

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ»**

На правах рукопису

ШЛАПАК Володимир Олександрович

УДК 622.1:622.83+622.35

**УПРАВЛІННЯ ЕФЕКТИВНІСТЮ БУРОВИХ РОБІТ
ПРИ ВИДОБУВАННІ ДЕКОРАТИВНОГО КАМЕНЮ**

Спеціальність 05.15.03 – Відкрита розробка родовищ корисних копалин

Дисертація на здобуття наукового ступеня

кандидата технічних наук

Науковий керівник

Соболевський Руслан Вадимович

кандидат технічних наук, доцент

Київ – 2016

ЗМІСТ

ВСТУП	4
РОЗДІЛ 1. ДОСЛІДЖЕННЯ ВИВЧЕНОСТІ ПИТАННЯ, МЕТА, ЗАДАЧІ І АКТУАЛЬНІСТЬ ДОСЛІДЖЕННЯ	9
1.1. Аналіз теоретичних досліджень процесу механічного буріння шпурів	9
1.2. Огляд літературних джерел з впливу технології видобування на якість блочної сировини	15
1.3. Аналіз досліджень впливу тріщинуватості на ефективність видобувних процесів при видобуванні декоративного каменю	19
Висновки до розділу 1	26
РОЗДІЛ 2. РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ОЦІНКИ ПАРАМЕТРІВ ЯКОСТІ ПІДГОТОВКИ БЛОКІВ ДО ВИЙМАННЯ	28
2.1. Вплив силових факторів на викривлення шпурів при бурінні в процесі видобутку блочного облицювального каменю	28
2.2. Аналіз критеріїв ефективності бурових робіт при дотриманні заданих показників якості процесу	34
2.3. Розробка методики інклінометричної оцінки параметрів якості підготовки блоків до виймання	38
2.4. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність розколювання монолітів і блоків	50
Висновки до розділу 2	61
РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ БУРІННЯ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО КАМЕНЮ	62
3.1. Вплив якості бурових робіт на процес пасирування блоків буроклиновим способом у кар'єрі	62
3.2. Моделювання процесу просторового розподілу полів напружень залежно від якості підготовки блоків до виймання	67

3.3. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність алмазно-канатного різання	78
3.4. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність створення площини оголення суцільним вибуруванням	86
Висновки до розділу 3	95
РОЗДІЛ 4. УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ БЛОЧНОЇ СИРОВИНИ НА ОСНОВІ ГЕОПРОСТОРОВОГО МОДЕЛЮВАННЯ	97
4.1. Управління технологічними параметрами процесу буріння	97
4.2. Обґрунтування раціональних параметрів якості буріння стрічки шпурів при використанні механічних способів видобування	99
4.3. Розробка методики календарного планування видобувних робіт на основі геопросторового моделювання	106
4.4. Техніко-економічне обґрунтування ефективності управління буровими роботами на блочному кар'єрі	115
Висновки до розділу 4	118
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	120
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	122
Додаток А	136
Додаток Б	137
Додаток В	139
Додаток Д	141
Додаток Е	144
Додаток Ж	145
Додаток З	146

ВСТУП

Актуальність дослідження. Більшість операцій з видобування блочного декоративного каменю базуються на виконанні бурових робіт, на які припадає близько 50 % від загального обсягу витрат на видобування. Ефективність виконання бурових робіт визначає ефективність подальших операцій відокремлення блочного каменю від масиву. Так, відхилення шпурів від проектного положення призводить до збільшення довжини шпура, а відповідно й до обсягів бурових робіт. При використанні тріщиноутворювальних способів відхилення осі шпурів обумовлює зміну геометрії розподілу сил відколу, що вплине на ефективність та якість процесу відокремлення. Недотримання проектних значень бурових робіт для алмазно-канатного різання і суцільного оббурювання масиву може призвести до збільшення площі відокремлення, зростання витрат на інструмент та погіршення якості блочної продукції. Якість буріння шпурів визначається рядом показників: режимними параметрами процесу буріння, типом та станом бурового інструмента, станом масиву гірських порід, в якому виконуються роботи. За результатами досліджень, одним із найбільш перспективних напрямів вдосконалення процесу видобування є оптимізація режимних параметрів бурових робіт з урахуванням горизонтальної тріщинуватості та фізико-механічних властивостей масиву блочного облицювального каменю.

Таким чином, дослідження впливу вказаних чинників на ефективність бурових робіт є **актуальною науково-практичною задачею**, розв'язання якої дасть змогу підвищити ефективність технології видобування декоративного каменю та покращити якість блочної продукції.

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

Робота виконувалась у рамках науково-дослідних робіт «Дослідження ефективності видобування блочного облицювального каменю статичними, квазістатичними та динамічними методами в умовах напружено-деформованого стану масиву» (№ ДР 0113U003686) та «Геостатистичний аналіз

просторового розподілу якісних показників покладів будівельної нерудної сировини» (№ ДР 0114U005625), у яких автор брав участь у якості виконавця.

Мета та задачі дослідження. Оцінка впливу природних і технологічних чинників на ефективність бурових робіт при видобуванні декоративного каменю в умовах горизонтальної та субгоризонтальної системи тріщин масиву є метою дослідження.

Відповідно до поставленої мети, вирішувались такі задачі:

- розробка моделі процесу буріння для випадків перетину шпурами серії горизонтальних та субгоризонтальних тріщин масиву;
- визначення головних чинників, які призводять до викривлення осі шпурів у масивах блочного каменю;
- обґрунтування методик та засобів контролю якості буріння шпурів;
- встановлення впливу викривлення осі шпурів на ефективність видобувних процесів;
- розробка методики календарного планування бурових та видобувних робіт з врахуванням якості та продуктивності процесу буріння шпурів.

Об'єкт дослідження – процеси підготовки гірського масиву до відокремлення блоків (монолітів) декоративного каменю шляхом буріння шпурів.

Предмет дослідження – показники та закономірності формування відхилень осі шпурів та їх вплив на якість бурових робіт.

Методи досліджень. При виконанні досліджень використовувались такі методи: аналіз та узагальнення науково-технічних досягнень у галузі оцінки якості природного каменю; математичний апарат теорії планування дослідів при оцінці якісних характеристик покладу та продуктивності буріння; методи та засоби теорії ймовірності й прикладної статистики при вивченні тріщинуватості; графоаналітичний і числовий аналіз якісних показників та кваліметричне оцінювання покладу декоративного каменю, статистичне опрацювання результатів вимірювань тріщин та продуктивності буріння з використанням засобів обчислювальної техніки; лабораторні дослідження

фізико-механічних властивостей каменю; економічний аналіз ефективності запропонованих методик управління якістю декоративного каменю; гірничо-геометричний аналіз природної та техногенної тріщинуватості покладів облицювального каменю.

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

- встановлено аналітичні залежності викривлення осі шпура при бурінні в блочних масивах з чітко вираженою горизонтальною та субгоризонтальною тріщинуватістю від параметрів залягання тріщин, що описується оберненою тригонометричною функцією;

- встановлено залежність кутового відхилення шпурів від довжини зони їх перекриття при суцільному оббурюванні масиву у вигляді полінома другого порядку;

- обґрунтовано залежність відхилення шпурів у напрямку, перпендикулярному площині відокремлення від довжини зони перекриття шпурів, яка аналітично описується поліномом другого порядку;

- одержано залежність об'єму втрат сировини від об'єму блоків, зумовлену похибками підготовчого буріння при алмазно-канатному способі відокремлення, яка для родовищ декоративного каменю аналітично описується лінійним рівнянням.

Наукові положення, висновки та рекомендації, які сформульовані в дисертаційній роботі, підтверджують коректність поставлених задач на кожному етапі досліджень застосування апробованих теоретичних та експериментальних методів досліджень з подальшою статистичною та математичною обробкою; встановлені в дисертації положення та закономірності підтверджені практикою (розходження експериментальних та аналітичних досліджень становить 3–14 %).

Теоретичні положення та результати експериментальних досліджень опубліковані у вітчизняних і закордонних фахових виданнях, а також доповідалися на міжнародних та всеукраїнських конференціях.

Наукове значення роботи полягає у встановленні закономірностей формування відхилень шпурів при підготовці до видобування масивів декоративного каменю з розвиненою системою горизонтальних і субгоризонтальних тріщин та оцінці їх впливу на якість бурових робіт.

Практичне значення одержаних результатів:

- створено інклінометричний пристрій з триважільною роликовою системою фіксації на базі мікромеханічного тривісного гіроскопу, акселерометра та магнітометра;
- удосконалено методику виносу в натуру елементів збійки двох горизонтальних свердловин при підготовці до бурових робіт за допомогою маркшейдерських приладів;
- встановлено критерії та розроблено методику оцінки відхилення шпурів у площині, перпендикулярній напрямку утворення щілини при суцільному бурінні;
- розроблено методику вимірювання відхилення шпурів у площині, паралельній напрямку утворення щілини;
- створено пристрій на базі лазерних маркерів для забезпечення максимальної точності збійки вертикальної та горизонтальної свердловин, які задають площину алмазно-канатного різання;
- визначено оптимальне значення довжини зони взаємного перекриття шпурів при суцільному оббурюванні масиву;
- запропоновано методику календарного планування видобувних робіт на основі геопросторового моделювання тривалості робочого циклу буріння шпурів.

Результати дисертаційної роботи впроваджені на каменевидобувному підприємстві ТОВ «Поліський лабрадорит» та у навчальному процесі Житомирського державного технологічного університету при підготовці бакалаврів за напрямом 6.050301 «Гірництво» та спеціалістів зі спеціальності 7.05030101 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом розробки)», що підтверджено відповідними актами.

