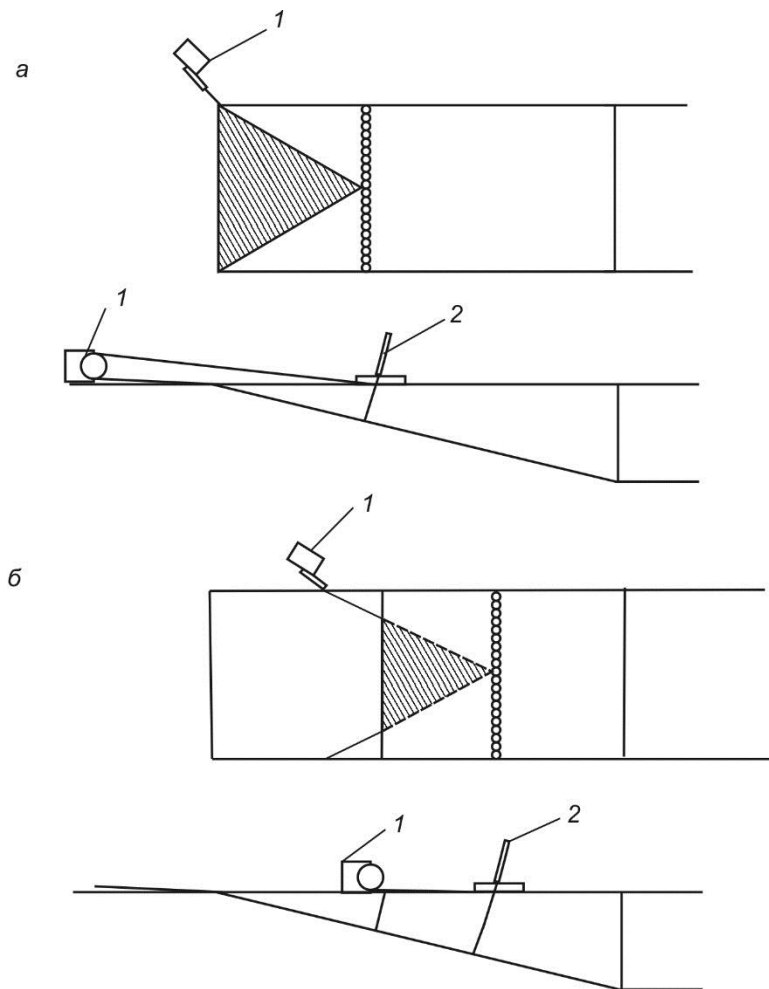
**Рис. 6.2. Схема розкриття родовищ з міцних гірських порід за допомогою капітальної траншеї з подальшим розвитком розрізної траншеї в горизонт, яка розроблена в дисертаційній роботі:**

*1–30 черговість відокремлення моноліту від масиву*

Неправильні форми монолітів в плані обумовлені технологічними прийомами буріння та заведення алмазного канату.

## **6.2. Проведення траншей центральним клиновим врубом**

Проходка траншей з використанням канатної пили за запропонованою технологією виконується за наступною схемою. Спочатку виконують різі бокових поверхонь (рис. 6.3) потім бурять шпури під кутом до денної поверхні заливають в них НРЗ, і за допомогою пневмоподушок або гідродомкратів виймається даний клин. Далі виконується відділення вертикальної частини даного блоку за допомогою установки суцільного вибурування, проходить відділення залишених частин масиву алмазно-канатною установкою і проводиться видалення породи. Процес повторюється до досягнення необхідної довжини. Даний спосіб проходження траншей допомагає зменшити кількість техногенних тріщин і переподрібнення, значно підвищується якість сировини і подальший вихід блоків з масиву, а також супутній видобуток блочної сировини.



**Рис. 6.3. Схема проведення капітальних траншей за допомогою канатної машини (1) та бурового верстату (2)**

*а – схема вирізання першого клину в капітальній траншеї; б – схема вирізання другого та наступних клинів в капітальній траншеї*

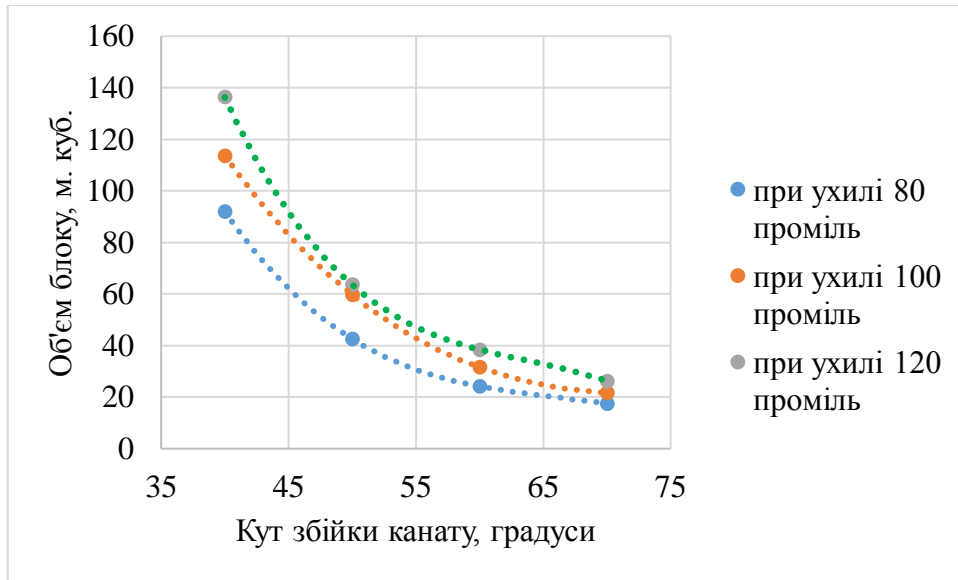
На графіку (рис. 6.4) наведено залежність об'єму першого блоку від кута горизонтальної збійки алмазного канату при різному ухилі капітальної траншеї.

Залежність зміни об'єму першого блоку двосмугової капітальної траншеї від кута горизонтальної збійки алмазного канату при ухилі 80, 100, 120 промінь описується відповідно формулами (6.3–6.5):

$$V_{\text{бл}} = -0,0058\alpha^3 + 1,1015\alpha^2 - 71,269\alpha + 1593,3, \text{ м}^3. \quad (6.3)$$

$$V_{\text{бл}} = -0,0013\alpha^3 + 0,3189\alpha^2 - 26,39\alpha + 740, \text{ м}^3. \quad (6.4)$$

$$V_{\text{бл}} = -0,0032\alpha^3 + 0,637\alpha^2 - 42,638\alpha + 984,1, \text{ м}^3. \quad (6.5)$$



**Рис. 6.4. Залежність зміни об'єму першого блоку двосмугової капітальної траншеї від кута горизонтальної збіжки алмазного канату**

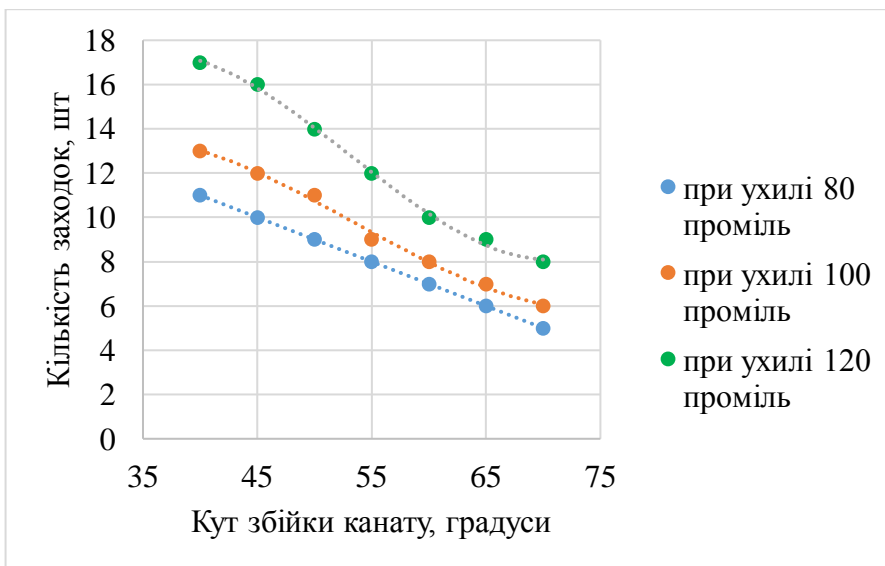
Загальна кількість заходок обраховується за формулою:

$$n_{\text{зах}} = n_1 + \sum n_2, \text{ шт.}, \quad (6.6)$$

де  $n_1$  – перша заходока;

$\sum n_2$  – сумарна кількість наступних заходок.

Залежність кількості заходок від кута заведення канату показано на графіках (рис. 6.5).



**Рис. 6.5. Залежність кількості заходок для досягнення проектної довжини односмугової траншеї від кута заведення канату при висоті уступу 6 м**

Найекономічніший результат буде досягнений при меншій кількості заходок, але при цьому треба приймати до уваги оптимальні об'єми першого блоку заходки.

Тому приймаємо оптимальними кути заведення канату, що визначені для об'єму першого блоку заходки:

1. При односмуговій траншеї:

при ухилі 80 ‰ – 70°, 5,44 м<sup>3</sup>;

при ухилі 100 ‰ – 70°, 6,79 м<sup>3</sup>;

при ухилі 120 ‰ – 70°, 8,15 м<sup>3</sup>.

2. При двосмуговій траншеї:

при ухилі 80 ‰ – 55°, 32,95 м<sup>3</sup>;

при ухилі 100 ‰ – 50°, 32,47 м<sup>3</sup>;

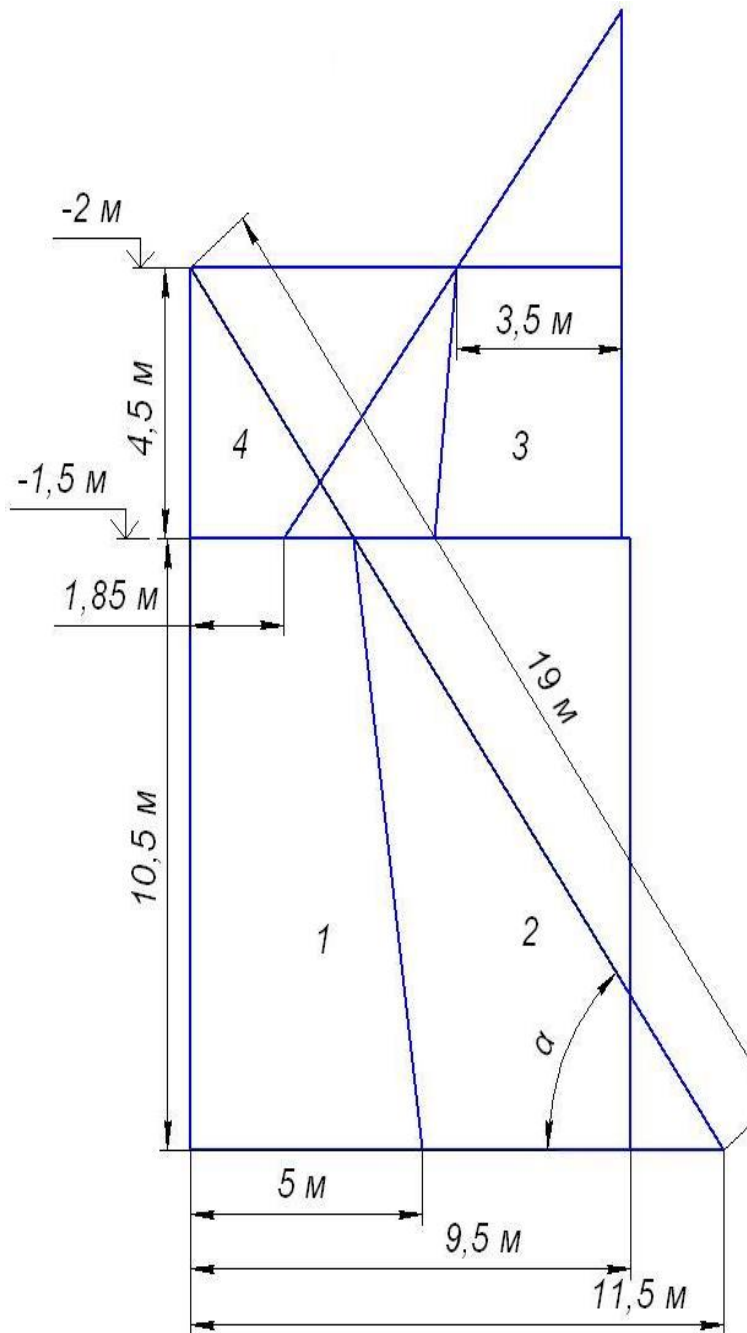
при ухилі 120 ‰ – 45°, 31,88 м<sup>3</sup>.

### **6.3. Проходження капітальних траншей боковим трикутним врубом**

Проходку траншей трикутним врубом з використанням канатної машини пропонується проходити за схемою (рис. 6.6).

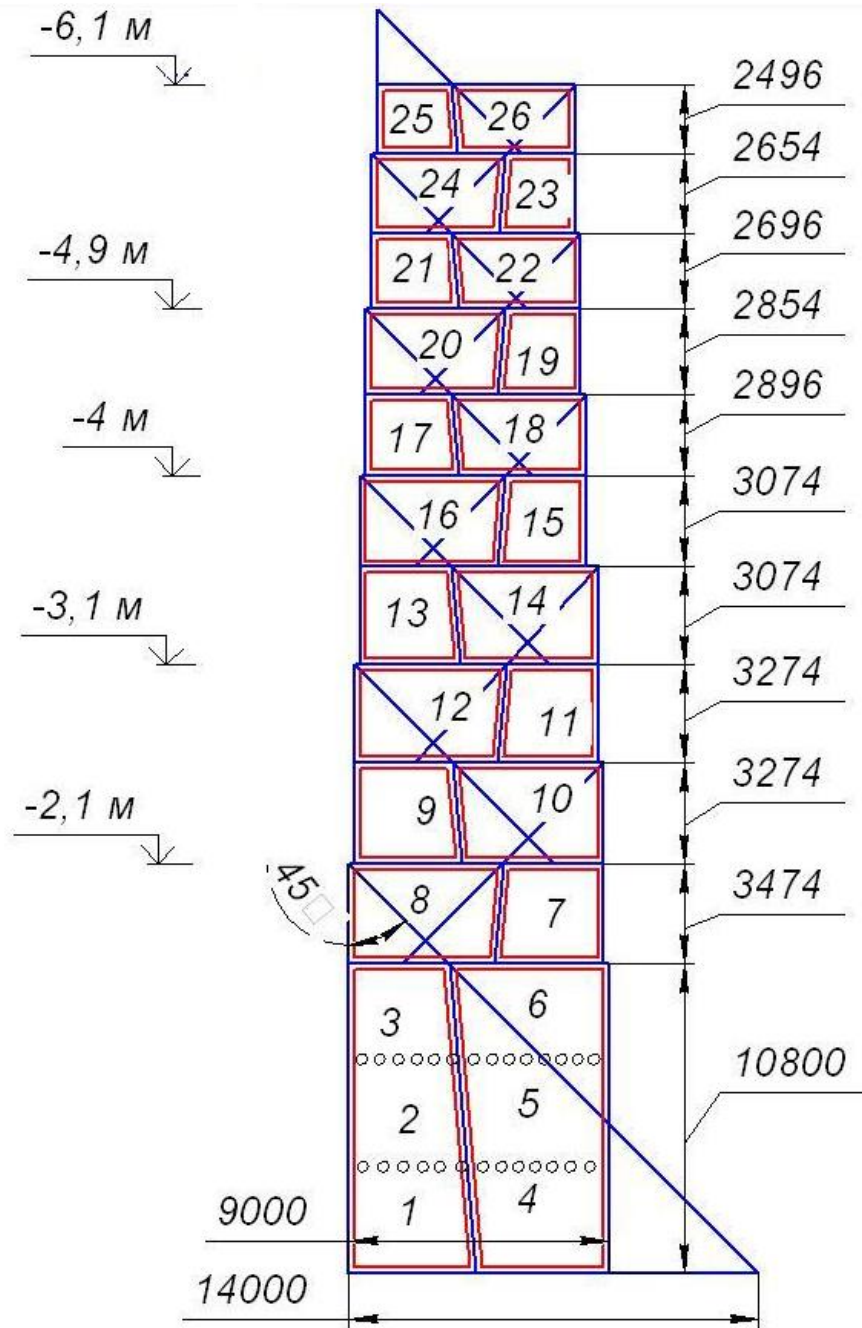
Спочатку вирізається нижня площина у вигляді трикутника, який складається з фігур 1, 2, 4, потім виконують різання бокових поверхонь за допомогою алмазно-канатної машини. В останню чергу, відділяють тильну сторону – бурять шпури під кутом до денної поверхні, заливають у них невибухові руйнуючі суміші та за допомогою пневмоподушок або гідродомкратів виймається дана трапеція. Інша фігура, яка має форму трапеції відділяється від масиву за допомогою установки суцільного вибурювання та алмазно-канатної машини. Процес повторюється до досягнення необхідної довжини. Даний спосіб проходження траншей допомагає зменшити кількість техногенних тріщин, значно підвищує якість сировини і подальший вихід блоків з масиву, а також дозволяє супутньо видобувати блоки природного каменю при проведенні капітальної траншеї.





**Рис. 6.6. План розробки в'їздної траншеї**

План розробки капітальної траншеї при куті заведення канату  $45^\circ$  наведено на рис. 6.7.



- Горизонтальне буріння шпурів
- Канатне пиляння
- ○ ○ Вертикальне буріння шпурів

**Рис. 6.7. План розробки капітальної траншеї при куті заведення канату 45°**

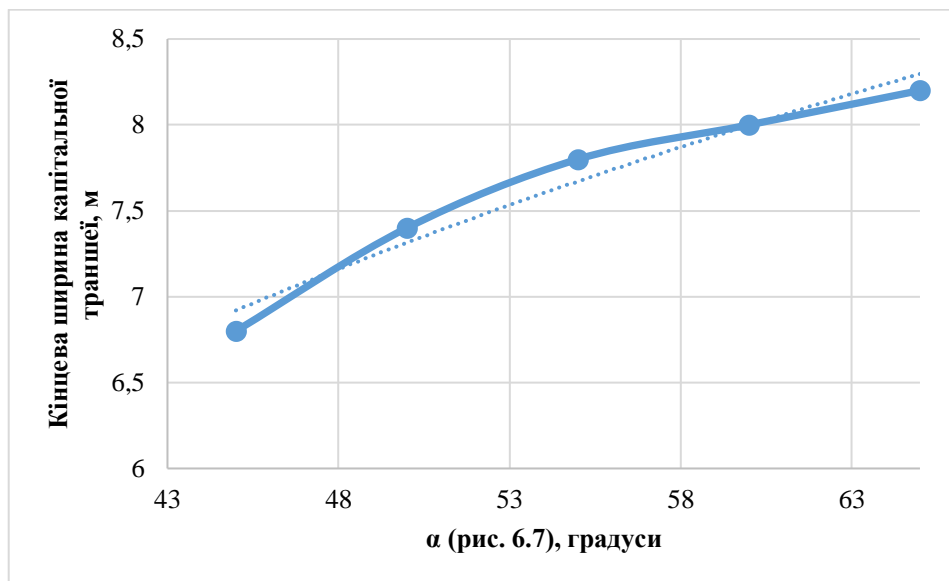
Найекономічніший результат буде досягнуто при найменшій кількості заходок. Але при цьому також потрібно враховувати коефіцієнт виходу товарних

блоків. Залежно від кута  $\alpha$  збійки горизонтальних свердловин буде змінюватися кінцева ширина траншеї (рис. 6.8) та кількість заходок (рис. 6.9). Графік описується залежністю:

$$b_{\text{кін}} = 3,74 \ln \alpha - 7,33 \quad (6.7)$$

де  $\alpha$  – кут заведення канату;

$b_{\text{кін}}$  – кінцева ширина капітальної траншеї.



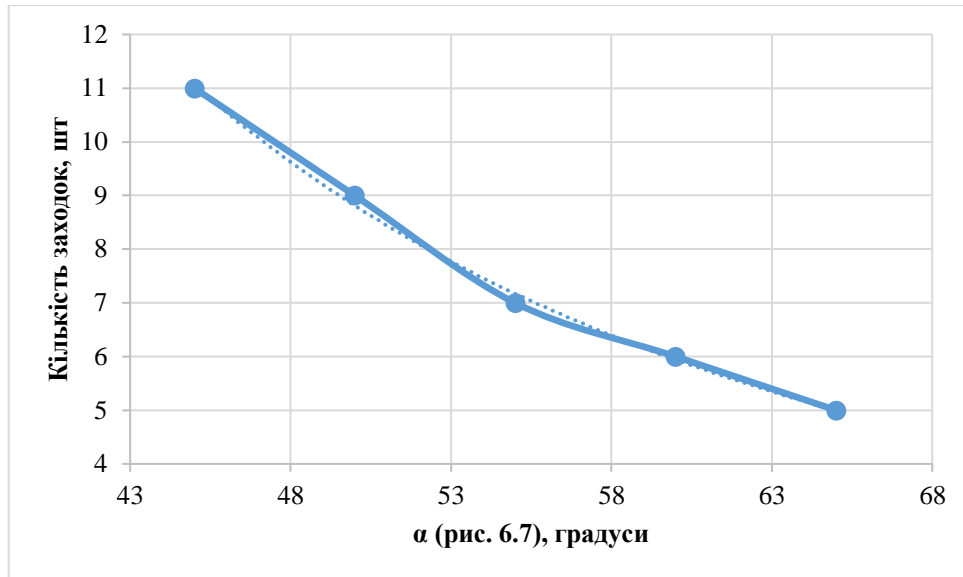
**Рис. 6.8. Залежність зміни кінцевої ширини від кута збійки горизонтальних свердловин траншеї для досягнення проектної глибини 6 м**

Графік на рис. 6.9 описується залежністю:

$$n = 64,65e^{-0,04\alpha}, \quad (6.7)$$

де  $\alpha$  – кут заведення канату;

$n$  – кількість заходок.



**Рис. 6.9. Залежність кількості заходок від кута збійки горизонтальних свердловин для досягнення проектної глибини 6 м**

З графіка видно, що найбільш оптимальним та економічно вигідним буде забурення під кутом 65 градуси. При якому кількість заходок рівна п'яти.

#### **6.4. Обґрунтування вибору ширини траншеї**

Мінімальна ширина в'їзної траншеї в нижній частині залежить від гірничо-технічних параметрів і параметрів виймально-транспортного обладнання. Нині фронтальний навантажувач є основним транспортно-навантажувальним механізмом в кар'єрі. Фронтальний навантажувач – універсальне підйомне обладнання. Окрім основного свого призначення, він може виконувати багато додаткових функцій: розчищення вибою, завантаження відходів та їх переміщення.

Сучасні кар'єри важко представити без фронтального навантажувача, що підтверджує досвід останніх років роботи кар'єрів Європи, Канади, США. При створенні навантажувачів спостерігається прагнення до максимальної уніфікації вузлів та деталей. Потужності двигунів і місткості ковшів навантажувачів, з розвитком цієї галузі, постійно удосконалюються і збільшуються провідні фірми

виготовляють навантажувачі з шарнірно-зчленованою рамою. Так, як технічні характеристики фронтальних навантажувачів уніфіковані в роботі. При розрахунках за базові технічні характеристики прийняті характеристики навантажувачів Caterpillar (табл. 6.1).

Таблиця 6.1

**Технічні характеристики навантажувачів**

Характеристики	Caterpillar			
	980 FG	988F	990	992 D
Маса навантажувача, т	27,5	44,5	74	91
Ширина колії, м	2,36	2,59	3	3,3
Радіус повороту з ковшем в транспортному положенні, м	15,6–15,8	17,3–17,5	20,5–20,6	21,5–22,1
Габаритна ширина по шинах, м	3,19	3,54	4,1	4,5

При виборі ширини траншеї головним чином варто враховувати габаритну ширину навантажувача. Ширина капітальної траншеї має бути більша на 2 м від ширини навантажувача.

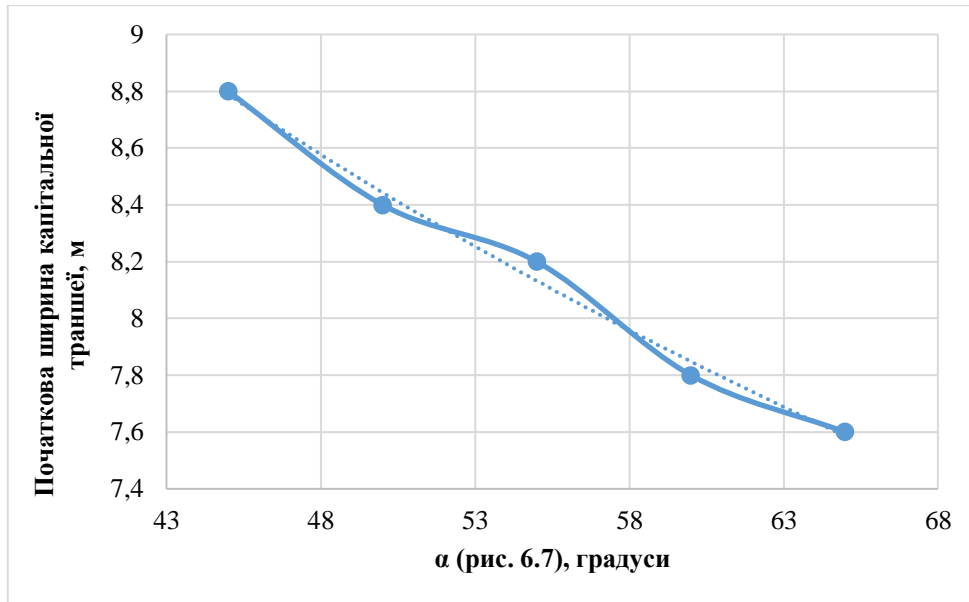
Залежність початкової ширини капітальної траншеї від кута збійки горизонтальних свердловин для досягнення проектної ширини 6,6 м наведено на рис. 6.10.

Найекономічніший результат буде досягнуто при найменшій кількості заходок та меншій початковій ширині траншеї, він досягається при куті 65°.

$$b_{\text{поч}} = 3,27 \ln \alpha + 21,33 \quad (6.9)$$

де  $\alpha$  – кут заведення канату;

$b_{\text{поч}}$  – початкова ширина капітальної траншеї.

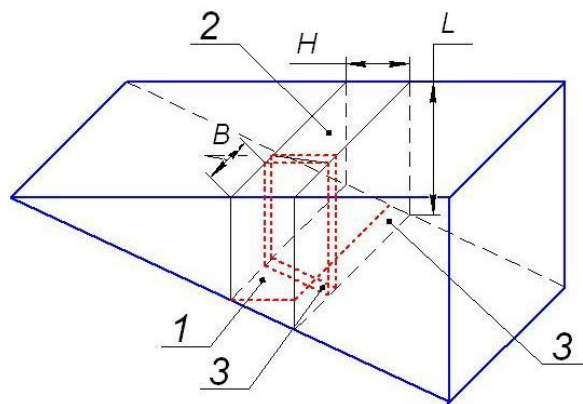


**Рис. 6.10.** Залежність початкової ширини капітальної траншеї від кута збіжки горизонтальних свердловин для досягнення проектної ширини 6,6 м

З графіку видно, що з збільшенням кута заведення зменшується початкова ширина траншеї.

### **6.5. Обґрунтування та вибір оптимального кута збіжки горизонтальних свердловин при проведенні капітальної траншеї**

При підрахунку об'ємів кондиційних блоків приймаємо форму окремоостей, як показано на рис. 6.11.



**Рис. 6.11.** Схема відокремлення товарних блоків

*B – ширина; H – висота; L – глибина; 1 – перший відокремлювальний блок; 2 – другий відокремлювальний блок; 3 – втрати облицювального каменю.*

З табл. 6.2, при однаковій початковій ширині 9 м та глибині 6 м, видно, що найбільший вихід товарних блоків буде при куті заведення канату  $\alpha=60^\circ$

Таблиця 6.2

**Вихід товарних блоків при однаковій початковій ширині**

Кут, градуси	Ширина траншей (початкова), В, м	Кількість заходок	Вихід блоків, V, %
45	9	11	37,5
50	9	9	41,2
55	9	7	39,9
60	9	6	43,0
65	9	5	39,1

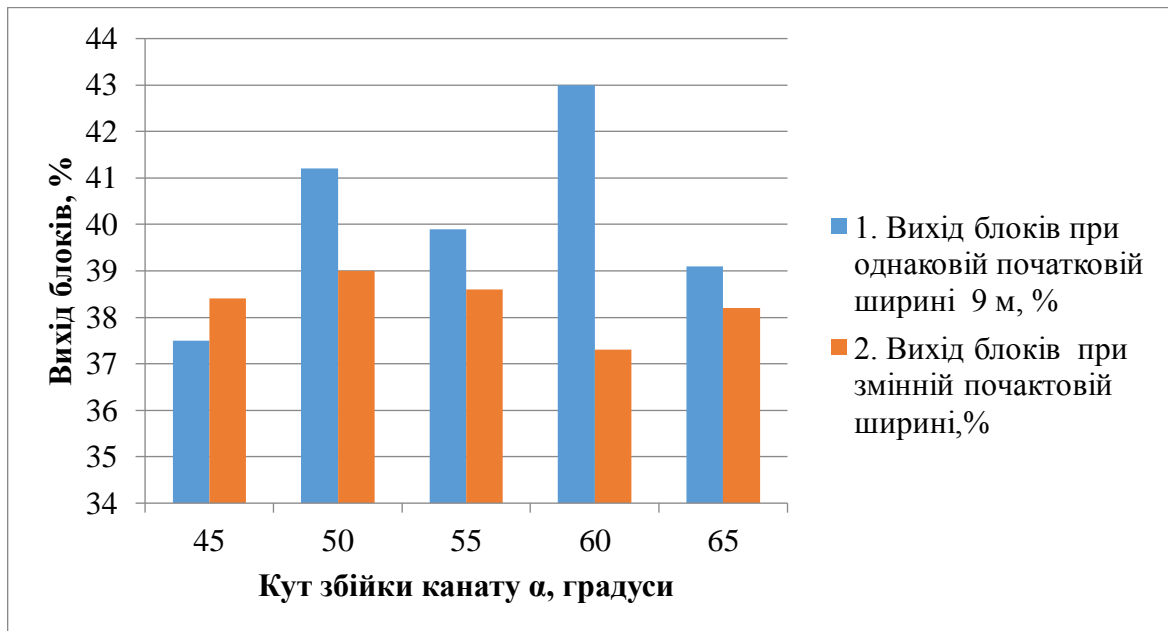
З табл. 6.3, при змінній початковій ширині для досягнення проектної відмітки 6,6 м та глибині 6 м, видно, що найбільший вихід товарних блоків буде при куті заведення канату  $\alpha=50^\circ$ .