Апробація результатів дослідження. Основні наукові положення та практичні рекомендації обговорювались на таких національних і міжнародних науково-практичних конференціях: Міжнародній науково-практичній конференції «Проблеми природокористування, сталого розвитку та техногенної безпеки» (м. Дніпропетровськ, Україна, 2001 р.); IV Міжнародній науково-практичній конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Екологія. Людина. Суспільство» (м. Київ, Україна, 2001 р.); VI Міжнародній науково-практичній конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Екологія. Людина. Суспільство» (м. Київ, Україна, 2003 р.); V Міжнародній науково-технічній конференції «Енергетика. Екологія. Людина» (м. Київ, Україна, 2013 р.); VI Міжнародній науково-технічній конференції «Енергетика. Екологія. Людина» (м. Київ, Україна, 2014 р.); Всеукраїнській науково-практичній конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів» (м. Житомир, Україна, 2015 р.); Міжнародній науково-технічній конференції «Теорія та практика видобування, обробки та застосування природного каменю» (Магнітогорськ, Росія, 2016 р.).

Публікації. Основні результати дослідження опубліковано у 13 наукових працях, з них 6 – у фахових виданнях, з яких 2 статті – у збірниках наукових праць, що включені до переліку міжнародних науково-метричних баз даних «Scopus», «Index Copernicus», «eLibrary», «Scientific Indexing Services», «Academic Resource Index "ResearchBib"», «WorldCat», «Eurasian Scientific Journal Index», 7 – у збірниках матеріалів національних і міжнародних конференцій.

Структура і обсяг дисертації. Дисертаційна робота складається зі вступу, чотирьох розділів і висновку, викладених на 131 сторінці основного тексту, містить 54 рисунки, 18 таблиць, список використаних джерел (114 найменувань) і додатки.

РОЗДІЛ 1. ДОСЛІДЖЕННЯ ВИВЧЕНОСТІ ПИТАННЯ, МЕТА, ЗАДАЧІ І АКТУАЛЬНІСТЬ ДОСЛІДЖЕННЯ

1.1. Аналіз теоретичних досліджень процесу механічного буріння шпурів

Слід зазначити, що процес буріння шпурів характеризується великою кількістю показників, і тому вибір одного з них для оцінки ефективності створення шпурів вимагає чіткої аргументації. Тому, аналізуючи підходи до оцінки ефективності буріння, можна виділити такі критерії:

- продуктивність буріння;
- швидкість буріння;
- енергоємність руйнування породи;
- витрата та вартість бурового інструменту;
- собівартість буріння.

Найчастіше для оцінки ефективності процесу буріння шпурів застосовується продуктивність буріння, яку часто поділяють на паспортну (теоретичну) та експлуатаційну (практичну). Цей показник, як правило, і зазначається виробником в технічних характеристиках бурового верстату. Недоліком такого підходу є складність оцінки економічної ефективності процесу. Це пов'язано з тим, що зростання продуктивності часто супроводжується зростанням питомих витрат інструменту та електроенергії, зменшенням інтервалів технічного обслуговування обладнання внаслідок погіршення умови їх роботи.

При використанні швидкості в якості критерію ефективності буріння виникають аналогічні для випадку використання продуктивності недоліки [94]. Крім того, використання теоретичної швидкості буріння не дозволяє враховувати технологічні аспекти.

Подальшим розвитком такого підходу є використання технічної швидкості буріння, що дозволяє враховувати витрати часу на не виробничі операції зумовлені зношуванням різців при різних режимних параметрах [76].

У роботах [95; 99] ефективність керування режимними параметрами процесу буріння оцінювали за енергоємністю руйнування гірської породи. Цей підхід дозволяє спрогнозувати ефективність буріння для різних за фізико-технічними властивостями порід, але робить неможливим ефективне календарне планування видобувних та підготовчих робіт.

В роботах [97; 104; 110] ефективність управління процесом буріння оцінювали за витратою бурового інструмента. Далі розвитком цієї теорії стало використання в якості критерію ефективності собівартості буріння

Аналіз публікацій, які присвячені дослідженню ефективності буріння шпурів[11; 33; 64; 76; 93; 94–99; 103; 104; 109; 110; 114], дозволяють дійти висновку, що характер заглиблення леза бурової коронки в породу залежить від таких факторів:

- фізико-механічних властивостей породи;
- стану поверхні у вибої шпура;
- розмірів та форми інструменту;
- механічних властивостей матеріалу з якого виготовлений інструмент;
- потужності бурового верстату;
- режимних параметрів процесу буріння.

При заглибленні лезо бурової коронки повинно подолати сили щеплення часток породи нижче поверхні самого вибою і на поверхні стінок шпура. Відповідно до [94; 96; 99; 104; 109], для заглиблення леза в породу необхідно подолати опір, який відповідає міцності породи, що знаходиться в умовах об'ємного напруженого стану. Такий підхід дозволяє врахувати збільшення тимчасового опору порівняно з одноосним навантаженням. Також необхідно враховувати, що частина енергії при ударі витрачається на подолання сил тертя між інструментом і частинами відбитої породи, а також частково на деформацію інструменту.

На інструмент діють періодично з великою частотою динамічні навантаження, статичне осьове зусилля, яке заглиблює у вибій різальну кромку лез долота та обертовий момент, який сприяє сколюванню породи.

Після кожного удару бур заглиблюється в породу на глибину h_0 та повертається навколо своєї осі на деякий кут повороту COC_1 (Рис. 1.1). Для ефективної роботи інструменту наступні удари необхідно здійснювати по вибою з таким кутом повороту, при якому горизонтальна складова сили удару інструмента, а також обертовий момент буру подолають опір зколу у площинах сектора BOB_1 і COC_1 (Рис. 1.1) і по циліндричній поверхні стінок шпура BB_1 і CC_1 [94].

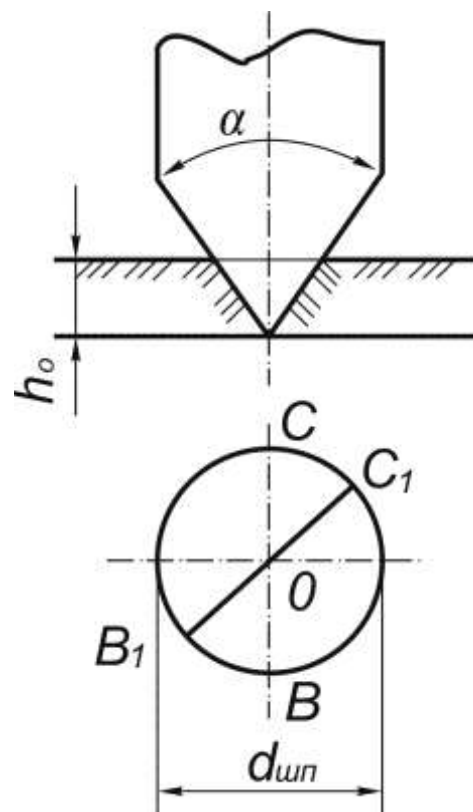


Рис. 1.1. Схема заглиблення бурового інструмента в породу [114]

Кут повороту бура в існуючих конструкціях перфораторів змінюється від 15 до 30°[76; 94; 109].

Відповідно до підходу, розглянутого в працях [98; 103; 114], при ударі леза бурової коронки в породі утворюється заглиблення у вигляді еліпса. При послідовних ударах об'єм воронки виколу (при повороті бура) збільшується у

тому випадку, коли відстань між слідами двох послідовних ударів по дузі кола діаметра шпура не перевищує 1,5–2 значень величини малої півосі еліпса.

Отже, очевидним є суттєвий вплив значення параметрів еліпса на питому витрату енергії для руйнування породи.

Відповідно підходу, запропонованого в [76], принцип ударного буріння полягає в тому, що при ударі по затильнику бура лезо зминає породу та заглиблюється в неї на глибину h , утворюючи щілину (Рис. 1.2, а).

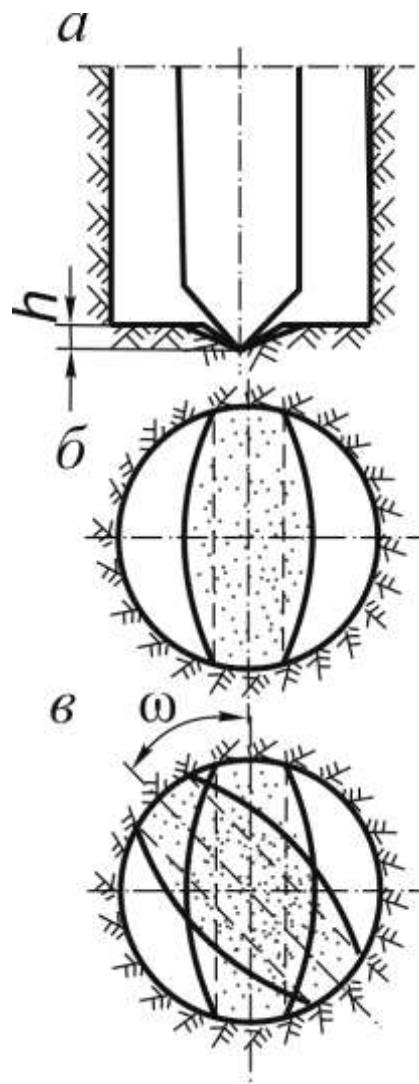


Рис. 1.2. Схеми руйнування породи при ударному бурінні

При сильному ударі енергія його може через зім'яту породу передатись на бокові поверхні щілини і викликати сколювання породи збоку щілини (Рис. 1.2, а, б). Після першого удару бур повертається на деякий кут ω та

наноситься удар по буру, при чому лезо утворює в породі нову борозну (Рис. 1.2, в). При достатній силі удару та глибині руйнування h сектори породи в межах кута ω сколюються в момент утворення другої борозни. При цьому значна частина площі вибою піддається повторним ударам, що викликають переподрібнення породи [76].

Отже, очевидним є те, що зменшення кута повороту ω приведе до переподрібнення породи, особливо в центральній частині, водночас збільшення кута повороту призведе до зменшення ефективності відколу породи. Зі збільшенням діаметра шпура швидкість буріння зменшується.

Л. А. Шрейнер [93] вважає, що при ударному бурінні порода руйнується тільки внаслідок вдавлювання долота, і відповідно, опір породи в такому випадку характеризується опором породи вдавлюванню інструмента при ударному характері прикладання зовнішніх сил. Внаслідок шорсткості поверхні вибою величина опору вдавлюванню є змінною.

У праці [64] наведена інформація про те, що руйнування гірських порід відбувається під дією складного напруженого стану, який характеризується сукупністю напружень стискання, розтягування та сколювання. Відповідно, для оцінки ефективності руйнування був запропонований узагальнений показник відносної складності руйнування

$$P_{\text{тр}} = k_c A (\zeta_{\text{сж}} + \zeta_{\text{р}} + \eta_{\text{сдв}}) + B \gamma, \quad (1.1)$$

де k_c – коефіцієнт структурного ослаблення масиву;

$\zeta_{\text{сж}}, \zeta_{\text{р}}, \eta_{\text{сдв}}$ – міцність породи при стисканні, розтязі та зсуві, МПа;

γ – питома вага гірських порід, $\text{м}^3/\text{т}$.

$A = 5 \cdot 10^{-8}$ і $B = 5 \cdot 10^{-5}$ м – коефіцієнти, введені для зручності.

Для оцінки ефективності процесу буріння використовують різні показники, серед яких найбільш інформативним вважається швидкість буріння.

Вплив фізико-механічних властивостей гірських порід на швидкість буріння досліджувалась в різних працях. Так в [11] було досліджено вплив коефіцієнта міцності на швидкість буріння V_b (мм / хв.):

$$V_b = 415 - 32f + 0,65f^2, \quad (1.2)$$

де f – коефіцієнт міцності гірських порід ;

У роботі [33] було досліджено вплив контактної міцності гірських порід:

$$V_6 = (7,2 \cdot 10^{-6} P_k - 2,75)^{-1}, \quad (1.3)$$

де P_k – контактна міцність гірських порід.

У [55] враховувались як фізико-технічні властивості породи, так і технологічні параметри. Так, в [56] врахували вплив подрібнюваності, енергії та кількості ударів на швидкість:

$$V_6 = 0,003 A n V_{\max} / d^2, \quad (1.4)$$

де V_{\max} – показник подрібнюваності (за Л. І. Барону);

A – енергія одиничного удару, Дж ;

n – частота ударів на хвилину.

Конструктивні особливості та динамічний коефіцієнт міцності врахували автори [56] у такій залежності:

$$V_6 = 290 N / [d^2 (f_d + 2,6)], \quad (1.5)$$

де N – потужність перфоратора, кВт;

d – діаметр бурової коронки, мм;

f_d – динамічний коефіцієнт тривкості.

При бурінні шпурів машинами ударно-поворотного дії породоруйнівний інструмент піддається одночасній дії декількох навантажень:

- динамічних, періодично і з великою частотою впливають на буровий наконечник, що сприяє ефективності руйнування породи та зниженню зношування лез порівнянні з обертальним бурінням;
- статичного осьового зусилля, внаслідок дії якого на інструмент заглиблюється у вибій ріжуча кромка лез долота;
- обертального моменту, що викликає сколювання породи, що знаходиться попереду заглиблених різців.

Перераховані вище навантаження визначатимуть ефективність бурових робіт. В роботах [33; 98; 99] були зроблені спроби врахувати дії цих навантажень за допомогою коефіцієнту тертя інструмента об породу, діаметра

шпура, кута загострення леза інструмента, енергії одиничного удару та частоти ударів на хвилину.

Вплив конструктивних параметрів бурового інструмента, а саме кута загострення леза, на ефективність буріння врахована в залежності [76]:

$$V_6 = k / [\zeta_{сж} \eta_{сдв} \operatorname{tg}(\alpha/2 + f_T)], \quad (1.6)$$

де α – кут загострення леза інструмента, градуси;

f_T – коефіцієнт тертя інструмента об породу.

У працях [56; 94] було враховано конструктивні особливості верстата (через енергію та кількість ударів) та інструменту (опосередковано через діаметр шпура)

$$V_6 = A n V_{\max} / d_{ш}, \quad (1.7)$$

де A – енергія одиничного удару, Дж;

n – частота ударів на хвилину, уд/хв.;

$d_{ш}$ – діаметр шпура, мм.

Аналіз всіх розглянутих вище залежностей для оцінки швидкості буріння, показав, що кожна з них дозволяє врахувати одночасно декілька важливих критеріїв, причому очевидним є низька точність прогнозу для умов конкретних кар'єрів з видобутку блочного декоративного каменю. Тому найбільш перспективним напрямком для прогнозування продуктивності бурових робіт є встановлення емпіричних залежностей для окремих груп кар'єрів та окремих підприємств. Групування кар'єрів доцільно виконувати за типом бурового обладнання та гірничо-геологічними умовами.

1.2. Огляд літературних джерел з впливу технології видобування на якість блочної сировини

Для видобування декоративного каменю застосовують різноманітні технології. Як правило, технологія видобування значною мірою визначається гірничо-геологічними умовами та структурою комплексної механізації. Слід зазначити, що для більшості каменевидобувних підприємств характерне

застосування відкритого способу видобування, що пояснюється суттєво кращими економічними показниками в порівнянні з підземним або комбінованим способом. Для української каменевидобувної промисловості характерне переважання підприємств з середньою та низькою виробничою потужністю. Така ситуація зумовлена як гірничо-геологічними так і економічними чинниками. Серед гірничо-геологічних чинників домінантним для оцінки ефективності видобування блоків декоративного каменю, без сумніву, є тріщинуватість. Цей показник визначає вихід блоків з масиву породи та їх параметри, від яких залежить їх вартість. Не менш важливими є й технологічні параметри, які впливають на якість блочної продукції.

Якість блочної продукції визначається такими показниками [15]:

- 1) геометричні розміри;
- 2) наявність дефектів;
- 3) декоративність.

Вимоги, які висуваються до декоративного каменю [75], а саме - збереження його фізико-механічних властивостей і декоративності, отримання блоків визначеної форми і розмірів, обумовлюють специфічну мету і особливості розкривних, гірничопідготовчих і видобувних робіт.

Питаннями підготовки порід до виймання з використанням бурових робіт на блочних кар'єрах, присвятили свої дослідження: Бакка М. Т. [7–10], Синельников О. Б. [66], Жуков С.О. [17–22], Моторний М. І., Агеев С. Т. [60] Карасьов Ю. Г. [34], Косолапов О. І. [50], Анощенко М. М. [5], Ткачук К. К. [14; 78–80] та інші.

В результаті аналізу всіх праць, наведених вище, встановлено, що основним технологічним процесом, що змінює стан і місце розташування декоративного каменю, є підготовка його до виймання. Витрати на підготовку блочного каменю до виймання з масиву досягають 50–70 % від собівартості [10; 50]. Виймання і транспортування розкривних порід повинні виконуватись так, щоб поряд з розкриттям покладу каменю забезпечувалось повне

збереження його монолітності і декоративних властивостей в масиві, який готується до виймання [7; 10].

Всі способи, які використовуються для підготовки каменю до виймання, можна розділити на тріщиноутворювальні, щілиноутворювальні, фізико-технічні та комбіновані.

Найбільш поширеними слід беззаперечно вважати тріщиноутворювальні та щілиноутворювальні.

Тріщиноутворювальні способи забезпечують виникнення критичних напруг у потрібних площинах розколювання, які задаються заздалегідь пробуреними шпурами. До тріщиноутворювальних способів можна віднести відокремлення буроклиновим, буровибуховим чи термічним методом, а також за допомогою невибухових руйнівних засобів.

При розробці покладів декоративного каменю широко використовується технологія алмазно-канатного різання для створення площин відокремлення [108]. Використання цієї технології потребує використання попереднього буріння для заведення алмазного канату [39; 51], що призводить до суттєвого впливу продуктивності та якості бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання. Отже, актуальність дослідження впливу якості бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання не викликає сумнівів.

Буріння шпурів широко застосовується на кар'єрах будівельного та блочного каменю [100]. Одним з різновидів буріння є метод суцільного оббурювання, який досить широко застосовується в світовій практиці для підготовки гірської маси до виймання [101; 104]. Вибурювання щілини застосовується для створення площини відокремлення в первинному моноліті [43; 108; 113]. Максимальна ефективність буріння щілин досягається на блочних кар'єрах з низькою висотою уступу і однорідним складом породи [105]. Як правило, буріння виконується по торцевих гранях первинного моноліту. Крім того, буріння щілини часто використовується при будівництві з'їздів і траншей. Слід зазначити, що якісне виконання бурових робіт на кар'єрах вимагає врахування великої кількості природних та технологічних чинників [69]. Тому

дослідження чинників, які визначають якість суцільного вибурювання з метою подальшої розробки методики управління якістю процесу створення щілини, є актуальною науково-прикладною задачею.

Аналіз літературних джерел показав, що дослідженню процесу буріння стрічок шпурів приділено досить мало уваги. Попередньо в праці [33] досліджувалось питання впливу відхилень шпурів та їх діаметра на втрати корисної копалини. В працях [43; 69; 105; 113] досліджувались технологічні аспекти застосування буріння шпурів для видобування блоків декоративного каменю.

При бурінні стрічки шпурів можуть виникати відхилення внаслідок таких причин: зустрічі з тріщиною, напруженого стану масиву, неточності встановлення перфоратора, люфту внаслідок фізичного зносу або конструктивних недоліків певних вузлів бурового верстату та впливу нерівності поверхні на якій встановлений верстат на точність встановлення.

Найменш вивченим і найбільш актуальним питанням при дослідженні суцільного вибурювання слід вважати визначення впливу зони перекриття шпурів на відхилення шпурів від проектного положення.