Таблиця 6.3

**Вихід товарних блоків при змінній початковій ширині для досягнення проектної ширини 6,6 м, при глибині 6 м**

Кут, градуси	Ширина траншей початкова, В, м	Кількість заходок	Вихід блоків, V, %
45	8,8	11	38,4
50	8,4	10	39,0
55	8,2	9	38,6
60	7,8	7	37,3
65	7,6	6	38,2

Вихід товарних блоків при різній початковій ширині показано на рис. 6.12.



**Рис. 6.12. Вихід блоків товарних блоків**

*1 – при початковій ширині 9 м; 2 – при змінній початковій ширині;  
 $\alpha^\circ=45-65$ ;*

### **6.6. Визначення раціонального способу вилучення монолітів каменя при проведенні капітальних траншей**

Проведення капітальних траншей в блочному кар'єрі завжди вважалося завданням важким і малодослідженим, оскільки звичайні технології видобутку природного каменя необхідно пристосовувати до умов проведення цих траншей. Але при механічному методі відділенні моноліту від масиву виникають супутні проблеми і питання, які необхідно досліджувати. Наприклад, під яким кутом бурити або різати вертикальну площину моноліту, які оптимальні розміри приймати моноліту, які механізми або пристосування використовувати при відділенні моноліту від масиву. У яких випадках моноліт необхідно посунути або перекинути. Довжина моноліту приймалася 2 м у всіх випадках, обсягом моноліту з пониженням траншеї збільшується.

Розглянемо випадок перекидання блоку за допомогою гідродомкратів, припустивши при цьому, що блок рухатися не буде.



Спочатку знайдемо центр маси і площу вертикального поздовжнього перерізу блоку. Для цього розіб'ємо вертикальний подовжній перетин блоку на прості геометричні фігури (рис. 6.13):

- 1) прямокутник  $ABB_1D_1$  площею  $S_1 = lh$
- 2) трикутник  $A_1B_1C_1$  площею  $S_2 = \frac{1}{2}(h + l \tan \alpha)^2 \tan \beta$ ;
- 3) трикутник  $AA_1D_1$  площею  $S_3 = \frac{1}{2}l^2 \tan \alpha$ ;
- 4) трикутник  $ABC$  з негативною площею  $S_3 = \frac{1}{2}h^2 \tan \beta$ ,

де за початок координат приймається точка  $A(0; 0)$ , координати інших вершин фігур наступні:  $B(0; h)$ ,  $C(h \tan \beta; h)$ ,  $A_1(l; -l \tan \alpha)$ ,  $B_1(l; h)$ ,  $C_1(h \tan \beta + l(1 + \tan \alpha \cdot \tan \beta); h)$ ,  $D_1(l; 0)$ .

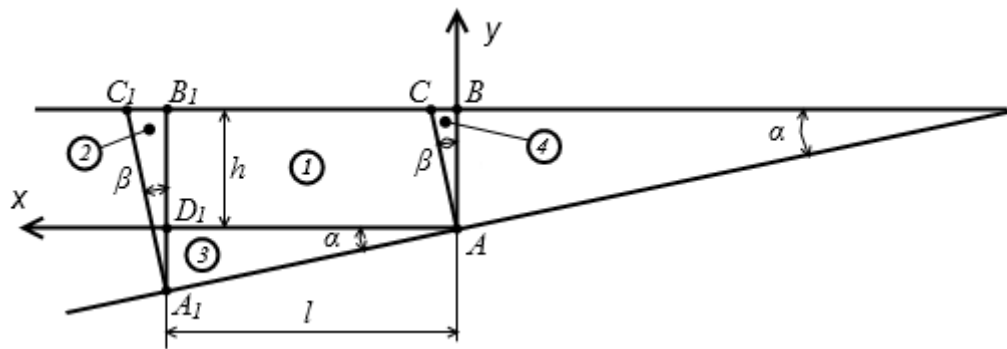


Рис. 6.13. Поділ блоку  $AA_1C_1C$  на прості геометричні фігури

Тоді загальна площа вертикального поздовжнього перерізу блоку буде  $S = l(h + \frac{1}{2}l \tan \alpha)(1 + \tan \alpha \tan \beta)$ , об'єм блоку  $V = bS = bl(h + \frac{1}{2}l \tan \alpha)(1 + \tan \alpha \tan \beta)$ , а маса блоку  $m = V\rho = \rho bl(h + \frac{1}{2}l \tan \alpha)(1 + \tan \alpha \tan \beta)$ , де  $b$  – ширина блоку,  $\rho$  – об'ємна маса породи.

Координати центра маси блоку  $\Pi$  в початковий момент часу будуть наступні:

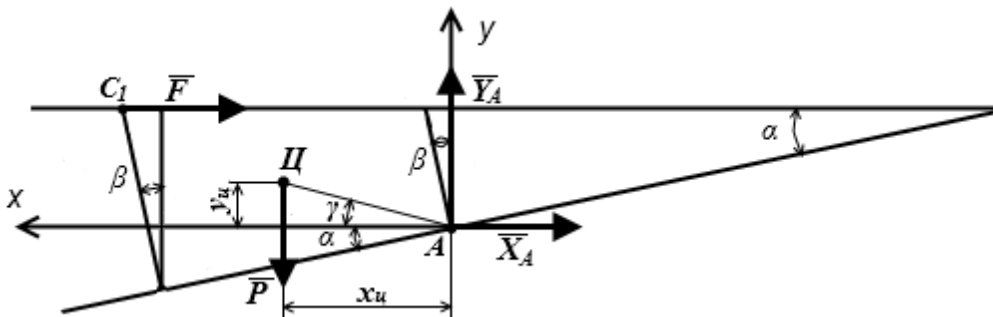
$$x_{\Pi 0} = \frac{\frac{1}{2}h(htg\beta + l(1 + tg\alpha tg\beta))(1 + tg\alpha tg\beta) + \frac{1}{3}l^2tg\alpha(1 + \frac{1}{2}tg\alpha tg\beta(3 + tg\alpha tg\beta))}{(h + \frac{1}{2}l tg\alpha)(1 + tg\alpha tg\beta)},$$

$$y_{ц0} = \frac{\frac{1}{2}h^2 - \frac{1}{6}l^2 \operatorname{tg}^2 \alpha}{h + \frac{1}{2}l \operatorname{tg} \alpha}. \quad (6.10)$$

При повороті блоку навколо точки А на кут  $\delta$  координати центру маси блоку можна знайти за формулами (рис. 6.14):

$$\begin{aligned} x_{ц} &= \cos(\delta + \gamma) \sqrt{x_{ц0}^2 + y_{ц0}^2}; \\ y_{ц} &= \sin(\delta + \gamma) \sqrt{x_{ц0}^2 + y_{ц0}^2}, \end{aligned} \quad (6.11)$$

де  $\operatorname{tg} \gamma = \frac{y_{ц0}}{x_{ц0}}$ .



**Рис. 6.14. Сили і реакції, що діють на блок AA<sub>1</sub>C<sub>1</sub>C при його перекиданні**

Блок знаходиться в рівновазі, якщо дотримані наступні умови:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum X_i = 0; \\ \sum Y_i = 0; \\ \sum M_A(\vec{F}_i) = 0; \end{array} \right. \Leftrightarrow \left\{ \begin{array}{l} X_A + F = 0; \\ Y_A - P = 0; \\ -Fx_s + Px_y = 0. \end{array} \right. \quad (6.12)$$

де  $x_s$  – висота установки гідродомкратів щодо рівня точки А. У початковий момент часу гідродомкрати встановлюють поблизу верхньої площини блоку, тому при  $\delta = 0$  можна рахувати, що  $x_{s0} = h$ .

Крутопохилі шпури для суцільного оббурювання задньої стінки блоку планується проводити через кожні 2 м. При ухилі траншеї 200 проміле сила, яка необхідна для перекидання блоку в початковий момент часу, має мати більше значення, ніж наведено в табл. 6.4 (розрахунки виконані при  $\beta = 12^\circ$ ). Залежність сили і маси блоку від його висоти показана на рис. 6.15.

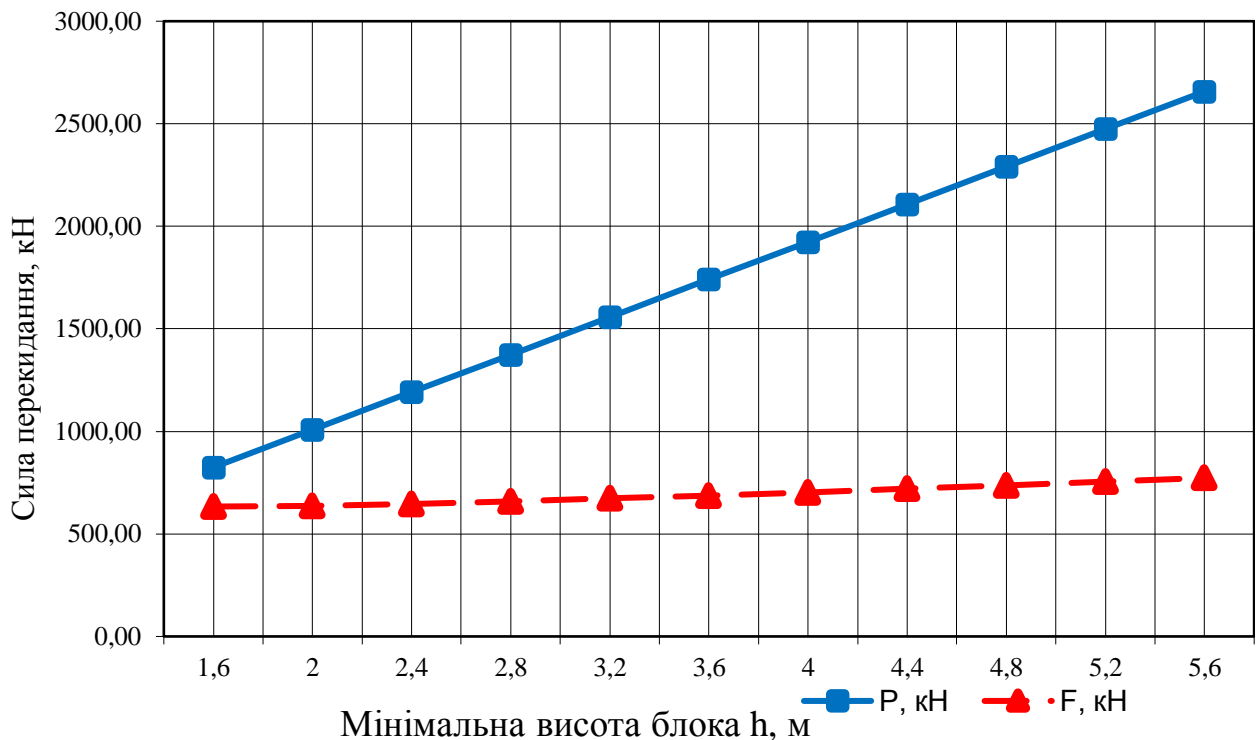
Таблиця 6.4

**Сила перекидання F для блоків різного розміру в початковий момент часу**

Розміри блоку, м			Площа бічної поверхні, $S, \text{ м}^2$	Об'єм блоку, $V, \text{ м}^3$	Маса блоку, $P, \text{ кН}$	Координати центра маси блоку		Висота установки гідродомкратів, $x_{s0}, \text{ м}$	Сила для перекидання моноліту, більше, $F, \text{ кН}$
h	l	b				$x_{ц}, \text{ м}$	$y_{ц}, \text{ м}$		
1,6	2	8	3,753	30,024	824,71	1,229	0,696	2,425	633,54
2	2	8	4,587	36,696	1007,98	1,265	0,897	2,510	637,42
2,4	2	8	5,421	43,368	1191,25	1,303	1,097	2,595	646,5
2,8	2	8	6,255	50,041	1374,51	1,342	1,298	2,680	658,55
3,2	2	8	7,089	56,713	1557,78	1,381	1,498	2,765	672,46
3,6	2	8	7,923	63,385	1741,05	1,422	1,698	2,850	687,61
4	2	8	8,757	70,057	1924,32	1,463	1,898	2,935	703,62
4,4	2	8	9,591	76,729	2107,59	1,504	2,099	3,020	720,26
4,8	2	8	10,425	83,401	2290,86	1,545	2,299	3,105	737,37
5,2	2	8	11,259	90,073	2474,12	1,587	2,499	3,190	754,85
5,6	2	8	12,093	96,745	2657,39	1,628	2,699	3,275	772,61

Для визначення сили перекидання блоку F в довільний момент часу (при повороті блоку на деякий кут  $\delta$ ) потрібно знати висоту установки гідродомкратів  $x_s$  щодо рівня точки A і горизонтальне відхилення тильного боку блоку  $\Delta c_1$  щодо точки установки гідродомкратів. Знайшовши координати проекції прямої

перетину укосу масиву з умовним продовженням тильного боку блоку (рис. 6.16).



**Рис. 6.15. Залежність перекидаючої сили від мінімальної висоти блоку**

За аналітично отриманими формулами:

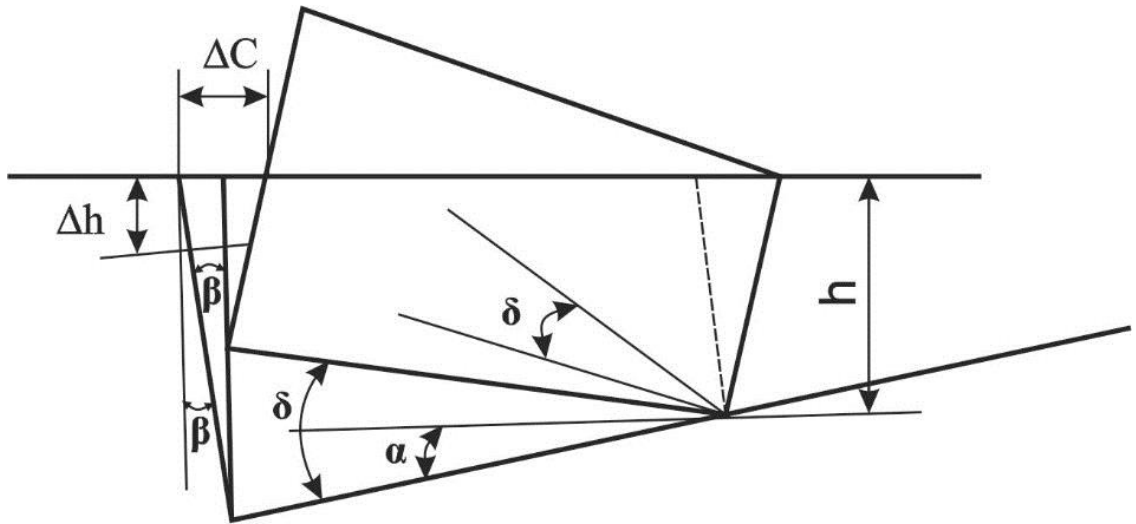
$$x_k = y_k \tan \beta + l(1 + \tan \alpha \tan \beta);$$

$$y_k = \frac{l \sin(\delta - \alpha) \sqrt{1 + \tan^2 \alpha} + (l(1 + \tan \alpha \tan \beta) - l \cos(\delta - \alpha) \sqrt{1 + \tan^2 \alpha}) \Delta b}{1 - \Delta b \tan \beta}. \quad (6.13)$$