Велике різноманіття технологій та обладнання для видобування, а також значна просторова мінливість гірничо-геологічних показників сприяли появі різноманітних підходів до управління якістю блочної продукції. Питанням управління якістю блочної сировини займались багато дослідників [1; 2; 13; 25; 36–38; 40–42; 47–49; 58; 68]. Основні терміни і базові методики для управління якістю сировини розглянуті в працях [1; 47; 58].

Аналіз виконаних досліджень дозволяє виділити декілька напрямів при управлінні якістю: поліпшення геометричних параметрів блоків, зменшення якісних втрат, оптимізація параметрів системи розробки, удосконалення окремих технологічних процесів, тощо.

Дослідженням якісних втрат декоративного каменю при різних технологіях його видобування займались Бакка М. Т. [7–9], Акопян Р. В. [2], Григорян М. С. [2], Кісель О. О. [36–42], Соболевський Р. В. [67; 68],

Коробійчук В. В. [48; 49], Котенко В. В. [48; 52], Зуєвська Н. В. [13; 25], Горобчишин О. В. [13] та ін.

У роботі [25] було досліджено вплив технології видобування природного каменю на його міцнісні характеристики на основі застосування ультразвукової дефектоскопії, а в [13] було досліджено вплив технологій видобування (алмазно-канатного різання та буро вибухових робіт) на якість блочної продукції на основі застосування електронної мікроскопії.

Слід зазначити, що найбільш глибоко вплив якості бурових робіт було досліджено в працях [36–42]. На основі виконаних емпіричних досліджень були встановлені залежності втрат якості для суцільного буріння та алмазно-канатної технології. При дослідженні алмазно-канатної технології втрати сировини були оцінені сумісно для технології різання та буріння [41; 49]. Вплив буріння на якість блочної продукції оцінений опосередковано. Найбільш детально вплив бурових робіт на якість тріщино утворюючих способів при відокремленні від масиву первинного моноліту розглянуто в роботі [48].

У роботах [36–38; 42; 48; 49; 68] доведено, що найбільш суттєвим показником якості бурових робіт слід вважати величину відхилення пробурених шпурів від їх проектного положення.

Проведений аналіз дає змогу дійти висновку, що дослідження закономірностей зменшення якості блочного каменю слід виконувати для найбільш поширеного при видобуванні декоративного каменю процесу буріння шпурів. Найбільш раціональним напрямком дослідження буде встановлення закономірностей формування відхилень шпурів та пошук шляхів для їх мінімізації.

1.3. Аналіз досліджень з впливу тріщинуватості на ефективність видобувних процесів при видобуванні декоративного каменю

Тріщинуватість беззаперечно визначає якість покладів декоративного блочного каменю. Параметри тріщинуватості визначають ефективність розробки родовища та параметри блоків, що видобуваються. Зваживши на те,

що лінійні розміри блоку є домінантним показником його якості, то вплив тріщинуватості є визначальним для оцінки якості блочної продукції.

Дослідженням методів статистичного та графічного визначення основних параметрів систем тріщин займалось багато вчених, серед яких Бакка М. Т. [8; 10], Рац Н. В. [65], Чернишов С. В. [65], Косолапов А. І. [50], Акопян Р. В. [2], Букринський В. О. [12] та багато інших.

До кількісних показників, за допомогою яких здійснюють оцінку тріщинуватості масиву, що розкритий кар'єром, природними відслоненнями або геологорозвідувальними виробками, відносять [12]:

1. Питому площинна тріщинуватість $U_{тр}(м^{-1})$, що характеризує середню довжину всіх тріщин на $1 м^2$ поверхні, що досліджується. Її визначають за формулою [2]:

$$U_{тр} = \frac{D_{тр}}{P_o} \quad (1.8)$$

де $D_{тр}$ – загальна довжина тріщин на ділянці, м;

P_o – площа ділянки, що досліджується, $м^2$.

Такий показник повністю характеризує тріщинуватість при оцінюванні якості видобутих блоків, що відповідають вимогам ДСТУ БВ 27-16-95, та переважно його використовують в дослідженнях оцінки втрат при обробці блочної сировини на продукцію.

2. Питома лінійна тріщинуватість характеризує середню відстань d між тріщинами та є відношенням загальної довжини всіх шматків S_k по поміряному профілю, напрям якого розміщено вхрест розміщення тріщин даної системи, до кількості цих шматків N_k

$$d = \frac{S_k}{N_k} \quad (1.9)$$

Цей показник найбільш повно характеризує відстань між тріщинами однієї і тієї ж системи. Його переважно застосовують для класифікації природної окремоті за формою та розмірами структурних блоків, розділенні масиву на класи за ступенями тріщинуватості та технологічної складності їх

розробки, районуванні ділянок кар'єрного поля за структурною окремістю і природною тріщинуватістю [65].

3. Кількість тріщин на 1 п/м відстані вимірної ділянки n_{mp} (m^{-1}) представляє співвідношення загального числа тріщин n до довжини ділянки l [2; 65]:

$$n_{mp} = \frac{n}{l}. \quad (1.10)$$

Виконавши деякі перетворення, можна перейти від цього показника до відстаневої лінійної тріщинуватості d (м), користуючись при цьому залежністю:

$$d = \frac{l}{n-1} \quad (1.11)$$

4. Середня ширина тріщин на ділянці визначається за формулою [2;10]:

$$m_{mp} = \frac{m_1 l_1 + m_2 l_2 + m_3 l_3 + \dots + m_n l_n}{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_n}, \quad (1.12)$$

де $m_1, m_2, m_3, \dots, m_n$ – середня ширина тріщин, мм.

$l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ – довжина тріщин, яка відповідає середній ширині, м.

Цей показник характеризує розкритість тріщин масиву.

Як правило, за основний показник кількісної оцінки тріщинуватості приймається питома площадкова тріщинуватість, визначена за даними вимірювань на відкритих ділянках кар'єру [10; 65; 112].

Польові вивчення тріщин гірських порід супроводжуються камеральною обробкою матеріалів, яка включає статистичну і графічну обробку отриманих результатів. Результати опрацювання і узагальнення цих спостережень зображають у вигляді діаграм і ґраток тріщинуватості по окремих ділянках, а також шляхом нанесення умовними знаками на геологічні та маркшейдерські плани [12; 65].

Визначення числа систем екзотріщин і найбільш вірогідних значень їх залягання проводять методами статистичної обробки на точкових діаграмах. Найчастіше використовують прямокутні або кругові діаграми [65].

Слід зазначити, що застосування діаграм тріщинуватості не дає уявлення про просторовий розподіл тріщинуватості. Тому для оцінки цього показника раціонально виконувати геометризацію показників тріщинуватості родовищ декоративного каменю.

Основні підходи до геометризації покладів корисних копалин закладені в праці [12]. Далі методи геометризації одержали розвиток в працях Філатової І. В. [82], Капутіна Ю. Е. [32], Толкача О. М. [81] та інших. Аналіз методів геометризації, реалізованих авторами показав, що найбільш широко для інтерполяції геологорозвідувальних даних застосовувався звичайний крайгінг. Застосування саме цього методу в більшості випадків дозволяло одержувати найбільш достовірну оцінку покладів корисних копалин. І тому такий метод інтерполяції слід вважати найбільш перспективним для дослідження тріщинуватості.

Безпосередньо процес геометризації складається із декількох етапів [12]:

1. Збір та первинна обробка вихідної геолого-маркшейдерської та технологічно-економічної інформації.

2. Створення графоаналітичної моделі родовища з метою:

а) встановлення залежностей між різними показниками, що характеризують родовище;

б) складання графічної документації, що ілюструє закономірності і залежності;

в) виявлення просторового розміщення показників родовища.

3. Розробка практичних рекомендацій на основі результатів геометризації (Рис.1.3.) [12].

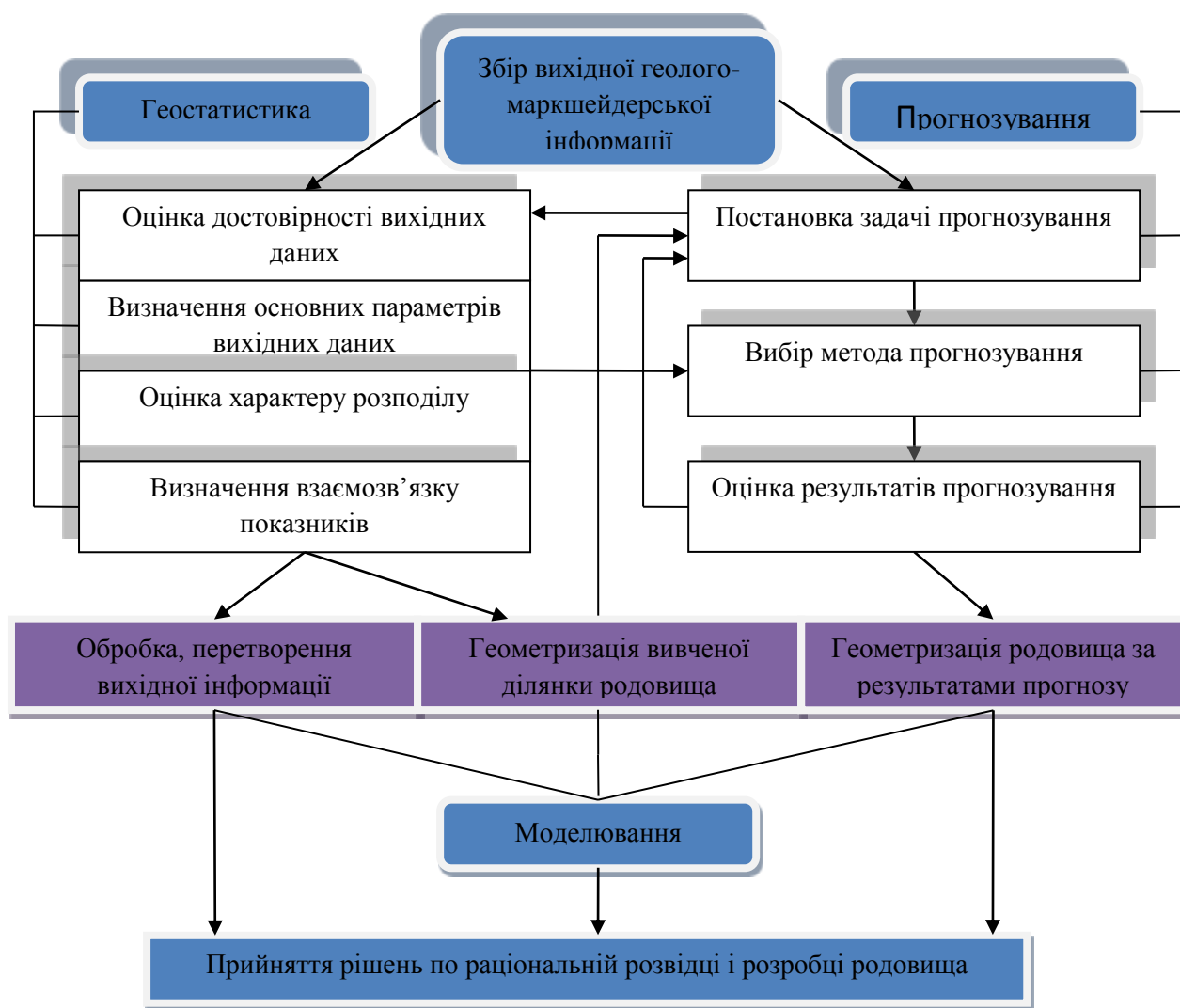


Рис. 1.3. Узагальнена схема геометризації

Закономірності розподілу тріщинуватості в масивах декоративного каменю вивчали Бакка М. Т. [7–10], Жуков С. О. [17–19], Соблевський Р. В. [19], Криворучко А. О. [54], Котенко В. В. [53] та інші. Особливості розвитку тріщинуватості в габроїдних масивах найбільш повно висвітлено в роботах Криворучка А. О. [54] та Котенка В. В. [53]. Цими дослідженнями була доведена мінливість інтенсивності тріщинуватості за площею і глибиною покладу.

Криворучком А. О. було доведено вплив первинно-пластових тріщини на блочність і виконано їх аналіз та геометризацію [6; 54].

При дослідженні пластової тріщинуватості основні показники представляють на геологічних розрізах по свердловинах і зарисовках

вертикальних стінок кар'єрів з районуванням пластової тріщинуватості по глибині, графіках зміни відстаней між пологими тріщинами з глибиною, стратиграфічних колонках з нанесенням зон нашарування, які відображають густину та напрями тріщин і характер зміни їх з глибиною.

У роботі [35] в результаті статистичної обробки даних з розвідувальних свердловин 6-и родовищ декоративного каменю Житомирської області були встановлені залежності відстаней між пластовими тріщинами від просторових координат точок кар'єрного поля.

Слід зазначити, що висновки були виконані на основі аналізу даних 140-а свердловин, для яких було зафіксовано 1855 тріщин. Також було встановлено, що відстані між первинно-пластовими тріщинами змінюються по простяганню і заляганню та збільшуються з глибиною за ступеневими залежностями другого та третього порядків.

Дослідження, виконані в [28], дозволили підтвердити гіпотезу про лінійну залежність зміни відстані між первинно-пластовими тріщинами від їх глибини відносно покрівлі інтрузії. Рівняння прямолінійного зв'язку між тріщинних відстаней від глибини їх залягання відносно покрівлі інтрузії характеризується прямо пропорційною лінійною залежністю, яка для Головинського родовища лабрадориту має такий вигляд:

$$\bar{d} = 0,0574 \cdot l + 1,2 \quad (1.13)$$

Отже, враховуючи результати досліджень, наведених вище, слід вважати найбільш ймовірним прямопропорційне зростання відстаней між міжпластовими тріщинами з глибиною, яке буде описуватись лінійною залежністю.

Для блочного каменю найбільш характерна геометризація блочності, яка виконувалась в [28; 53; 54; 102] та площинної тріщинуватості [28; 54].

Дослідженням ефективності буріння шпурів в тріщинуватому масиві присвячено роботи [3; 23; 24; 26; 29; 57; 61; 62; 83; 84; 85]. Слід зазначити, що це питання вивчене недостатньо повно.

У роботі [57] обґрунтована модель процесу обертально-ударного буріння. В [3] було досліджено вплив зусилля подачі і кута повороту бура на швидкість буріння шпурів в гранітах.

У результаті виконаних досліджень в [24] рекомендовано при бурінні тріщинуватих порід для мінімізації витрати інструменту та енергоємності буріння зменшувати осьове навантаження та число обертів до 40–50 %.

Дослідження процесу проходження свердловини [84] дозволило довести, що інтенсивність зустрічі бурового інструменту з тріщинами масиву гірських порід представляє потік рідких подій, розподіл яких відповідає закону Пуассона.

Дослідженню процесу викривлення свердловин при бурінні тріщинуватих порід присвячені роботи [61; 62; 85]. Основним напрямком досліджень була оцінка викривлення глибоких геологорозвідувальних свердловин.

Контроль тріщинуватості гірської породи та її безпосередній вплив на ефективність буріння було досліджено в працях [23; 83; 85].

У роботах [26; 29] досліджені шляхи підвищення ефективності буріння тріщинуватих порід.

Узагальнений аналіз результатів публікацій показав, що при перетині шпуром чи свердловиною площини тріщини виникають викривлення, величина яких залежить від параметрів тріщини, конструкції бурової коронки та режимних параметрів процесу буріння. В працях [23; 26; 29] рекомендовано при зустрічі з площиною тріщини зменшувати величину подачі до 10–70 % від номінальних значень.

Висновки до розділу 1

1. Недоліком використання продуктивності та швидкості для оцінки ефективності процесу буріння шпурів є складність оцінки економічної ефективності процесу, що пов'язана з тим, що зростання продуктивності часто супроводжується зростанням питомих витрат інструменту та електроенергії, зменшенням інтервалів технічного обслуговування обладнання внаслідок погіршення умови їх роботи.

2. Зменшення кута повороту ω приведе до переподрібнення породи, особливо в центральній частині, водночас збільшення кута повороту призведе до зменшення ефективності відколу породи.

3. Найбільш перспективним напрямом для прогнозування продуктивності бурових робіт є встановлення емпіричних залежностей для окремих груп кар'єрів та окремих підприємств. Групування кар'єрів доцільно виконувати за типом бурового обладнання та гірничо-геологічними умовами.

4. Дослідження закономірностей зменшення якості блочного каменю слід виконувати на стадії кожного виробничого процесу на кар'єрах з різними структурами комплексів кар'єрного обладнання.

5. Використання технології алмазно-канатного різання потребує використання попереднього буріння для заведення алмазного канату, що призводить до суттєвого впливу продуктивності та якості бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання.

6. Дослідження чинників, які визначають якість суцільного вибурювання з метою подальшої розробки методики управління якістю процесу створення щілини, є актуальною науково-прикладною задачею. Найменш вивченим і найбільш актуальним питанням при дослідженні суцільного вибурювання слід вважати визначення впливу зони перекриття шпурів на відхилення шпурів від проектного положення.

7. Дослідження закономірностей зменшення якості блочного каменю слід виконувати для найбільш поширеного при видобуванні декоративного каменю процесу буріння шпурів. Найбільш раціональним напрямом

дослідження буде встановлення закономірностей формування відхилень шпурів та пошук шляхів для їх мінімізації

8. Слід вважати найбільш ймовірним прямопропорційне зростання відстаней між міжпластовими тріщинами з глибиною, яке буде описуватись лінійною залежністю.

9. При перетині шпуром чи свердловиною площини тріщини виникають викривлення, величина яких залежить від параметрів тріщини, конструкції бурової коронки та режимних параметрів процесу буріння, для мінімізації яких рекомендовано при зустрічі з площиною тріщини зменшувати величину подачі до 10–70 % від номінальних значень.

10. Виходячи з аналізу сучасного стану управління якістю бурових робіт на кар'єрах блочного декоративного каменю, визначені зазначені вище мета і задачі дослідження. Матеріали за результатами цього розділу опубліковані в роботах автора [31; 70; 86–92].

РОЗДІЛ 2. РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ОЦІНКИ ПАРАМЕТРІВ ЯКОСТІ ПІДГОТОВКИ БЛОКІВ ДО ВИЙМАННЯ

2.1. Вплив силових факторів на викривлення шпурів при бурінні в процесі видобутку блочного облицювального каменю

Як вважалося раніше, викривлення свердловин (шпурів) є найбільш критичним для глибинного буріння, однак це явище з різним ступенем прояву характерне для усіх діаметрів та глибин буріння. Викривленню підлягають як глибокі геологорозвідувальні свердловини, так і шпури незначної глибини.

У технології видобування блочного каменю в процесі відокремлення його від масиву застосовують шпурові методи відколу. Суть яких полягає у бурінні рівної стрічки шпурів, які мають бути розташовані в одній площині. Прикладенням зусиль розриву на стінки цих шпурів різними методами (вибуховими та безвибуховими) забезпечується відокремлення порід розколом. На практиці при бурінні шпурів з причини викривлення горизонтальні проекції устя та дна шпурів зазвичай не співпадають. Інколи викривлення призводить до перетину сусідніх шпурів на середині довжини або біля його дна. Такий стан справ призводить до утворення значних нерівностей граней блоків при відколі, що при подальших операціях обробки спричиняє значні втрати каменю. Нерівномірне взаємне положення шпурів біля їх дна призводить до нерівномірної концентрації полів напруження на розрив, що значно погіршує умови рівного відколу блоку та часто призводить до утворення діагональних сколів.

Вивчення причин викривлення свердловин показує, що воно відбувається в результаті дії великої кількості факторів: геологічних, технічних та технологічних. В загальному випадку усі сили, що діють на бурове долото, можна привести до рівнодіючої сили та парі сил, момент яких дорівнює головному моменту цих сил відносно центра долота.