За даними формулами можна визначити горизонтальне відхилення тильного боку блоку  $\Delta c$  щодо поверхні масиву (початкової точки установки гідродомкратів) при будь-якому куті повороту блоку:

$$\Delta c = \sqrt{x_k^2 + y_k^2} \frac{\sin \delta}{\sin(\delta + 90 - \beta)}; \quad (6.14)$$

$$\Delta b = \frac{\sin(\delta + \gamma) \sqrt{(l(1 + \tan \alpha \tan \beta) + h \tan \beta)^2 + h^2} - l \sin(\delta - \alpha) \sqrt{1 + \tan^2 \alpha}}{\cos(\delta + \gamma) \sqrt{(l(1 + \tan \alpha \tan \beta) + h \tan \beta)^2 + h^2} - l \cos(\delta - \alpha) \sqrt{1 + \tan^2 \alpha}}$$



**Рис. 6.16. Схема до визначення висоти розташування гідродомкрата**

Порівнюючи величину  $\Delta c$  з максимальною величиною ходом штока  $\Delta s$  (вибирається за технічними характеристиками гідродомкратів), можна визначити, при якому відхиленні блоку потрібно фіксувати його положення (наприклад, закидаючи камені в щілину) і опускати гідродомкрати на глибину  $\Delta h$  від поверхні:

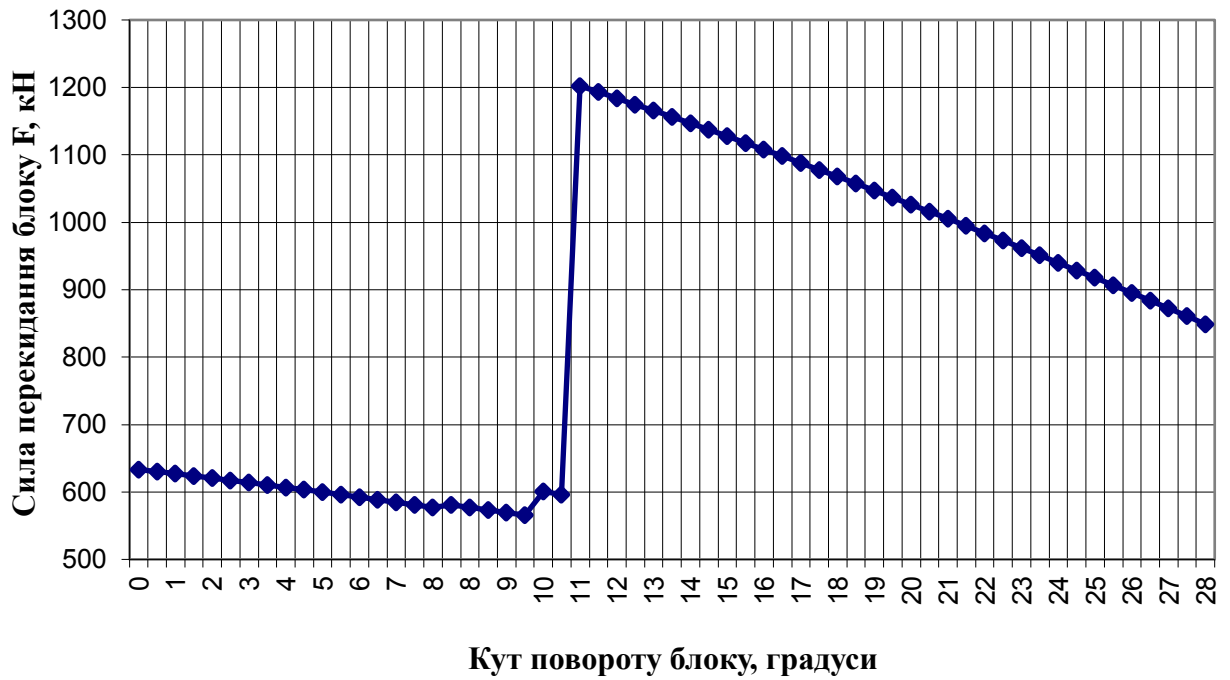
$$\Delta h = \cos \beta \left(1 - \frac{\Delta s}{\Delta c}\right) \sqrt{x_k^2 + y_k^2}. \quad (6.15)$$

В табл. 6.5 представлені результати розрахунку сили перекидання  $F$  для першого і останнього блоків траншеї при максимальній величині ходу штока  $\Delta s = 30$  см і довжині гідродомкрата 32 см.

Як видно з графіка (рис. 6.17), при опусканні гідродомкрата його мінімальне зусилля, потрібне для перекидання блоку, зростає майже вдвічі.

**Розрахунок сили перекидання блоку F для останнього блоку  
траншеї (h = 5,6 м)**

Кут повороту блоку, $\delta$ , градуси	$\Delta b$	Координати точки К		Горизонтальне відхилення блоку від поверхні масиву, $\Delta c$ , м	Глибина розташування гідродомкрата щодо поверхні, $\Delta h$ , м	Сила перекидання блоку, більше, F, кН
		$X_K$ , м	$Y_K$ , м			
0	-0,2	2,000	-0,400	0,000	0	772,615
0,5	-0,19094	2,004	-0,383	0,055	0	761,409
1	-0,18191	2,007	-0,365	0,111	0	750,146
1,5	-0,17291	2,011	-0,348	0,166	0	738,825
2	-0,16393	2,015	-0,330	0,221	0	727,448
2,5	-0,15499	2,019	-0,313	0,276	0	716,016
2,9	-0,14784	2,021	-0,299	0,320	0,368	756,521
3	-0,14606	2,022	-0,295	0,331	0,368	754,058
3,1	-0,14428	2,023	-0,292	0,342	3,136	1595,767
3,5	-0,13716	2,026	-0,278	0,386	3,136	1574,778
4	-0,12828	2,030	-0,260	0,441	3,136	1548,433
4,5	-0,11942	2,033	-0,243	0,496	3,136	1521,970
5	-0,11058	2,037	-0,225	0,551	3,136	1495,391
5,5	-0,10175	2,041	-0,208	0,606	3,136	1468,699
6	-0,09294	2,045	-0,190	0,661	3,136	1441,894



**Рис. 6.17. Залежність сили перекидання від кута повороту блоку**

Велике значення має дотримання мінімального кута нахилу шпурів  $\beta$  до вертикалі. Для можливості перекидання блоку має дотримуватися умова  $\beta \geq \alpha$ . Дослідивши залежність зміни сили перекидання блоку в початковий момент часу від кута нахилу шпурів для блоків за мінімальною висотою  $h = 1,6$  м і  $5,6$  м (табл. 6.6), можна зробити висновок про її значне зростання зі збільшенням кута нахилу шпурів.

Залежність сили перекидання блоку  $F$  від кута нахилу шпурів

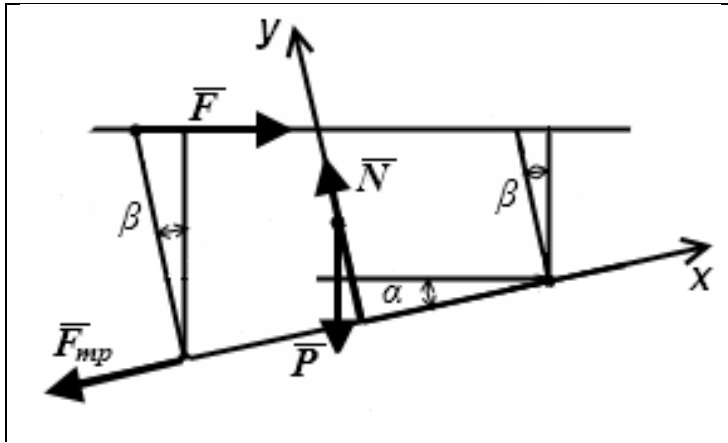
$\beta$ , градуси	При $h = 1,6$ м			При $h = 5,6$ м		
	площа бічної поверхні, $S, \text{ м}^2$	маса блоку, $P, \text{ кН}$	сила перекидання блоку, більше, $F, \text{ кН}$	площа бічної поверхні, $S,$ $\text{ м}^2$	маса блоку, $P,$ $\text{ кН}$	сила перекидання блоку, більше, $F,$ $\text{ кН}$
12	3,753	824,708	633,543	12,093	2657,393	772,615
15	3,7929	833,472	666,353	12,222	2685,633	857,894
18	3,8339	842,486	700,668	12,354	2714,676	947,294
21	3,8764	851,812	736,783	12,491	2744,727	1041,595
24	3,9206	861,521	775,041	12,633	2776,011	1141,718
27	3,9669	871,693	815,849	12,782	2808,790	1248,760
30	4,0157	882,424	859,697	12,939	2843,367	1364,041
33	4,0676	893,825	907,181	13,107	2880,102	1489,179
36	4,1231	906,029	959,041	13,286	2919,426	1626,174
39	4,183	919,199	1016,198	13,479	2961,863	1777,540
42	4,2483	933,536	1079,831	13,689	3008,062	1946,485
45	4,32	949,294	1151,459	13,92	3058,836	2137,167

Тепер розглянемо випадок посування блоку за умови, що блок не буде перекидатися (повертатися). Блок знаходиться в рівновазі (рис. 6.18), якщо виконуються наступні вимоги:

$$\begin{cases} \sum X_i = 0; & -F_{\text{тр}} - mg \sin \alpha + F \cos \alpha = 0; \\ \sum Y_i = 0; & N - mg \cos \alpha - F \sin \alpha = 0, \end{cases} \quad (6.16)$$

де  $F_{\text{тр}} = fN$ .





**Рис. 6.18. Сили і реакції, що діють на блок AA<sub>1</sub>C<sub>1</sub>C при його просуванні**

Вирішивши систему рівнянь, отримаємо граничне значення сили, при якій блок ще не рухатиметься:

$$F = \frac{P(\sin \alpha + f \cos \alpha)}{\cos \alpha - f \sin \alpha} = 0. \quad (6.19)$$

З формули і даних табл. 6.7 випливає, що при постійному куті нахилу траншеї сила F буде пропорційна масі блоку P.

*Таблиця 6.7*

**Сила просування F блоків різного розміру**

Розміри блоку, м			Маса блоку, P, кН	Сила просування блоку F, кН, при коефіцієнтах тертя f					
h	l	b		0,35	0,4	0,45	0,5	0,55	0,6
1,6	2	8	824,71	503,988	549,805	595,623	641,440	687,257	733,074
2	2	8	1007,98	615,986	671,984	727,983	783,982	839,981	895,979
2,4	2	8	1191,25	727,983	794,163	860,344	926,524	992,704	1058,885
2,8	2	8	1374,51	839,981	916,342	992,704	1069,066	1145,428	1221,790
3,2	2	8	1557,78	951,978	1038,521	1125,065	1211,608	1298,152	1384,695
3,6	2	8	1741,05	1063,975	1160,700	1257,425	1354,150	1450,876	1547,601
4	2	8	1924,32	1175,973	1282,879	1389,786	1496,693	1603,599	1710,506
4,4	2	8	2107,59	1287,970	1405,058	1522,147	1639,235	1756,323	1873,411
4,8	2	8	2290,86	1399,968	1527,237	1654,507	1781,777	1909,047	2036,316
5,2	2	8	2474,12	1511,965	1649,416	1786,868	1924,319	2061,770	2199,222
5,6	2	8	2657,39	1623,962	1771,595	1919,228	2066,861	2214,494	2362,127

## Висновки до розділу 6

1. Розрізну траншею доцільно проходити паралельно повздовжнім тріщинам  $S$ , врубову уздовж поперечних тріщин  $Q$ . Відколювання моноліту або блоку має проводитися так, щоб його довша сторона була паралельна повздовжнім тріщинам  $S$ .

2. Залежність зміни об'єму першого блоку двосмугової капітальної траншеї від кута горизонтальної збійки алмазного канату описується поліномом третього ступеня.

3. Найекономічніший результат буде досягнуто при меншій кількості заходок, але при цьому потрібно приймати до уваги оптимальні об'єми товарних блоків. При однаковій початковій ширині 9 м та глибині 6 м, видно, що найбільший вихід товарних блоків буде при куті заведення канату  $\alpha=60^\circ$ ; при змінній початковій ширині для досягнення проектною відмітки 6,6 м та глибині 6 м, видно, що найбільший вихід товарних блоків буде при куті заведення канату  $\alpha=50^\circ$ .

4. При ухилі траншеї 200 проміле мінімальний кут буріння тильної сторони має бути не менше 12 градусів в іншому випадку моноліт не зможе перекинутися (необхідно застосовувати відсунення його, де зусилля зросте приблизно в півтора рази). При збільшенні кута буріння тильної сторони моноліту необхідних зусиль для перекидання зростатимуть. Використання домкратів з великим штоком призведе до застосування меншої потужності домкратів.

5. При установці домкрата у другій позиції зусилля, які необхідні для перекидання моноліту зростуть майже вдвічі. Для успішного перекидання моноліту бічні грані мають відокремлені від масиву за допомогою стрічкового буріння.

6. Аналітично встановлена залежність початкової ширини капітальної траншеї від кута збійки горизонтальних свердловин для досягнення проектною ширини 6 м та 6,6 м відповідно описується експонентною та логарифмічною функціями.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій наведено теоретичне узагальнення і нове вирішення актуальної науково-практичної проблеми з розробки наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щебених гранітних кар'єрів шляхом встановлення залежностей природних та технологічних параметрів з розробки сейсмобезпечних технологій виконання промислових вибухів при паралельному видобутку блочної та щебеневої продукції в межах одного родовища гранітів.

Основні наукові та практичні результати роботи полягають у такому:

1. Розроблено схему виділення природно-технологічних зон в робочому просторі щебених кар'єрів та на основі цього узагальнено методику геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища.

2. Розроблено методики визначення зниження міцності природного каменю, що надають можливість встановити придатність родовища гранітів до супутнього видобутку блоків природного каменю в щебених кар'єрах. Дослідження міцності граніту неруйнуючим методом дало можливість встановити взаємозв'язок між характеристиками міцності червоних гранітів та поширенням ультразвукової хвилі у вигляді степеневих функцій.

3. Вперше аналітично обґрунтовано та експериментально підтверджено допустимі значення напружень розтягнення і масової швидкості коливань гранітної основи уступів блочного каменю, скореговані з рівнем небезпеки тріщиноутворення (сейсмостійкості) в них під час промислових вибухів з урахуванням частотних характеристик коливань сейсмічних хвиль й власних коливань окремих блоків.

4. Вперше аналітично і експериментально виконано оцінку хвильових процесів в умовах промислових вибухів на дільницях з видобутку щебеневої продукції для одержання початкових розрахункових даних на дільниці з

видобутку блоків облицювального каменю. На основі досліджених фізико-механічних властивостей та анізотропії гранітного масиву, по якому поширюється сейсмовибухова хвиля, розраховується захисна ціликова зона та параметри підривних робіт, які не перевищують встановлених допустимих напружень розтягнення на всіх ділянках блочного каменю. Доведено, що застосування в певній комбінації розроблених сейсмобезпечних методів технологічного руйнування гірничої маси на щебінь дає можливість одночасно зберегти цілісність блочного масиву для супутнього видобутку блоків.

5. У результаті регресійного аналізу отримано залежність для визначення маси базової машини (екскаватора) від енергії удару гідромолоту, яка описується лінійною функцією. Встановлено залежності продуктивності гідромолотів з різною енергією удару від розміру шматка негабариту, які описуються поліномами третього степеню, що надасть можливість підвищити продуктивність технологічних процесів з видобутку блоків в розвалі гірської породи та селективному видобутку блоків облицювального каменю з уступу в парі з дисковою машиною.

6. Розроблено технологічні схеми розробки уступу з супутнім видобуванням блоків природного каменю. Визначено процедуру поточного планування видобутку блоків природного каменю в умовах щебених кар'єрів. Запропоновано схеми видобутку блоків алмазно-канатним способом та встановлені залежності сумарного об'єму блоків в першому ряду від довжини фронту робіт, які описуються поліномами другого ступеня.