При бурінні вертикальних шпурів в масиві бурове долото перетинає на своєму шляху пластові тріщини, які зазвичай мають слабкопохиле положення та викликають викривлення пробурених шпурів.

При ударно-обертovому бурінні сила реакції опору від долота на похилу поверхню буде прагнути відвести долото по падінню. При цьому значення цієї сили буде складовою від реакції опору породи F_N , яка діє перпендикулярно до площини тріщини і її проекція на горизонталь дає значення сили з якою штанга викривляється в напрямку падіння тріщини (Рис. 2.1.).

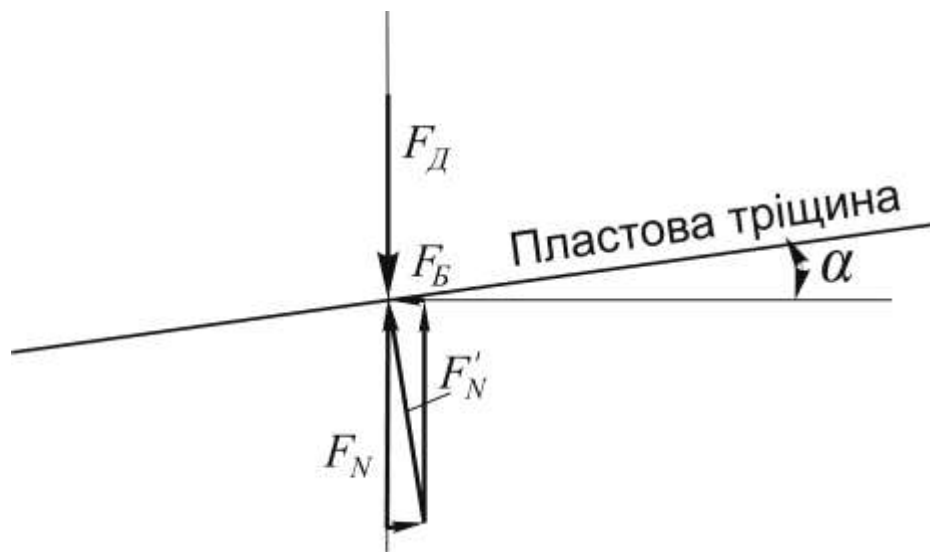


Рис. 2.1. Формування сили бічного викривлення шпура.

Таким чином величина цієї сили обчислюється за виразом (2.1):

$$F_B = F'_N \sin \alpha = F_N \cos \alpha \sin \alpha \quad (2.1)$$

де F_D – сила тиску долота на вибій, Н;

F_N – сила реакція опору породи на бурове долото $F'_N = F_N \cos \alpha$, Н;

F'_N – проекція сили реакції опору породи на перпендикуляр до площини тріщини, Н;

F_B – проекція сили реакція опору породи на бурове долото направлена перпендикулярно до осі бурової штанги, Н;

α – кут нахилу пластової тріщини до горизонту, град.

Значення реакції опору F_N буде дорівнювати силі тиску бурового долота на вибій F_D .

$$F_B = F_D \cos \alpha \sin \alpha = \frac{F_D \sin(2 \alpha)}{2}. \quad (2.2)$$

Виходячи з цієї формули, значення сили, що призводить до викривлення, є пропорційною до вертикальної складової зусилля тиску. Цим пояснюється той факт, що на понижених подачах здійснюється забурювання з нерівної поверхні каменю для попередження викривлення, тобто сила бічного відведення буде в такому випадку мінімальною і не спричинить істотного викривлення шпура на початку процесу.

Крім того, кут викривлення шпура залежить від можливості викривлення штанги в шпурі. Геометрично це визначається проміжком між стінкою шпура та штангою:

$$\delta = \frac{D_k - d_{ш}}{2}, \quad (2.3)$$

де D_k – діаметр бурової коронки, м;

$d_{ш}$ – діаметр бурової штанги, м.

Класичним розв'язком задачі викривлення консольної балки є вираз:

$$\Delta x = Nl^3 / 3EJ, \quad (2.4)$$

де N – сила, що викликає бічне викривлення бурової штанги, Н;

l – довжина консолі (бурової штанги), м;

E – модуль поздовжньої пружності, Н/м²;

J – момент інерції перерізу штанги, м⁴.

Момент інерції штанги визначається, як:

$$J = \frac{\pi(D_k^4 - d_{ш}^4)}{64}.$$

Максимальне викривлення консолі (штанги) буде обмежуватися геометрією вибою шпура, тобто $\Delta x = \delta$, а сила, що викликає бічне викривлення бурової штанги визначатиметься за виразом (2.3).

$$\delta = \frac{F_D l^3 \sin(2 \alpha)}{6EJ}. \quad (2.5)$$

Значення мінімальної довжини штанги, при якій можливим є викривлення шпура на величину α , визначатиметься за виразом:

$$l = \sqrt[3]{\frac{F_D \sin(2\alpha)}{6EJ}}. \quad (2.6)$$

Сила, яка діє на штангу та викликає викривлення, визначається кутом, на який штанга відхиляється від своєї осі, та визначається за виразом:

$$\sin \gamma = \frac{\delta}{l};$$

$$\sin \gamma = \frac{F_D l^2 \sin(2\alpha)}{6EJ}. \quad (2.7)$$

Таким чином для визначення значення кута відхилення шпура при перетині бурового інструменту субгоризонтальну тріщину застосовуємо вираз (2.8):

$$\gamma = \arcsin\left(\frac{F_D l^2 \sin(2\alpha)}{6EJ}\right). \quad (2.8)$$

Критерієм для визначення максимально допустимих значень відхилення шпура в стрічці від вертикалі є умова виключення перетину його з сусідніми шпурами. При заданих середніх значеннях висоти видобувного уступу 5 – 6 м, діаметрі шпура 42 мм та відстанню між осями шпурів – 0,2 м гранична величина кута відхилення за тригонометричним розрахунком становитиме в середньому $1^\circ 30'$.

Слід зазначити, що такий граничний критерій є справедливим у випадку збігу осі шпура з площиною стрічки шпурів (наміченої лінії відколу). У разі відмінності азимутального кута осі шпура та лінії стрічки шпурів максимальні значення кута відхилення будуть визначатися додатковими геомеханічним розрахунками процесу відколу каменю.

У випадку буріння вертикального шпура, який перетинає слабкопохилу тріщину, вираз (2.8) точно описує параметри викривлення бурової штанги. На практиці при бурінні стрічки вертикальних шпурів відбувається перетин не з однією, а з серією субгоризонтальних тріщин. Кожна з цих тріщин додає

значення кута відхилення осі шпура. Крім того викривлення осі шпура від перетину з першою тріщиною збільшує кут перетину з усіма наступними тріщинами (Рис. 2.2.)

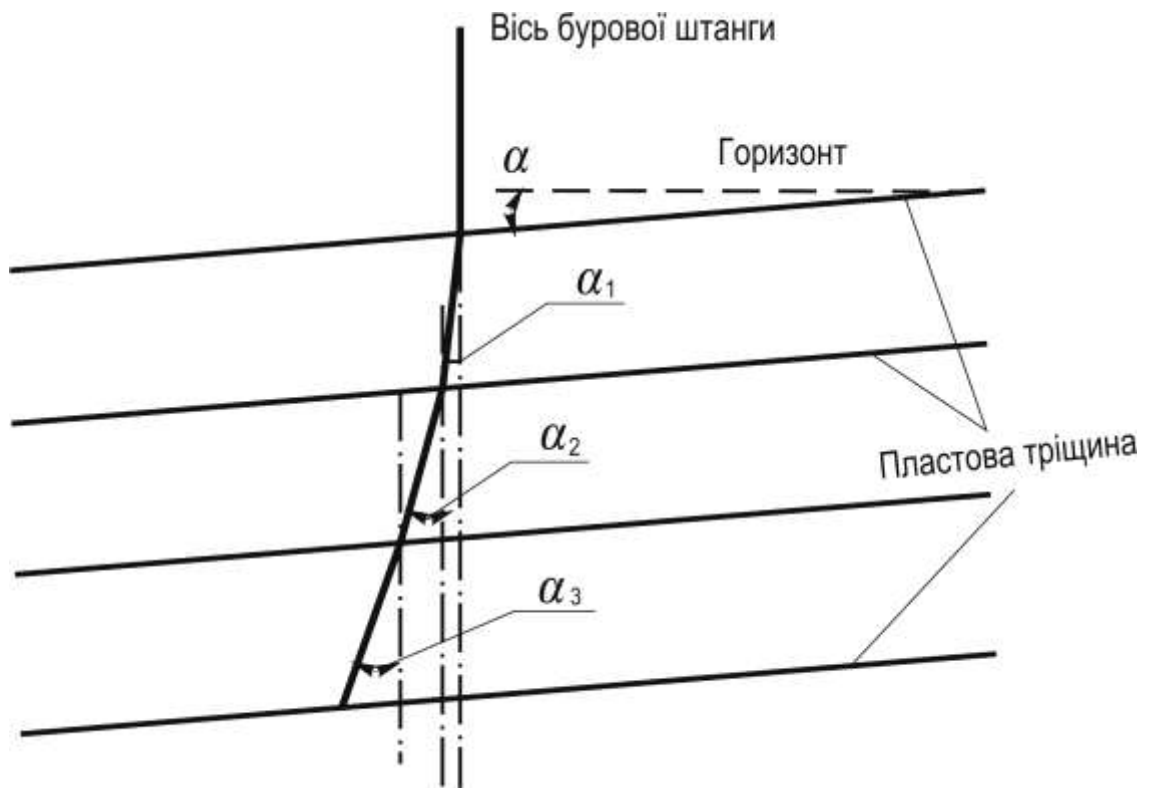


Рис. 2.2. Механізм викривлення осі шпура (свердловини) при перетині з серією субгоризонтальних пластових тріщин

Таким чином повне значення кута викривлення осі шпура при перетині серії тріщин визначатиметься як сума кутів зустрічі з кожною тріщиною:

$$\gamma = \arcsin \sum_{i=1}^n \left(\frac{F_D l_i^2 \sin(2(\alpha_i + \alpha_{i-1}))}{6EJ} \right), \quad (2.9)$$

де n – кількість субгоризонтальних тріщин;

l_i – довжина шпура до зустрічі з i -ю тріщиною, м;

α_i – i -й кут між віссю шпура та площиною поточної тріщини, град;

α_{i-1} – кут між віссю шпура та попередньою тріщиною, град.