7. Доведено, що найменші технологічні втрати природного каменю будуть при тристадійній схемі видобування природного каменю з максимальною шириною первинного моноліту та встановлено залежність величини питомих втрат при двостадійній та тристадійній системі видобування від ширини первинного моноліту, які описуються поліномами другого ступеня.

8. Встановлено залежності зміни кінцевої ширини траншеї та кількості заходок від кута збіжки горизонтальних свердловин для досягнення проектної

глибини 6 м, які відповідно описуються логарифмічною та експоненціальними функціями. Також встановлено, що при ухилі траншеї 200 проміле мінімальний кут буріння тильної сторони моноліту має бути не менше 12 градусів. В іншому випадку моноліт не зможе перекинутися (необхідно застосовувати його відсунення, де зусилля в півтора рази вище, ніж при його перекиданні).

9. Результати дисертаційної роботи впроваджені на ТОВ «Надри», ТОВ «Дизельтехсервіс», ТДВ «Березівський кар'єр», ТОВ «Грабовецький гранкар'єр», ПАТ «Західукрвибухпром» та у навчальному процесі Житомирського державного технологічного університету, що підтверджується відповідними актами. Сумарний очікуваний економічний ефект становить 2,72 млн. грн. на рік.

## ЛІТЕРАТУРА

1. Жуков С.О. Розробка технології видобутку природного каменя як попутної сировини в діючих кар'єрах : дис. докт. техн. наук / Жуков Сергій Олександрович. – Кривий Ріг, 1998. – 334 с.
2. Сафронов В.П. Технология и комплексы оборудования выемки природных естественных отдельностей (блоков) из массива карбонатных пород : дис. докт. техн. наук : 25.00.22 – Геот / Сафронов Виктор Петрович. – Тула, 2002. – 372 с.
3. Гелета О.Л. Статистичні дослідження і аналіз кризових явищ 2008–2010 років на ринку декоративного каміння на прикладі динаміки експортно-імпортних операцій в Україні / О.Л. Гелета // Коштовне та декоративне каміння. – 2012. – №1. – С. 14–21.
4. Гелета О. Дослідження зовнішньоекономічного обігу декоративного каменю в Україні / О. Гелета // Коштовне та декоративне каменю. – № 2 (56). – К. : ДГЦУ, 2009. – С. 28–33.
5. Барбот де Марни Е.Н. К вопросу о селективной разработке месторождений полезных ископаемых / Е.Н. Барбот де Марни // Цветные металлы. – 1962. – №1. – С. 14–16.
6. Сафронов В.П. Технология и комплексы оборудования выемки природных естественных отдельностей (блоков) из массива карбонатных пород: дис. ... докт. техн. наук. / В.П. Сафронов. – Тула, 2002. – 345 с.
7. Самойлов Ю.А. Технология разработки полускальных пород с помощью механических рыхлителей и драглайнов / Ю.А.Самойлов, В.К.Репетух, Ю.И.Федоров // Горный журнал. – 1977. - №4. – С. 28-30
8. Сафронов В.П. К вопросу создания оборудования избирательного действия для открытой добычи твердых полезных ископаемых / В.П.Сафронов, В.Н.Ликин // Технология механизация горных работ: Сб. науч. трудов / ТулГУ. –

Тула, 1998. – С. 143-145.

9. Отраслевая инструкция по определению трещиноватости и блочности и выбору технологии горных работ на разрабатываемых месторождениях облицовочного камня / Н.Н. Анощенко, Ю.Г. Карасев, Н.Е. Федотов. – М. : МИСМ СССР, 1989. – 163 с.

10. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов / И.В. Баклашов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.

11. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ / Ю.И. Анистратов. – М. : Недра, 1995. – 351 с.

12. Боголюбов Б.П. Раздельная разработка месторождений сложного состава / Б.П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев. – М. : Недра, 1967. – 195 с.

13. Буянов Ю.Д. Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых / Ю.Д. Буянов, А.А. Краснопольский. – М.: Недра, 1980. – 354 с.

14. Реалізація промислової продукції підприємствами району [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу: <http://kostvlada.org/viddil-statistiki/>.

15. Левицький В.Г. Управління якістю блоків декоративного каменю на основі використання цифрової фотограмметрії : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук / В.Г. Левицький, 2015. – 22 с.

16. Основне коло промислових підприємств району [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу: <http://korostyshiv-rda.org.ua/content/view/3688/150/>.

17. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Производственные процессы / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 509 с. – (Часть 1).

18. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 549 с. – (Часть 2).

19. Открытые горные работы / [К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий та ін.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 509 с.

20. Кравец В.А. Сырьевая база Ингулецкого ГОКа и ее использование / В.А. Кравец, Л.П. Панова // Горный журнал. – 1985. – № 6. – С. 6–9.
21. Секисов Г.В. Рациональное использование недр при открытой разработке рудных месторождений / Г.В. Секисов. – Фрунзе: Илим, 1976. – 204 с.
22. Аглюков Х.И. Обоснование эффективной технологии добычи блочного гранита / Х.И. Аглюков, М.Ю. Гуров // Добыча, обработка, применение природного камня. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – С. 114–117.
23. Блюменфельд В.М. Рациональный способ добычи гранитных блоков / В.М. Блюменфельд. // Горный журнал. – 1996. – № 6. – С. 33–35.
24. Cluster analysis of fracturing in the deposits of decorative stone for the optimization of the process of quality control of block raw material / [R. Sobolevskiy, N. Zuiivska, V. Korobiiichuk та ін.]. // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2016. – № 5. – С. 21–29.
25. Левицький В.Г. Обґрунтування оптимальних технологічних параметрів видобування гранітних блоків на основі показників тріщинуватості / В.Г. Левицький, Р.В. Соболевський. // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2014. – № 3. – С. 48–52.
26. Definition of hue of different types of pokostivskiy granodiorite using digital image processing / [V. Korobiiichuk, V. Shamrai, O. Iziimova та ін.] // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2016. – № 4. – С. 52–57.
27. Levytsky V. Decorative stone block quality control based on surface digital photogrammetry / V. Levytsky, R. Sobolevsky. // Scientific Bulletin of National Mining University. – 2014. – № 6. – С. 58–66.
28. Sobolevskiy R. Quality control of drilling operations for efficiency upgrading of creation of separation plane by lineage drilling / R. Sobolevskiy, V. Shlapak. // Metallurgical and mining industry. – 2016. – № 2. – С. 167–173.
29. Ващук О. Обґрунтування методики підрахунку об'ємів складів готової



продукції булощебеневої сировини / О.Ващук, Р.Соболевський. // ВІСНИК ЖДТУ. – 2012. – № 4. – С. 174–182.

30. Синельников О.Б. Природный облицовочный камень / О.Б. Синельников. – М.: МГГУ, 2000. – 362 с. – (Часть I).

31. Сич С.В. Звіт про розвідку в межах гірничого відводу Головинського родовища лабрадоритів в Черняхівському районі Житомирської області в 2002 – 2003 рр. / С.В. Сич. – К.: Укрбудматеріали, 2003. – 185 с.

32. Exploring the efficiency of applying fractal analysis for the process of decorative stone quality control / [R. Sobolevskyi, V. Korobiichuk, S. Iskov та ін.]. // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – № 6. – С. 32–40.

33. Бычков Г. Мраморы Уфалейского района / Г.Бычков, Л.Кокунина. // Камень вокруг нас. – 2005. – № 11. – С. 36–41.

34. Бычков Г. Особенности расчета параметров буровзрывных работ на месторождениях природных облицовочных камней / Г.Бычков, А.Чупахин, Р.Кокунии. // Добыча, обработка, применение природного камня. – 2001. – С. 141–148.

35. Крамаренко Н.К. О генезисе иризирующих двухфазных фенокристаллов лабрадора в габброидах Волыни. / Н.К. Крамаренко. – К.: Наук. думка, 1974.

36. Алмазный инструмент для каменной промышленности. Брюссель – Бельгия. Diamant Boart S.A., 1995. – 48 с.

37. Криворучко А.О. Обґрунтування методики геометризації габроїдних порід на основі визначення та оцінки показників структури та декоративності: дис. канд. техн. наук: 05.15.01 / Криворучко Андрій Олексійович. – Житомир, 2006. – 230 с.

38. Кокунина Л.В. Исследование алмазоканатного резания на карьерах / Л.В. Кокунина. // Добыча, обработка, применение природного камня. – 2006. –

№ 6. – С. 30–37.

39. Кокунин Р.В. Проходка опытных карьеров с применением козловых кранов при разведке месторождений природного камня / Р.В. Кокунин, Л.В. Кокунина. – 2005. – № 10. – С. 14–16.

40. Першин Т.Д. канатные пилы. Обоснование конструктивных параметров и режимов работы / Т.Д. Першин, М.Ю. Гуров, Г.И. Чеботарев. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Носова», 2006. – 152 с.

41. Лебедев Ю.А. Добыча гранитных блоков в ЮАР / Ю.А. Лебедев, А.К. Горьков, А. Б.Макаров. // Горный журнал. – 1996. – № 6. – С. 43–45.

42. Peculiarities of brittle and ductile materials destruction and deformation during the explosion of industrial shaped charges / Y.Voitenko, V. Kravets, V. Shukurov, O. Drachuk. // Mining of Mineral Deposits. – 2017. – № 11. – С. 12–20.

43. Застосування інформаційно-комп'ютерних технологій для дослідження гірничо-геологічних особливостей родовищ рудних і нерудних корисних копалин / А.О.Криворучко, В.В. Коробійчук, Ю.О. Подчашинський, О.О. Ремезова. // Вісник Житомирського державного технологічного університету. Серія: Технічні науки. – 2007. – № 1. – С. 186–196.

44. Коробійчук В.В. Вплив бурових робіт на якість первинного моноліту при його відокремленні від масиву / В.В. Коробійчук, В.В. Котенко// Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2008. – № 4 (47). – С. 160–167.

45. Коробійчук В.В. Дослідження впливу якісних ознак блочного каменю на технологію розпилювання канатом з алмазними напайками / В.В. Коробійчук// Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2007. – № 2 (41). – С. 148–15.

46. Іськов С.С. Формування забарвлення декоративного каменю Частина 2. Штучне забарвлення кам'яних виробів / С.С. Іськов, А.О. Криворучко,

В.В. Коробійчук// Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011.–№ 1 (56). – С. 100–108.

47. Криворучко А.О. Вплив анізотропії каменю на оптимізацію процесу підготовки масиву до виймання / А.О. Криворучко, О.О. Кісель, С.С. Іськов. // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – 2007. – № 3.

48. Коробійчук В.В. Дослідження впливу буровибухових робіт на якість блочної продукції кар'єру на основі визначення геометричних характеристик її тріщинуватості / В.В. Коробійчук, Р.В. Соболевський, Ю.О. Подчашинський, О.А. Зубченко, О.О. Ремезова // Вісник Житомирського державного технологічного університету. Серія: Технічні науки. – 2007. – № 3 (42). – С. 143–150.

49. Кравець В.Г. Ощадливі способи відділення кам'яних блоків [Електронний ресурс] : монографія / В.Г. Кравець, К.К. Ткачук, Т.В. Гребенюк, А.Л. Ган. – Електронні текстові дані (1 файл: 8,94 Мбайт). Київ : НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського», 2016. – 216 с.

50. Вапнічна В.В. Формування водозахисних екранів в нестійких ґрунтах вибухом системи свердловинних зарядів : дис. ... канд. техн. наук. : 05.15.09. – геотехнічна і гірнича механіка / В.В. Вапнічна. – К., 2009. – 150 с.

51. Жукова Н.І. Обґрунтування сейсмобезпечних параметрів буропідричних робіт на кар'єрах в умовах закарстованих породних масивів : дис. ... канд. техн. наук : 05.15.03. – відкрита розробка родовищ корисних копалин / Жукова Наталія Іванівна. – Київ, 2017. – 181 с.

52. Соболевський Р.В. Мінімізація втрат декоративного каменю при його видобуванні і подальшій переробці на основі запровадження технології розпилювання косокутних блоків / Р.В. Соболевський // Вісник ЖІТІ / Серія: Технічні науки. – 2002. – № 23. – С. 309–312.

53. Соболевський Р.В. Управління якістю бурових робіт для підвищення ефективності алмазно-канатного різання / Р.В. Соболевський, В.О. Шлапак, О.В. Камських. // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського. – 2015. – № 5. – С. 106–111.

54. Патент України на винахід 86515 МПК (2009) G01B 7/00 – № а2007 10049. Спосіб визначення тріщинуватості блоків та виробів з каменю / Ремезова О.О., Подчашинський Ю.О., Коробійчук В.В., Соболевський Р.В. – Заявл. 10.09.07; Опубл. 10.03.09. Бюл. № 8. – 4 с.

55. Бакка М.Т. Класифікація втрат і збіднення облицювальних гранітів / М.Т. Бакка, О.О. Кісель // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – № 33 (2). – Житомир. – 2005. – С. 133–135.

56. Бакка М.Т. Можливості зменшення втрат граніту при видобуванні блоків термічним способом / М.Т. Бакка, О.О. Кісель // Вісник Криворізького технічного університету ; Зб. наук. праць. – Вип. 9. – 2005. – С. 14–16.

57. Бакка Н.Т. Разработка технологии и комплексов оборудования добычи блоков из высокопрочных трещиноватых пород : дисс. на соискание степени докт. техн. Наук / Н.Т. Бакка. – Житомир, 1986. – 378 с.

58. Бакка Н.Т., Ильченко И. В. Облицовочный камень. Геолого–промышленная и технологическая оценка месторождений / Н.Т. Бакка, И.В. Ильченко : Справочник. – М.: Недра, 1992. – 303 с.

59. Бакка Н.Т. Прогнозирование блочности на месторождениях облицовочных гранитов горногеометрическими методами : дисс. на соискание степени канд. техн. Наук / Н.Т. Бакка. – Днепропетровск, 1974. – 166 с.

60. Бакка Н.Т. Структура массивов габброидных пород Коростенского плутона / Н.Т. Бакка, А.А. Криворучко, А.В. Камских // Добыча, обработка и применение природного камня : Сб. науч. тр. – Магнитогорск. – 2004. – С. 5–13.

61. Визначення показників кольору та геометричних характеристик текстури облицювального каменю / Бакка М.Т., Ремезова О.О., Криворучко А.О., Купкин Є.С., Подчашенский Ю.О. // Сборник научных трудов Национального горного университета. – 2004. – № 19. – С. 23–30.

62. Карасев Ю.Г. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня : Учебное пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. – СПб.: 1997. – с. 427.

63. Карасев Ю.Г. Процессы и технология открытых горных работ на карьерах стенового и блочного камня : Учебное пособие / Ю.Г. Карасев. – М.: Изд. МГИ, 1982. – 72.

64 Карасёв Ю.Г. Формирование технологических комплексов по зонам на карьерах облицовочного камня высокой прочности : дисс. ... докт. тех. наук: 05.15.03 / Ю.Г. Карасёв. – Москва, 1991. – 321 с.

65. Карасёв Ю.Г. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня / Ю.Г. Карасёв, Н.Т. Бакка. – Санкт–Петербург: Горный институт им. Г.В. Плеханова, 1997. – 428 с.

66. Соболевський Р.В. Дослідження можливих шляхів мінімізації втрат при завалюванні монолітів декоративного каменю / Р.В. Соболевський, В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко // Вісник ЖДТУ. – 2007. – № 1. – С. 201–206.

67. Дослідження впливу буровибухових робіт на якість блочної продукції кар'єру на основі визначення геометричних характеристик її тріщинуватості / Ю.О. Подчашинський, О.О. Ремезова, О.А. Зубченко, Р.В. Соболевський // Вісник Житомирського державного технологічного університету. – 2007. – № 3. – С. 143–150.