Для типових умов виконання бурових робіт на кар'єрі блочного каменю у більшості випадків застосовується бурова установка Commando 110 (фірми Тамрок), рідше – Girodrill 200 (фірми Перфора). При заданих значеннях

діаметра штанги $d = 22$ мм, діаметра бурового долота $D=42$ мм, модуля поздовжньої пружності для сталеві бурові штанги $E=2,06 \cdot 10^{11}$ Па, середньому значенні сили подачі на штанги F_d гідроударником від 20 до 40 Бар розрахованої на основі теорії Герца та розрахованими значеннями J та δ побудовано графіки залежності кута викривлення шпура, (Рис. 2.3). Побудова виконана для діапазону кутів падіння пластових тріщин в межах $0,5-5,0^\circ$. Дані розрахунку наведені в Додатку А .

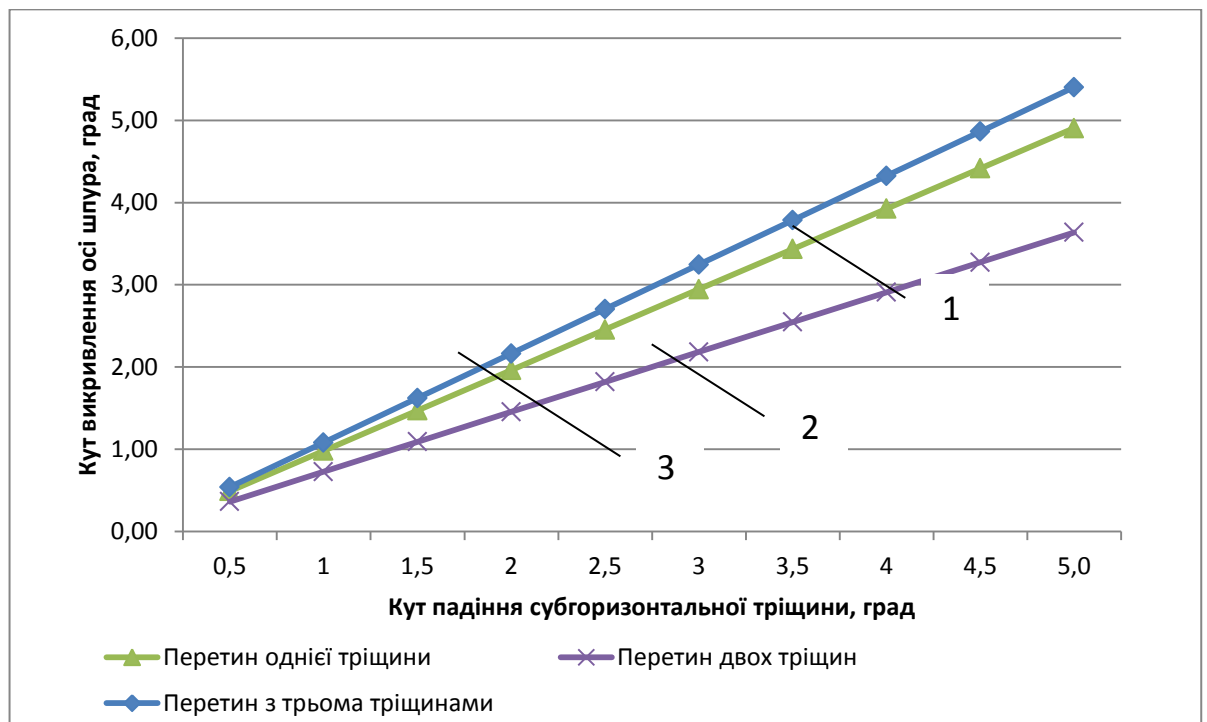


Рис. 2.3 Графіки залежності кута викривлення шпура від кута зустрічі коронки з пластовою тріщиною: 1 – при перетині бурової коронки з однією тріщиною, 2 – при перетині з двома тріщинами; 3 – при перетині з трьома тріщинами.

Виходячи з графіків, зображених на рисунку, інтенсивному викривленню осі шпура відповідають більші значення кута нахилу субгоризонтальних площин та їх частота. Як зазначалося раніше, при заданих параметрах стрічки шпурів та номінальних режимах буріння лабрадоритів Осниківського та Кам'янобрідського родовищ основними геологічними параметрами, що є вирішальними при встановленні та керуванні якістю бурових робіт, є кут нахилу субгоризонтальних тріщин та частота їх прояву.

Водночас необхідно виділити значення мінімальних кутів падіння субгоризонтальних тріщин, більше яких викривлення осі шпура буде критичним: при перетині однієї тріщини – приблизно 2° , двох та трьох тріщин приблизно становитиме $1^\circ 30'$.

У такому випадку досягти зменшення викривлення шпура можливо мінімізувавши зусилля подачі на вибій гідроударником. Як показує практика, при забурюванні на нерівній похилій поверхні зусилля подачі приймають 10 – 20 % від номінального зусилля подачі, однак при цьому значно зменшується продуктивність процесу буріння. Тому постає необхідність обґрунтування меж допустимих значень зусиль подачі на вибій при якій мінімальними будуть кути відхилення бурової штанги за умови достатньо високої продуктивності процесу буріння з урахуванням прогнозування зон придатних для інтенсивного (високопродуктивного) процесу буріння.

2.2. Аналіз критеріїв ефективності бурових робіт при дотриманні заданих показників якості процесу

У контексті питань управління якістю бурових робіт на кар'єрах блочного облицювального каменю постає необхідність аналізу усіх можливих факторів впливу на такий процес. Питання якості буріння шпурів при підготовці блоків до виймання потребує встановлення критеріїв та допустимих меж варіації показників буріння та їх допустимі відхилення від заданих значень. Складність вивчення цього питання, а відповідно й постановка задачі досліджень, полягає у відсутності попередніх досліджень з впливу зміни якості буріння на ефективність процесу видобування. В практиці видобування блочного каменю зміну (погіршення) видобувного процесу оцінюють вже після проведення бурових робіт за якістю відколу каменю. Такий підхід дозволяє попередити подальші технологічні проблеми відокремлення та втрати сировини, однак не дозволяє оперативно виконувати корегування бурових робіт та попередити значне погіршення якості одержаного продукту видобутку.

Загалом, розглядаючи процес якості підготовки блоків до видобування, необхідно дослідити увесь процес за такими критеріями, як це вказано на Рис. 2.4.



Рис. 2.4. Узагальнена схема розподілу факторів, що визначають якість бурових робіт при видобуванні декоративного каменю

Усі фактори прямо чи опосередковано визначають якість бурових робіт та рівень впливу кожного з них. Під якістю виконання бурових робіт розуміють величину викривлення осі шпура залежно від глибини буріння, яка виражається азимутальним та зенітним кутом відхилення. Тому критерієм якості є встановлення максимально допустимих меж кутів відхилення осі шпура, при яких продуктивність процесу буріння та якість одержаних блоків залишатимуться незмінними (2.10).

$$0 \leq \Delta(\varphi, \theta) \leq \text{const} \quad , \quad (2.10)$$

де φ , θ – відповідно азимутальний і зенітний кути відхилення осі шпура, градуси.

У процесі буріння шпурів ударно-обертальним способом з використання гідроударників відхилення від заданих напрямів обумовлюються такими природними факторами: напрямом анізотропії, кутами падіння і простягання пластових та субгоризонтальних тріщин, та технологічним фактором – зусилля подачі на вибій (2.11). Такі технологічні фактори: частота обертання долота, продуктивність компресора видалення бурового дріб'язку впливають лише на продуктивність процесу:

$$\Delta(\varphi, \theta) = F(P, \alpha, \beta) \quad (2.11)$$

де P - зусилля подачі на вибій, кН.;

α та β – відповідно кут падіння та кут простягання пластової або субгоризонтальної тріщини, градуси.

Розглядаючи фактори впливу на показники якості бурових робіт, необхідно враховувати наслідки зміни технологічних факторів на продуктивність процесу.

В загальному випадку продуктивність буріння буде залежати від природного фактора міцності порід та ряду технологічних факторів: зусилля подачі на вибій, частота обертання бурового долота, продуктивність компресора з видалення бурового дріб'язку (2.12):

$$Q_{\text{бур}} = F(f, P, \omega, q) \quad , \quad (2.12)$$

де f – міцність порід, кН;

ω – частота обертання бурового долота об/хв;

q – продуктивність компресора з видалення бурового дріб'язку, м³/хв.

Від зусилля подачі P значною мірою залежить як якість процесу буріння, так і його продуктивність. Задача управління якістю у виробничих умовах зводиться до керування технологічним показником зусилля подачі на вибій, при якому будуть дотримуватися оптимальні значення продуктивності та якості буріння (2.13).

$$\begin{aligned} Q_{\text{бур}} &= F(f, P, \omega, q) \rightarrow \max \\ \Delta(\varphi, \theta) &= F(P, \alpha, \beta) \rightarrow \min \end{aligned} \quad (2.13)$$

На кар'єрах блочного облицювального каменю бурові роботи складають досить різних технологічних операцій (буріння стрічки шпурів, суцільне оббурювання, збійка свердловин), що обумовлює досить різні вимоги до якості виконання робіт. Оскільки бурові роботи в процесі видобування блочного каменю є ланкою загального технологічного процесу видобування, то розглядати критерії якості необхідно з використанням впливу бурових робіт на наступні і операції.