68. Левицький В.Г. Дослідження точності вимірювання лінійних розмірів товарних блоків природного каменю та її впливу на техніко-економічні показники кар'єру / В.Г. Левицький, Р.В. Соболевський // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – Житомир: ЖДТУ, 2007. – № 4 (43). – С. 149–155.

69. Левицький В.Г. Дослідження впливу кута і відстані цифрової фотограмметричної зйомки на точність побудови тривимірних моделей об'єктів кар'єру декоративного каменю / В.Г. Левицький, Р.В. Соколевський, А.В. Панасюк // Наукові праці ДонНТУ: серія гірничо-геологічна. – Донецьк : ДонНТУ, 2009. – Випуск 9 (143). – С. 147–151.

70. Левицький В.Г. Створення тривимірних моделей природних окремоостей кар'єру як етап удосконалення маркшейдерського забезпечення видобування декоративного каменю / В.Г. Левицький, Р.В. Соколевський // Наукові праці ДонНТУ : серія гірничо-геологічна. – Донецьк: ДонНТУ, 2010. – Випуск 12 (173). – С. 232–238.

71. Соколевський Р.В. Обґрунтування оптимального методу інтерполяції геологорозвідувальних даних на базі програмного забезпечення SURFER / Р.В. Соколевський, О.М. Толкач // Вісник ЖДТУ. – 2011. – № 1. – С. 135–141.

72. Соколевський Р.В. Обґрунтування параметрів видобування і переробки декоративного каменю на основі гірничо-геометричного аналізу структур покладів: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.01 / Р.В. Соколевський. – Житомир, 2005. – 191 с.

73. Першин Г.Д. Энергетический принцип расчета поверхностного разрушения горных пород алмазно-абразивным инструментом / Г.Д. Першин // Изв. Вузов Горный журнал. – 1992. – № 6. – С. 69–76.

74. Першин Г.Д. Поверхностная прочность природного камня / Г.Д. Першин, М.Ю. Гуков, М.А. Ахметшин // Добыча, обработка и применение природного камня ; Сборник трудов. – Магнитогоск: МГТУ, 2003. – С. 159–169.

75. Першин Г.Д., Сердюков В. В., Гуков М.Ю. Основные критерии процесса обработки природного камня алмазно-абразивным инструментом / Г.Д. Першин, В.В. Сердюков, М.Ю. Гуков // Добыча, обработка и применение природного камня ; Сборник трудов. – Магнитогоск: МГТУ, 2007 – С. 109–119.

76. Оптимизация параметров забоя при добыче блочного камня с применением канатно-алмазных пил / Г.Д. Першин, Н.Г. Караулов, А.В. Афонит, Е.В. Северин // Добыча, обработка и применение природного камня: Межвуз. сб. научн: тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001. – С. 54–65.

77. Першин Г.Д. Основные критерии процесса обработки природного камня алмазно-абразивным инструментом / Г.Д. Першин, В.В. Сердюков, М.Ю. Гуров: Добыча, обработка и применение природного камня: Межвуз. сб. научн: тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001. – С. 109–119.

78. Першин Г.Д. Рациональная геометрия забоя при добыче мрамора канатно-алмазными пилами / Г.Д. Першин, А.И. Косолапов // Камень и бизнес. – 1995. – № 2/6. – С. 10–14.

79. Першин Г.Д. Техничко –экономическое обоснование оптимальных параметров подготовки гранитных блоков к выемке с применением НРС / Г.Д. Першин, Е.Г. Пшеничная // Добыча, обработка и применение природного камня. – Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2002. – С. 28–35.

80. Першин Г.Д. Обоснование эффективной работы расширения НРС при шпуровой добычи блочного камня / Г.Д. Першин, Е.Г. Пшеничная // Добыча, обработка и применение природного камня. – Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2004. – С.70–79.

81. Першин Г.Д. Основы расчёта технологических параметров добычи природного камня с применением НРС / Г.Д. Першин, Е.Г. Пшеничная // Добыча, обработка и применение природного камня. – Магнитогорск: МГТУ им. Носова, 2001. – С. 77–94.

82. Першин Г.Д. Метод оценки работоспособности НРС / Г.Д. Першин, Е.Г. Пшеничная // Империя камня. – 2002. – № 1–2. – С. 30–31.

83. Косолапов А.И. Исследование и обоснование технологии разработки нагорных месторождений облицовочного мрамора: дис. ... докт. техн. наук. / А.И. Косолапов. – М.: МГГУ, 1993. – 290 с.

84. Косолапов А.И. Технология добычи облицовочного камня / А.И. Косолапов. – Красноярск: Изд-во КГУ, 1990. – 192 с.

85. Косолапов А.И., Волченко Н.И. Определение параметров технологии добычи блоков мрамора невзрывчатыми разрушающими средствами / А.И. Косолапов, Н.И. Волченко // Строительные материалы. – 1990. – № 1. – С. 5–6.

86. Косолапов А.И. Исследование влияния на коэффициент выхода товарных блоков мрамора показателей интенсивности добычных работ / А.И. Косолапов // Добыча, обработка и применение природного камня: Межвуз. сб. научн. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001. – С. 94–108.

87. Косолапов А.И. Выбор способа отработки месторождений облицовочного камня / А.И. Косолапов., Е.В. Безверхая // Добыча, обработка и применение природного камня: Межвуз. сб. научн. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001. – С. 65–77.

88. Косолапов А.И. Исследование зависимости параметров технологии от пространственной изменчивости выхода блоков при комбинированной разработке месторождений мрамора / А.И. Косолапов, А.Ю. Невежин ; Сборник научных трудов. – Магнитогорск, 2007. – С. 89–96.

89. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород : Учебник для ВУЗов / А.С. Чирков. – М.: Издательство Московского горного государственного университета, 2001. – 623 с.

90. Синельников О.Б. Добыча мраморных блоков в Италии / О.Б. Синельников // Горный журнал. – 1996. – № 6. – С. 45–49.

91. Синельников О.Б. Финский опыт добычи гранитных блоков / О.Б. Синельников // Горный журнал. – 1995. – № 5. – С. 36–38.



92. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня / О.Б. Синельников. – М.: Издательство РАСХН, 2005. – 245 с.
93. Синельников И.О. Сущность добычи блоков облицовочного камня / И.О. Синельников, О.Б. Синельников // Камень вокруг нас. – 2002. – № 19. – С. 20–23.
94. Лебедев Ю.А. Добыча гранитных блоков в ЮАР / Ю.А. Лебедев, А.К. Горьков, А.Б. Макаров // Горный журнал. – 1996. – № 6. – С.43–45.
95. Буровзрывные работы на карьерах штучного камня / Г.П. Берсенева, Г.В. Бычков, С.Н. Белов, О.А. Артамонов, А.В. Метельков // Изв. вузов. Горный журнал. – 1999. – № 7–8. – С. 69–73.
96. Густафссон Р. Шведская техника взрывных работ / Р.Густафссон. – М.: Недра, 1977. – 264 с.
97. Миндели Э.О. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / Э.О. Миндели, Н.Ф.Кусов, А.А.Корнеев, Г.И.Марцинкевич. – М.: Недра, 1978. – 253 с.
98. Мохначев М.П. Динамическая прочность горных пород / М.П. Мохначев, В.В. Присташ. – М.: Наука, 1982. –142 с.
99. Ставрогин А.Н. Пластичность горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М.: Недра, 1979. – 301 с.
100. Новые средства и технологии отделения от массива и пассировки блочного камня: Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле / Ю.А. Березуев, М.А. Ейбог, Б.Н. Кутузов, А.Г. Митрофанов ; Сборник материалов международной конференции «Горное дело – 2000». – М.: Изд-во Московского госуд. горного университета, 2001. – С. 572 – 576.
101. Хейккила П. Эффект взрывного заряда на развитие взрывного разрушения скал / П.Хейккила, О.Йокинен, К.Юлатало. – Отаниеме, Финляндия:

Хельсинский технологический университет. Лаборатория горного дела, 1992. – 21. с.

102. S. Optimized extraction of dimension stone blocks / S.Mosch, D. Nikolayew, O. Ewiak, S. Siegesmund. // Environ Earth Sci. – 2011. – №63. – С. 1911–1924.

103. Oezcelik Y. Investigation of effect of pulley diameter to cutting performance in diamond wire cutting / Y. Oezcelik, E. Yilmazkaya, F. Bayram. // 20th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET 2007). – 2007. – №132. – С. 145–150.

104. Ciccu R. 7th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection / R. Ciccu, B. Grosso, A. Muntoni. // MINE PLANNING AND EQUIPMENT SELECTION. – 1998. – С. 275–284.

105. Трубецкой К.Н. Технология применения и параметры карьерных погрузчиков / К.Н. Трубецкой. – М.: Недра, 1985. – 264 с.

106. Трубецкой К.Н. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах / К.Н. Трубецкой, Е.Р. Леонов, Ю.В. Панкевич, – М.: Недра, 1990. – 255 с.

107. Хохряков В.С. Расчет параметров рыхления и режимов работы бульдозерно-рыхлительных агрегатов / В.С. Хохряков, Г.В. Бычков. – Изв. вузов. Горный журнал, 1985, № 7. – С. 20–24.

108. Capuzzi Q. Modern technology and machinery for marble Quarrying / Q.Capuzzi. –Italy, Carrara–Livorno, «Benetti Macchine SRL», 1991. – 93 p.

109. «Pellegrini» The stone master. – Italy, Verona, «Pellegrini SRL», 1995. – 25 p.

110. Turanboy A. Using the distribution curves to optimize the block exploitation in natural stone quarries / A. Turanboy, E. Ulker. // Rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses. – 2014. – С. 631–635.

111. Salacnski R. Serpentinities from the naslawice quarry (lower silesia) as a

potential dimensional stone for tile production / R. Salacnski, K .Delura // 18th Conference on News and Prospects of Economies Mineral Rawgospodarka surowcami mineralnymi–mineral resources management. – Rytro, POLAND, 2008. – Т. 24. – Часть 4. – Выпуск 4. –С. 309–323.

112. Жуков С.О. Нетрадиційні технології в рудних кар'єрах / С.О. Жуков, С.О. Федоренко. – Кривий Ріг : Мінерал, 1999. – 191 с.

113. Жуков С.А. Особенности мигматитов Ингулецкого месторождения как блочного сырья / С.А. Жуков // Геолого–мінералогічний вісник. – 2000. – № 1–2. – С. 168–169

114. Жуков С.О. Геологічні та мінералогічні особливості Інгулецького родовища з точки зору видобутку будівельних матеріалів / С.О. Жуков // Відомості Академії гірничих наук України.– 1997.– № 2.– С. 7–8.

115. Жуков С.О., Соболевський Р.В. Загальні закономірності просторового розміщення тектонічних розломів та розвиток їх природного радіаційного фону / С.О. Жуков, Р.В. Соболевський // Вісник ЖДТУ / Серія: Технічні науки. – 2003. – № 31. – С. 193–201.

116. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация откритіх горніх работ / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1980. – 631 с.

117. Томаков П.І. Технология, механизация и организация откритіх горніх работ / П.І. Томаков. – М.: Изд-во Моск. горного ин-та, 1992. 464 с.

118. Бакка Н.Т. Основные направления развития камнедобычи и камнеобработки Украины / Н.Т. Бакка // Горный журнал. – 2004.– № 1.– С. 35–37.

119. Бакка Н.Т. Разработка технологии и комплексов оборудования добычи блоков из высокопрочных трещиноватых пород / Н.Т. Бакка : дисс. ... докт. техн. наук: 05.15.03 / Н.Т. Бакка. – Житомир, 1986. – 378 с.

120. Карасев Ю.Г. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня

: учеб. пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. – СПб. : СПГИ, 1997. – 428 с.

121. Косолапов А.И. Исследование влияния параметров рабочей зоны и технологии подготовки горизонтов на возможную производственную мощность карьера / А.И. Косолапов, А.Ю. Невежин, М.Ю. Кадеров // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. – Магнитогорск: МагГТУ, 2006. – С.118–128.

122. Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород / Л.И. Барон, Б.М. Логунцов, Е.З. Позин. – М.: Гос.науч.-техн. изд. литературы по горному делу, 1962. – 98 с.

123. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи на кар'єрах України : монографія / В.В. Бойко. – Київ: Вид-во ТОВ «Сталь», 2012. – 150 с.

124. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец. – М.: Недра, 1976. – 271 с.

125. Кузнецов Г.В. Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьере в зависимости от различных факторов / Г.В. Кузнецов, В.П. Улыбйн // сб.: Взрывное дело. – М., Недра, 1972. – № 71/28. – С. 174–180.

126. Цейтлин Я.И. К расчету мощности целика при взрывах / Я.И. Цейтлин // сб.: Взрывное дело. – М., Недра, F78/35. – С. 221–225.

127. Щуйфер М.И. Некоторые вопросы исследования сейсмического эффекта взрывов и определение сейсмобезопасных весов зарядов на строительстве Саяно-Шушенской ГЭС / М.И. Щуйфер, Ю.К. Краснов // Тр.Гидропроекта. – М., 1974. – Вып.43. С. 165–168.

128. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления / В.П. Неганов. – Цветная металлургия, 1969. – № 19. – С.13-16.

129. Неганов В.П. Классификация технологических схем заоткоски уступов и величины зон заколообразования / В.П. Неганов. – Тр. ин-та ИРГИ-

редмет. – Якутск, 1976. – Вып. 28. – С. 109–113.

130. Пришепа Е.А. Эффективный способ снижения сейсмического эффекта в ближней зоне / Е.А. Пришепа, Ю.Ф. Кучерявый, В.И. Майков. // Взрывное дело. – М., Недра, 1972. – № 71/28. – С. 181–184.

131. Исследование сейсмического эффекта при современной технологии буровзрывных работ / М.И. Кандыба, Н.У. Турута, Ю.Л. Благодаренко, О.Б. Бахтин // Взрывное дело. – М.: Недра, 1964. – № 54/11. – С. 190–198.

132. Ито И. Исследование механизма разрушения при контурном взрывании / И.Ито, К.Сасса. – Нихон коче Найси, 1968. – Т. 84. – № 964. – С. 1059-1065.

133. Неганов В.П. Рациональные параметры контурного взрывания при заоткоске уступа / В.П. Неганов, В.А. Скрипка. – Цветная металлургия. – 1971. – № 23. С. 10–12.

134. Джидзалов М.С. Управление параметрами заряда в перебуре с целью снижения сейсмического действия взрыва в стесненных условиях / М.С. Джидзалов // сб.: Взрывная отбойка на рудниках Хибин / III АН СССР, Апатиты, 1983. – С. 183–192.

135. Юревич Г.Г. Охрана горных выработок от воздействия взрывов / Г.Г. Юревич, В.Д. Беляков, Б.Н. Севастьянов. – М.; Недра, 1972. – 136 с.

136. Сафонов Л.В. Влияние последовательности взрывания скважинных зарядов на величину сейсмического эффекта / Л.В. Сафонов. – Горный журнал. – 1965. – № 10. – С. 56–57.

137. Замеров Н.Ф. Исследование на моделях параметров взрывной отбойки сплошных сульфидных руд / Н.Ф. Замеров, А.А. Смирнов, В.Н. Щумило // Результаты исследований по разработке рудных месторождений. – М., Недра, 1971. – С. 149–154.

138. Анциферов М.С. Метод направленного регулирования сейсмического

эффекта при массовых порядных взрывах / М.С. Анциферов, Р.Ф. Никитченко, Н.Г. Балакирева // Взрывное дело. – М., Недра, 1968. – № 64/21. – С. 231–240.

139. Багацкий А.Ф. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов / А.Ф. Багацкий, А.Г. Фридман. – М.: Недра, 1982. – 91 с.

140. Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений / П.С. Миронов. – М.: Недра, 1973. – 168 с.

141. Закусило Р.В. Засоби ініціювання промислових зарядів вибухових речовин : монографія / Р.В. Закусило, В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – 212 с.

142. Кравець В.Г. Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху : монографія / В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук, В.В. Бойко. – Житомир : ЖДТУ, 2015. – 408 с.

143. Чала О.М. Про вплив сейсмовибухових хвиль на стійкість бортів кар'єру каменю / О.М. Чала // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2013.–№ 3 (66). – С. 149–154.

144. ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки». – К. : Держспоживстандарт України, 2009. – 11 с.

145. ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд». – К. : Держспоживстандарт України, 2010.– 6 с.

146. ДСТУ 7117:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення тиску на фронті ударної повітряної хвилі та границі безпечної зони». – К. : Держспоживстандарт України, 2010. – 9 с.

147. Беседин Л.И. Отчет о детальной разведке Лезниковского месторождения гранита Житомирской области, проведенный в 1958–1959 гг. /

Л.И. Беседин

148. Егоров Ю.Г. Отчет о результатах геологических работ, проведенных в 1974–75 г.г. на Лезниковском месторождении гранитов Володарск-Волинского района Житомирской области / Ю.Г. Егоров, Э.И. Поклонная. – 1975.

149. Антипенко Г.О. Геометризація родовищ корисних копалин / Г.О. Антипенко, Т.Г. Ніколаєва. – Дніпропетровськ : Видавництво НГА України, 2002. – 113 с.

150. Антипенко Г.О. Гірнична геометрія / Г.О. Антипенко. – Дніпропетровськ : Видавництво НГА України, 1999. – 265 с.

151. Букринський В.А. Геометрия недр / В.А. Букринський. – 3-е изд., перераб. и доп. – М. : Изд-во МГУ, 2002. – 549 с.

152. Кузьмин В.Н. Геометризация и подсчет запасов месторождений твердых полезных ископаемых / В.Н. Кузьмин. – М. : Недра, 1967. – 242 с.

153. Ушаков И.Н. Горная геометрия : учебник для вузов / И.Н. Ушаков. – 4-е изд., перераб. и доп – М. : Изд-во Недра, 1979. – 440 с.

154. Коробійчук В.В. Геометризація супутньої корисної копалини в умовах Лезниківського родовища гранітів та гірничо-геометричний аналіз його показників / В.В. Коробійчук, О.О. Кісель, В.А. Стріха // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / Технічні науки. – 2012. – № 2 (58). – С. 175–184.

155. Коробійчук В.В. Дослідження тріщинуватості Лезниківського родовища гранітів з перспективою видобутку блочної продукції / В.В. Коробійчук // Восточно-европейский журнал передовых технологий. – Харьков : Технологический центр, 2013. – Вып. № 6/5 (66). – С. 23–28.

156. Локальний звіт по перерахунку запасів на ділянках Західна та Східна Лезниківського родовища гранітів, ОАО «Лизниківський граніт» для видобування щебеню і попутно блочного каменю в Володарсько-Волинському

районі в Житомирській обл. – Кни-га 1 : Укргеологостром. – 2000. – 180 с

157. Рылов А.П. Горная геометрия / А.П. Рылов, Е.П. Тимофеенко. – М. : Недра, 1975. – 231 с

158. Контроль неразрушающий акустический. Термины и определения : ГОСТ 23829-85. – Введ. 01.01.87. – М. : Министерством приборостроения, средств автоматизации и систем управления, 1985. – 96 с.

159. Коробійчук В.В. Проблеми і завдання акустичного контролю будівельних конструкцій з природного каменю / В.В. Коробійчук // Тези XXXVI-ої науково-практичної міжвузівської конференції, присвяченої Дню науки, 12–13 травня 2011 року: в 2-х т. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – Т. 1. – С. 152–153.

160. Оцінка результатів дослідження залежності параметрів пружних хвиль від тиску в зразках природного декоративного каменю // Вісник Національного технічного університету України "КПІ" / Серія "Гірництво" : Збірник наукових праць. – Київ : НТУУ "КПІ" : ЗАТ "Техновибух", 2012. – Вип. 22. – С. 101–105.

161. Короблев А.Л. Современные методы и приборы для изучения напряженного состояния массива горных пород / А.Л. Короблев. – М. : Наука, 1969. – 127 с.

162. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород / В.Д. Ломтадзе. – М. : Недра, 1972. – 312 с.

163. Прочность и деформируемость горных пород / Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михеев., А.Б. Фадеев. – М : Недра, 1979. – 269 с.

164. Шаумян Л.В. Физико-механические свойства массивов скальных горных пород / Л.В. Шаумян. – М. : Наука, 1972. – 120 с.

165. Турчанинов И.А. Руководство по измерению напряжений в массиве скальных пород методом разгрузки (вариант торцевых измерений) / И.А. Турчанинов, Г.А. Марков, В.И. Иванов. – Апатиты : КФ АН СССР, 1970. – 48 с.



166. Зубков А.В. Геомеханика и геотехнология / А.В. Зубков. – Екатеринбург : УрО РАН, 2001. – 335 с.

167. Коробійчук В.В. Залежність внутрішньопорового тиску від пружних властивостей природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012.–№ 1 (60). – С. 123–126.

168. Коробійчук В.В. Исследование гранита (Лезниковское месторождение – MAPLE RED) ультразвуковым методом с целью установления взаимосвязи между прочностными и звуковыми характеристиками / В.В. Коробійчук, Л.В. Шайдецька ; Збірник матеріалів міжнародної науково-практичної конференції «Сучасні технології та особливості видобутку, обробки і використання природного каменіння». – 26 листопада 2015. – Київ. – С. 15–16.

169. Коробійчук В.В. Метод оцінки тиску, що виникає при тепловому розширенні кристалів солей і льоду в порах природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011.–№ 3 (58). – С. 176–179.

170. Методи випробування природного каменю. Визначення міцності при стискання (EN 1926:2006, MOD): ДСТУ Б В.2.7-229:2010. – Введ. 01.01.2011. – К. : Міністерство регіонального розвитку та будівництва України, 2010. – 21 с.

171. Методи випробування природного каменю. Визначення границі міцності при згинанні під постійним моментом (EN 13161:2001, MOD): ДСТУ Б В.2.7-152:2008. – Введ. 01.06.2009. – К. : Міністерства регіонального розвитку та будівництва України, 2009. – 24 с.

172. Korobiichuk V. Study of ultrasonic characteristics of Ukrainian red granites at low temperatures Systems / V. Korobiichuk // Control and Information Technology. – Warsaw, 20–21.05.2016. – Book of abstracts. – p. 33.

173. Прибор ПУЛЬСАР-2.1 [Електронний ресурс] – Режим доступу до

ресурсу: <https://www.interpribor.ru/ultrasonic-measuring-instrument-of-concrete-durability-pulsar-2.1>.

174. Терентьев О. М., Гонтарь П. А., Клещов А. Й. Формування комбінованого руйнування гірських порід вибухо-механічними навантаженнями // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського. 2014. № 6 (1). С. 131–136.

175. Xiao J. Q., Ding D. X., Jiang F. L., Xu G. Fatigue damage variable and evolution of rock subjected to cyclic loading // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences . 2010. № 47. С. 461–468.

176. Bagde N., Petros V. Fatigue properties of intact sandstone samples subjected to dynamic uniaxial cyclical loading // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2005. № 42. С. 237–50

177. Stavrogin A. N., Tarasov B. G. Experimental physics and rock mechanics: monograph/CRC Press, 2001. 356 p.

178. Li N., Chen W., Zhang P., Swoboda G. The mechanical properties and a fatigue-damage model for jointed rock masses subjected to dynamic cyclical loading // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2001. Volume 38. Issue 7. P. 1071–1079

179. Терентьев О. М. Стрельцова І. М. Класифікація комбінованих способів руйнування гірських порід графами // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. 2013. № 2. С. 74–80.

180. Bagde M. N., Petroš V. Fatigue and dynamic energy behaviour of rock subjected to cyclical loading // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2009. Т. 46. № 1. С. 200–209.

181. Vaneghi G. R., Ferdosi B., Okoth A. D., Kuek B. Strength degradation of sandstone and granodiorite under uniaxial cyclic loading // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2018. Volume 10. Issue 1. P. 117–126.

182. Momeni A., Karakus M., Khanlari G.R., Heidari M. Effects of cyclic loading on the mechanical properties of a granite // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2015. Volume 77. P. 89–96.

183. Vasconcelos G., Lourenço P. B., Alves C. A. S., Pamplona J., Ultrasonic evaluation of the physical and mechanical properties of granites // Ultrasonics. 2008. Volume 48. Issue 5. Pages 453–466.

184. Korobiichuk V. Study of Ultrasonic Characteristics of Ukraine Red Granites at Low Temperatures // International Conference on Systems, Control and Information Technologies 2016. Springer International Publishing. 2016. С. 653–658.

185. Singh S.K. Fatigue and strain hardening behaviour of graywacke from the flagstaff formation // New South Wales Engineering Geology. 1989. № 26 (2), P. 171–179.

186. Набиуллин Р.Ш. Анализ и разработка конструктивной схемы оборудования для вторичного дробления горных пород : дис. ... канд. : 05.05.06 -Горн / Р.Ш. Набиуллин. – Екатеринбург, 208. – 105 с.

187. Данилов А.В. Определение работы на разрушение горных пород при локальном динамическом нагружении / А.В. Данилов // Нетрадиционные технологии и оборудование для разработки сложно-структурных МПИ: Сб. докладов III международной научно-технической конференции. Чтения памяти В.Р. Кубачека. – Екатеринбург : УГГУ, 2005. – С. 46–49.

188. Андреев В.Д. Исследование влияния угла заострения инструмента на процесс взаимодействия с породой / В.Д. Андреев, А.И. Бочковский, С.И. Скляр ; сб: Горный породоразрушающий инструмент. – Киев : Техника, 1970.

189. Ватолин Е.С. К вопросу отражения, преломления и фокусирования ударных волн в горных породах / Е.С. Ватолин. – М. : Научные сообщения ИГД АН СССР, 1967. – № 37.

190. Техничко-эксплуатационные характеристики машин компании

Caterpillar®. Справочник. – США: Cat® Caterpillar Inc., Пеория, Иллинойс, 2008. – 1330 с.

191. Коробійчук В.В. Дослідження впливу технологічних параметрів гідромолоту DAEWOO DOOSAN на його продуктивність / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // Восточно-европейский журнал передовых технологий. – Харьков : Технологический центр, 2014. – Вып. № 2/7 (68). – С. 41–46.

192. Виймально-навантажувальні роботи на кар'єрах : навчальний посібник / В.В. Коробійчук, В.Г. Кравець, С.С. Іськов, Р.В. Соколевський, А.О. Криворучко, О.М. Толкач, В.О. Шлапак. – Житомир : ЖДТУ, 2017. – 440 с.

193. Набиуллин Р.Ш. Обзор способов дробления негабаритов / Р.Ш. Набиуллин // Нетрадиционные технологии и оборудование для разработки сложно-структурных месторождений полезных ископаемых: Сб. докладов II международной научнотехнической конференции. Чтения памяти В.Р. Кубачека. – Екатеринбург : УГГУ, 2005. – С. 29–38.

194. Набиуллин Р.Ш. Новые технические решения для разрушения негабаритов в условиях карьеров / Р.Ш. Набиуллин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 6. – С. 251–252.

195. Зубченко О.А. Вплив часу руйнування негабаритів на продуктивність гідромолоту DAEWOO DOOSAN DXB 90 на Сабарівському родовищі гранітів / О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // VI Международная научно-техническая конференция «ЭНЕРГЕТИКА. ЭКОЛОГИЯ. ЧЕЛОВЕК». – К. : НТУУ «КП», 2014. – С. 21–24

196. Набиуллин Р.Ш. Анализ существующих способов дробления негабаритов. Горные машины и автоматика / Р.Ш. Набиуллин. – 2005. – № 3. – С. 41–44.

197. Барон Л.И. Определение энергоемкости разрушения образцов горных пород ударными нагрузками / Л.И. Барон, Р.В. Орлов, В.М. Курбатов // Горный журнал. – 1959. – № 12.

198. Коробійчук В.В. Дослідження впливу часу руйнування негабаритів на об'єм утворених кондиційних шматків / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко, В.І. Шамрай // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2014. – № 3 (70). – С. 134–139.

199. Коробійчук В.В. Дослідження впливу характеристик гідроударних установок на їх продуктивність / В.В. Коробійчук, О.В. Мозговенко // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2009. – № 1 (48). – С. 160–167.

200. Шамрай В.И. Исследование технологических параметров бутобоя с целью повышения производительности дробления негабаритов / В.И. Шамрай, Е.А. Зубченко ; Сборник научных трудов Международного форума-конкурса молодых ученых «Проблемы недропользования» Ч. 1. – Санкт-Петербург. – 2014. – С. 123–125.

201. Бычков Г.В. Направления повышения эффективности технологий добычи и обработки природного камня на урале : дис. докт. техн. наук : Специальность 2 / Г.В. Бычков. – Екатеринбург, 2003. – 385 с.

202. Коробійчук В.В., Зубченко О.А. Дослідження впливу якісних ознак блочного каменю на ефективність розпилювання дисковими пилами з алмазними напайками / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2008. – № 2 (45). – С. 150–152.

203. Коробійчук В.В. Вплив довжини сегмента на працездатність дискового інструменту / В.В. Коробійчук, С.С. Іськов // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ : НГУ, 2011. – № 2 (122). – С. 128–131.

204. Шамрай В.І. Вплив фактурної обробки природного каменю на його декоративність / В.І. Шамрай, В.В. Коробійчук ; Збірник матеріалів міжнародної

науково-практичної конференції «Сучасні технології та особливості видобутку, обробки і використання природного камення». – 23 жовтня 2014. – Київ. – С. 53–55.

205. Особливості організації виробництва на підприємствах з видобутку природного каменю // Тези міжвузівської науково-практичної конференції, присвяченої Дню науки, 17–18 травня 2012 року: в 2-х т. – Житомир : ЖДТУ, 2012. – Т. 1. – С. 145–146.

206. Аналіз технологічних робіт з видобування природного каменю, для оптимізації геометричних розмірів монолітів природного каменю // Матеріали п'ятої всеукраїнської науково-краснознавчої конференції. Мінерально-сировинні багатства України: шляхи оптимального використання. – Володарськ-Волинський, 2012. – С. 94–98.

207. Ткач В.Р. Развитие научных основ организации производства по добыче и обработке камня : дис. докт. техн. наук / В.Р. Ткач. – Москва, 2004. – 302 с.

208. Коробійчук В.В. Удосконалення системи поточного планування видобування блоків природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – Т. 1, № 3 (62). – С. 122–125.

209. Кальчук С.В. Исследование зависимости параметров горно-капитальных работ на карьерах блочного облицовочного камня от комплекса внутрикарьерного транспорта / С.В. Кальчук, Л.С. Недилько, В.В. Коробийчук // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. – Вып. 10. – Магнитогорск : ГОУ ВПО МГТУ, 2010. – С. 82–91.

210. Shamray V.I. The study of the influence of polishing by different methods on the quality indicators of natural stone surfaces / V.I. Shamray, S.K. Kobzar, V. Korobiichuk V. // All Ukrainian Scientific and Practical Conference “Current Trends

in Young Scientists' Researches". Zhytomyr – 2015. p. 77–80.

211. Коробійчук В.В. Паспортизація кінцевої товарної продукції блочного кар'єру / В.В. Коробійчук, О.А. Зубченко // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія : Технічні науки. – Житомир, 2008. – № 3 (46). – С. 142–147.

212. Коробійчук В.В. Обґрунтування лінійних розмірів блоків природного каменю залежно від вимог споживачів / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2015. – № 4 (75). – С. 123–130.

213. Синельников И.О. Зависимость интенсивности добычи природного камня от линейных параметров первичного монолита и блоков / И.О. Синельников // Горный журнал. – М. : МГУ, 2008. – С. 30–32.

214. Уляков М.С. Анализ влияния режимов работы канатных пил на эффективность отделения монолитов природного камня от массива / М.С. Уляков, Г.Д. Першин // Вестник Магнитогорского гос. тех. ун-та им. Г.И. Носова. – 2014. – № 4 (48).

215. Першин Г.Д. Процесс разрушения массива при шпуровой добыче блочного камня / Г.Д. Першин, Е.Г. Пшеничная, Е.В. Северин // Добыча, обработка и применение природного камня: Сборник научных трудов. – Магнитогорск, 2004. – № 4. – С. 92–102.

216. Подойников С.И. Исследование технологии добычи штучного камня на гранитных месторождениях с целью увеличения производительности карьеров (на примере карьеров Ленинградской области) : автореф. дисс. ... к.т.н. / С.И. Подойников – Ленинград, 1977. – 18 с.

217. Техника и технология добычи гранитных блоков / Б.Р. Ракишев, Ю.Н. Бабин, Б.Ф. Шерстюк, В.С. Бобович. – М. : Недра, 1989.

218. Караулов Г.А. Исследование влияния параметров системы разработки на потери блочного камня / Г.А. Караулов, Н.Г. Караулов, А.В. Афонин //

Добыча, обработка и применение природного камня ; Сборник научных трудов. – Магнитогорск, 2002. – № 4. – С. 51–56.

219. Оцінка якості блочної сировини та облицювальної продукції з природного каменю : навч. посібник / В.В. Коробійчук С.О. Жуков, Н.В. Зуєвська, В.В. Бойко. – Ч. 2. – Житомир : ЖДТУ, 2013. – 152 с.

220. Обладнання для видобування блочного природного каменю : навч. посібник / В.В. Коробійчук, В.В. Котенко, С.В. Кальчук, Р.В. Соболевський, О.О. Кісель, Г.М. Ломаков. – Житомир : ЖДТУ, 2011. – 348 с.

221. Визначення оптимального напрямку ведення гірничих робіт при видобуванні блоків з природного каменю / А.О. Криворучко, В.В. Коробійчук, Р.В. Соболевський, О.В. Камських, І.В. Павлюк // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2016. – № 3 (78). – С. 150–163.

222. Exploring the efficiency of applying fractal analysis for the process of decorative stone quality control / R. Sobolevskiy, V. Korobiichuk, S. Iskov, I. Pavliuk, A. Kryvoruchko // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – Vol. 6/3 (84). – P. 32–40.

223. Cluster analysis of fracturing in the deposits of decorative stone for the optimization of the process of quality control of block raw material / Ruslan Sobolevskiy, Natalia Zuievskaya, Valentyn Korobiichuk, Oleksandr Tolkach, Volodymyr Kotenko // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – Vol. 5/3 (83). – P. 21–29.

224. Криворучко А.О. Розробка узагальненої методики геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища // А.О. Криворучко, В.В. Коробійчук, С.С. Іськов // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012. – № 4 (63). – С. 190–202.



225. Peculiarities of natural stone extraction technology with the help of diamond wire machines / Igor Korobiichuk, Valentyn Korobiichuk. Sergii Iskov, Michal Nowicki, Roman Szewczyk // 16 th International Multidisciplinary Scientific GeoConference Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. – Book 1. – 2016. – Volume II. – P. 649–657.

226. Definition of hue of different types of pokostivskiy granodiorite using digital image processing / V. Korobiichuk, V. Shamrai, O. Iziumova, O. Tolkach, R. Sobolevskiy // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2016. – Vol. 4/5 (82). – P. 52–57.

227. Коробійчук В.В. Дослідження ефективності буріння природного каменю бурильними верстатами / В.В. Коробійчук, А.Ю. Бас // Тези XXXV-ої науково-практичної міжвузівської конференції, присвяченої Дню університету, 25–26 травня 2010 року: в 2-х Т. – Житомир : ЖДТУ, 2010. – Т.1. – С. 114–115.

228. Дослідження впливу висоти та ширини моноліту, який перекидається, на його руйнування // Тезиси докладов. Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений ; Сб. научн. трудов. – Вып 18. – Донецк : «Норд–Пресс», 2012. – С. 83–86.

229. Коробійчук В.В. Дослідження впливу розмірів первинного моноліту природного каменю на питомі втрати природного каменю / В.В. Коробійчук // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / Технічні науки. – 2012. – № 1 (57). – С. 150–154.

230. Формування забарвлення декоративного каменю Частина 2. Штучне забарвлення кам'яних виробів / С.С. Іськов, А.О. Криворучко, В.В. Коробійчук, Г.М. Ломаков // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011.–№ 1 (56). – С. 100–108.

231. Коробійчук В.В. Дослідження впливу висоти та ширини моноліту, який перекидається, на його руйнування / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2013. – № 1 (64). – С.

134–138.

232. Коробійчук В.В. Дослідження зміни кутової швидкості падіння моноліту залежно від його геометричних розмірів та положення в просторі / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2012.–№ 2 (61). – С. 171–174.

233. Коробійчук В.В. Дослідження впливу висоти та ширини моноліту, який перекидається, на його руйнування / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2013. – № 1 (64). – С. 134–138.

234. Коробійчук В.В. Определение рационального способа извлечения монолитов камня при проведении капитальных траншей / В.В. Коробійчук, С.С. Иськов // Технологический аудит и резервы производства. – Харьков : Технологический центр, 2013. – Вып. № 5/1 (13). – С. 12–16.

235. Коробійчук В.В. Обґрунтування способу проведення капітальних траншей алмазно-канатною установкою / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2011.– № 4 (59). – С. 141–147.

236. Дерев'янку О.В. Аналіз якості та технологій видобування відкритим способом природного каменю з родовищ житомирської області / О.В. Дерев'янку // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2008.–№ 4 (47). – С. 201–205.

237. Оцінка якості блочної сировини та облицювальної продукції з природного каменю : навч. посібник / В.В. Коробійчук, Р.В. Соболевський, А.О. Криворучко, Н.С. Ремез . – Ч. 2. – Житомир : ЖДТУ, 2012. – 188 с.

238. Коробійчук В.В. Обґрунтування лінійних розмірів блоків природного каменю залежно від вимог споживачів / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Технічні науки. – 2015.– № 4 (75). – С. 123–130.

## ДОДАТОК А

Затверджую

директор ТОВ "Надри"

А.І. Медведєв

«28» серпня 2018 р



### ДОВІДКА

**про впровадження наукових результатів дисертаційної роботи  
Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня  
доктора технічних наук «Розробка наукових основ технології супутнього  
видобування блоків в умовах щєбєневих гранітних кар'єрів»**

Методика оперативного контролю продуктивності видобувного та переробного комплексів, яка одержана в результаті досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича використовується в діяльності ТОВ "Надри" для підвищення ефективності видобування блоків природного каменю Малофедорівського родовища гранітів, раціональності використання видобувного обладнання та сировини.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТОВ "Надри" при прийнятті до впровадження результатів дисертаційних досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щєбєневих гранітних кар'єрів» становить 342 тис. грн. на рік.

Результати дисертаційної роботи можуть бути рекомендовані до використання іншими підприємствами, які розробляють поклади булощєбєневої сировини.

Головний інженер ТОВ "Надри"

С.М. Кремза

## ДОДАТОК Б

Затверджую

директор ТОВ "Дизельтехсервіс"

С.Ю. Кобяков

20 18 р



### ДОВІДКА

**про впровадження наукових результатів дисертаційної роботи  
Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня  
доктора технічних наук «Розробка наукових основ технології супутнього  
видобування блоків в умовах щеленевих гранітних кар'єрів»**

Результати досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича використовуються в діяльності ТОВ "Дизельтехсервіс" для підвищення ефективності управління якістю будівельних матеріалів. Для практичного використання були впроваджені наступні методики:

- 1) алгоритм визначення параметрів щодо сейсмобезпечного проведення масових вибухів для проектування схем короткоуповільненого підривання в кар'єрі;
- 2) методики визначення придатності масивів скельних порід для супутнього видобутку природного каменю.

Використання результатів дисертаційної роботи дозволяє підвищити ефективність управління якістю при розробці покладів будівельних матеріалів, підвищити раціональність використання сировини та ефективність використання видобувного обладнання.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТОВ "Дизельтехсервіс" при прийнятті до впровадження результатів дисертаційних досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щеленевих гранітних кар'єрів» становить 747 тис. грн. на рік.

Головний інженер  
ТОВ "Дизель техсервіс"

Р.М. Топко

## ДОДАТОК В



### ДОВІДКА

**про впровадження наукових результатів дисертаційної роботи  
Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня доктора технічних  
наук «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах  
щебених гранітних кар'єрів»**

Результати досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича використовуються в діяльності ТДВ "Березівський кар'єр" для підвищення ефективності управління якістю булощебеневої сировини. Особливо важливими для практичного використання є:

- методика визначення придатності масивів скельних порід для супутнього видобутку природного каменю, прогнозування вмісту в масиві і виходу блочної сировини заданих параметрів;
- алгоритм визначення параметрів щодо сейсмобезпечного проведення масових вибухів для проектування схем короткоуповільненого підривання в кар'єрі.

Використання результатів дисертаційної роботи дають змогу селективно видобувати блочний природний камінь, підвищити раціональність використання сировини та ефективність використання видобувного обладнання.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТДВ "Березівський кар'єр" при прийнятті до впровадження результатів дисертаційних досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щебених гранітних кар'єрів» становить 345 тис. грн. на рік.

Отримана практична цінність результатів впровадження автора дисертаційної роботи дозволяє рекомендувати їх до використання іншими підприємствами, які видобувають щебенеу сировину.

Гірничий інженер

Клеван О.М.



## ДОДАТОК Г



### ДОВІДКА

**про впровадження наукових результатів дисертаційної роботи  
Коробійчука Валентина Вацлавовича на здобуття наукового ступеня  
доктора технічних наук «Розробка наукових основ технології супутнього  
видобування блоків в умовах щебеневих гранітних кар'єрів»**

Визначення раціонального способу вилучення монолітів каменя при проведенні капітальних траншей та узагальнена методика геометризації масивів природного каменя з метою отримання комплексної моделі родовища, які одержані в результаті досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича використовується в діяльності ТОВ "Грабовецький гранкар'єр" для підвищення ефективності управління якістю булощебеневої сировини.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТОВ "Грабовецький гранкар'єр" при прийнятті до впровадження результатів дисертаційних досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щебеневих гранітних кар'єрів» становить 452 тис. грн. на рік.

Результати дисертаційної роботи можуть бути рекомендовані до використання іншими підприємствами, які розробляють поклади булощебеневої сировини.

Директор

ТОВ "Грабовецький гранкар'єр"



М.А. Дідух

## ДОДАТОК Д

ПРИВАТНЕ АКЦІОНЕРНЕ ТОВАРИСТВО  
«ЗАХІДУКРВИБУХПРОМ»

Україна,  
10003, м. Житомир, вул. Лесі Українки, 19  
тел./факс 8(0412) 42-48-70, тел. 42-48-71  
e-mail: zvp424872@gmail.com  
web: zvp.com.ua  
Розрахунковий рахунок № 26008055909004  
в ПАТ КБ «Приватбанк» м. Житомира  
МФО 311744, код ЄДРПОУ 32744298,  
ПІН 327442906257, номер св.пл. ПДВ 100333191,



ПРИВАТНОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО  
«ЗАПАДУКРВЗРЫВПРОМ»

Украина,  
10003, г. Житомир, ул. Леси Украинки, 19,  
тел./факс 8(0412) 42-48-70, тел. 42-48-71  
e-mail: zvp424872@gmail.com  
web: zvp.com.ua  
Расчётный счёт № 26008055909004  
в АО «Приватбанк» г. Житомира  
МФО 311744, код ЕДРПОУ 32744298,  
ИНН 327442906257, номер св. пл. НДС 100333191

17.11.2017 р. № 17/11-1

### ДОВІДКА

#### *Про впровадження результатів дисертаційного дослідження*

#### *Коробійчука Валентина Вацлавовича*

Засвідчую, що наукові та практичні результати докторанта, які стосуються питання з розробки наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щеленевих гранітних кар'єрів, впроваджені в організацію виробничого процесу ПрАТ «Західукрвибухпром» в таких формах:

- 1) методика дослідження граніту неруйнуючим методом з метою встановлення взаємозв'язку між характеристиками міцності та поширенням ультразвукової хвилі;
- 2) методика визначення зниження міцності природного каменю при багаторазовому неруйнівному навантаженні;
- 3) методика проведення сейсмовимірів параметрів сейсмічних хвиль;

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ПрАТ «Західукрвибухпром» при прийнятті до впровадження результатів дисертаційних досліджень Коробійчука Валентина Вацлавовича «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щеленевих гранітних кар'єрів» становить 827 тис. грн. на рік.

Директор



В.О. Соколовський

# ДОДАТОК Е



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЖИТОМИРСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Ministry of Education and Science of Ukraine, Zhytomyr State Technological University

вул. Чуднівська, 103, м. Житомир, 10005  
Chudnivska str., 103, Zhytomyr, 10005, Ukraine  
Tel./fax: (0412) 24-14-22, 24-14-23, e-mail: rector@ztu.edu.ua, https://ztu.edu.ua, код ЄДРПОУ 05407870

СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ ВІДПОВІДАЄ ДСТУ ISO 9001:2015  
QUALITY MANAGEMENT SYSTEM ISO 9001:2015

Від 29 серпня 2015 № 44-23.05/1355  
На № \_\_\_\_\_ від \_\_\_\_\_

## ДОВІДКА

### про впровадження результатів дисертаційного дослідження Коробійчука Валентина Вацлавовича

Засвідчую, що основні наукові та практичні результати докторської дисертаційної роботи Коробійчука Валентина Вацлавовича на тему «Розробка наукових основ технології супутнього видобування блоків в умовах щелепних гранітних кар'єрів» впроваджені в організацію навчального процесу Житомирського державного технологічного університету в таких формах:

1) при складанні навчальних (робочих) програм та викладанні таких дисциплін: «Технологія розробки стінового каменю і блоків», «Руйнування гірських порід вибухом та безпека буровибухових робіт», «Організація та планування гірничих робіт», «Оцінка якості блочної сировини та облицювальної продукції з каменю» та «Відкриті гірничі роботи»;

2) у наукових виданнях, які використовувалися у навчальному процесі та знаходяться у бібліотеці Житомирського державного технологічного університету:

1. Закусило Р.В. Засоби ініціювання промислових зарядів вибухових: монографія / Р.В. Закусило, В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук. – Житомир: ЖДТУ, 2011. – 212 с.

2. Кравець В.Г. Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху: монографія / В.Г. Кравець, В.В. Коробійчук, В.В. Бойко. – Житомир: ЖДТУ, 2015. – 408 с.

3. Коробійчук В.В. Обґрунтування лінійних розмірів блоків природного каменю залежно від вимог споживачів / В.В. Коробійчук // Вісник Житомирського державного технологічного університету / Серія: Технічні науки. – Житомир, 2015. – №4 (75). – С. 123-130.

Ректор ЖДТУ,  
доктор економічних наук,  
професор



В.В. Свдокимов