В зазначених способах видобування каменю, яким передують бурові роботи, для процесів алмазно-канатного різання та суцільного оббурювання необхідно дослідити вимоги, враховуючи геометричні параметрами за умови збійки свердловин (можливість заведення алмазного канату через перпендикулярні зустрічні свердловини).

Для способу суцільного оббурювання критерієм якості буріння є також геометричні параметри, а саме умова взаємного перетину сусідніх свердловин.

Лише для способу з використанням стрічки шпурів у комплексі з ініціюванням механічних напруг в шпурах різної природи якість виконання бурових робіт буде визначатися окрім геометричних параметрів, ще й параметрами формування поля напружень при відколюванні каменю.

Таким чином результатом встановлення критеріїв та допустимих меж параметрів буріння для усіх способів шпурової підготовки блоків до виймання будуть параметри відхилення шпурів в діапазонах, допустимих для кожного з способів підготовки окремо.

2.3. Розробка методики інклінометричної оцінки параметрів якості підготовки блоків до виймання

Підготовка гірських порід до виймання при видобуванні блочного облицювального каменю методами відколу полягає у попередньому бурінні стрічки направлених шпурів. Особливістю даного процесу є те, що результат відколу та якість відокремлених блоків повністю залежить від якості виконання бурових робіт (дотримання вертикалі осі шпура в площині стрічки). Зазвичай оцінку точності буріння без застосування спеціальних засобів не здійснюють, а про результат дізнаються лише після здійснення операції відокремлення каменю.

Висока вартість вітчизняних і зарубіжних інклінометричних систем та їх непристосованість до умов робіт в кар'єрі блочного каменю перешкоджає широкому впровадженню в оперативний контроль бурових робіт [4].

Основний клас таких засобів застосовуються для вимірювання викривлень глибоких та досить глибоких свердловин.

За методами вимірювання інклінометри поділяються на дві групи:

- безпосереднє вимірювання – основані на дії сили тяжіння, геомагнітного поля, гіроскопічного ефекту або на застосуванні телезондування;
- опосередкованого вимірювання – на використанні методів орієнтування з поверхні, сейсмічних, радіолокаційних, магнітометричних методів тощо.

Адаптація контрольної-вимірювальної апаратури інклінометрії вимагає чіткого усвідомлення недоліків і переваг тих чи інших способів вимірювань, врахування особливостей використання певних типів інклінометричних перетворювачів в конкретних умовах виконання робіт.

З урахуванням інтенсивного розвитку за останні кілька років технологій мікромеханічних акселерометрів та гіроскопів на тлі безперервного поліпшення точності, експлуатаційних характеристик при постійному зниженні вартості

робить їх придатним для використання в недорогих та компактних інклінометричних системах.

Базовим елементом сучасних приладів свердловинної інклінометрії є блок інклінометричного перетворювача, тип і параметри якого значною мірою визначають функціональні можливості і область застосування апаратури та методики проваджуваних досліджень [44]. Критерії якості використовуваних перетворювачів – точність визначення вимірюваних величин, надійність і безвідмовність при впливі дестабілізуючих факторів (широкого діапазону термічних умов та атмосферного тиску, вібраційних навантажень різних амплітуд і частот). При конструюванні інклінометричних систем і приладів в автономному варіанті також необхідно враховувати їх габаритні параметри та енергоощадність.

Застосовувані у гірництві інклінометричні прилади в основному використовують вимірювальні системи на основі комбінації трьох датчиків гравітаційного (окремо по осях x , y та z) і трьох реєстраторів магнітного (ферозондового, магніторезистивного) типів. Максимальна точність вимірюваних параметрів для такого типу комплексу реєструючих елементів складає $\pm 0,1^\circ$ при вимірюванні зенітного кута і $\pm 0,5^\circ - 1^\circ$ для азимутального кута [71, 72]. Однак на практиці порядок точності нижчий у кілька разів. Істотні недоліки таких вимірювальних систем пов'язані з сильними завадами електромагнітного поля від кар'єрної техніки та гірських порід з феромагнітними властивостями. Тому можливості застосування датчиків магнітного типу для оперативного контролю та досліджень траєкторії свердловини є досить обмеженими. Достатня точність вирішення багатьох завдань інклінометрії і відносна простота конструкції стали основними факторами використання такого типу датчиків в приладах, що одержали поширення в практиці вітчизняних геофізичних робіт. Визначення елементів орієнтації в свердловинах при проведенні вимірювальних робіт в умовах безпосередній близькості до електромагнітних приладів та магнітних матеріалів

призводить до необхідності застосування в апаратурі гіроскопічних реєструючих датчиків.

Сучасні тенденції розвитку гіроскопічних інклінометричних приладів і систем умовно можна розділити на два напрями. Перший передбачає майбутнє вдосконалення традиційних електромеханічних приладів і методів обробки отриманої інформації, другий орієнтований на мінімізацію чутливих елементів шляхом застосування нанотехнологій і побудови датчиків з використанням нових фізичних ефектів.

Сучасний стан розвитку гіроскопічних приладів дозволяє створювати інклінометричну апаратуру на основі різноманітних гіроскопічних пристроїв: динамічно настроюваних; хвильових твердотільних; волоконно-оптичних; роторних механічних; лазерних гіроскопів; мікромеханічних, так званих MEMS - гіроскопів (Micro - Electro - Mechanical Systems) та ін. [63; 77].

Характеристика точності приладів свердловинної інклінометрії залежить від конкретних типів інклінометричних перетворювачів і характерних для них похибок. Різні чинники, сукупність дій яких призводить до похибок у вимірюваннях кутових параметрів, за своєю природою загальні для перерахованих вище типів гіроскопів і характеризуються технологічними недосконаlostями виготовлення датчиків, зовнішніми температурними і вібраційними впливами [16; 27].

Найбільш істотний прояв похибок гіроскопічних датчиків - зміна показань при дрейфі нуля приладу, компенсація якого вимагає включення в методику польових досліджень процедур обов'язкової перевірки і калібрування блока інклінометричної перетворювача, а також використання систем терморегулювання і віброзахисту в складі усєї системи. Необхідність періодичного метрологічного контролю апаратури зменшує можливий час роботи інклінометра в свердловині, що деякою мірою звужує можливості гіроскопічної апаратури в області оперативного контролю положення осі свердловини. Незважаючи на такі обмеження гіроскопічних датчиків, цей напрям в інклінометрії свердловин розвивається особливо динамічно. Типові

експлуатаційні параметри для цієї апаратури – працездатність при високій температурі до $+ 85^{\circ} - 100^{\circ} \text{ C}$, при цьому забезпечуються вимірювання параметрів орієнтації свердловини з похибкою порядку $\pm 0,1^{\circ} - 0,3^{\circ}$ (для зенітного кута) і $\pm 0,3^{\circ} - 2^{\circ}$ (для азимутального кута).

Незважаючи на різноманітність типів інклінометричних перетворювачів і апаратних рішень на їх основі, проблема створення високоточних, універсальних, простих у конструкції та експлуатації недорогих засобів контролю просторового положення осі свердловини на сьогодні не вирішена. Зростають вимоги до експлуатаційних характеристик гіроскопічних приладів і це ставить завдання не тільки удосконалення класичних гіроскопів з обертовим ротором, але й пошуку принципово нових принципів вимірювання кутових швидкостей. Останнім часом спостерігається практичний інтерес до мікромеханічних датчиків, безперервне поліпшення характеристик точності і експлуатаційних параметрів яких на фоні інтенсивного зниження вартості дає передумови до створення малогабаритних, недорогих і досить точних інклінометричних пристроїв [44].

Мікромеханічні гіроскопи (ММГ) є різними механіко-електричними або електромеханічними перетворювачами, розмір структурних елементів яких та їх переміщення в просторі вимірюються в мікрометрах (Рис. 2.6).

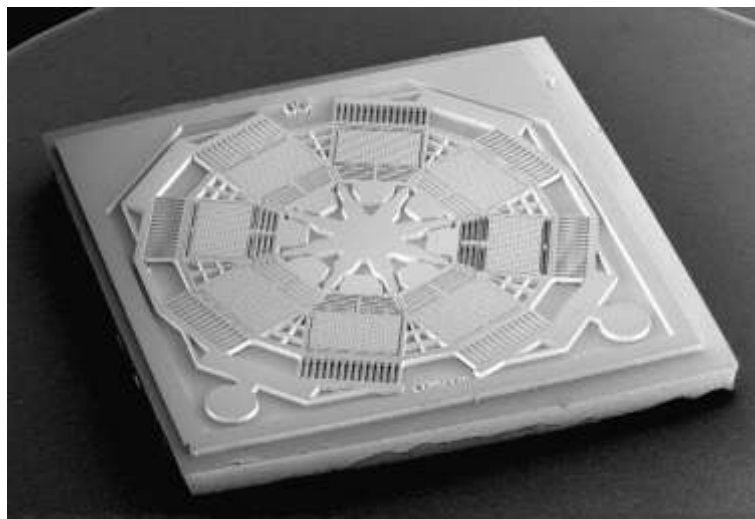


Рис. 2.6. Зображення внутрішніх інерційних частин мікромеханічного гіроскопа на мікропідвісах (розміри основи приладу 120×120 мікрон)

На поточному етапі розвитку мікромеханічні гіроскопи представлені різноманітними типами пружних підвісів, чутливих до маси приладу. При цьому загальний принцип роботи ММГ полягає у створенні поступального або обертального руху чутливого елемента уздовж переміщень одного ступеня свободи і вимірювань переміщень іншого ступеня свободи, природа яких пов'язана з різними фізичними ефектами в полі дії кутової швидкості переміщення датчика [106]. Амплітуда переміщень є мірою вимірюваної кутової швидкості. Слід зазначити фактичну ідентичність побудови сучасних MEMS – гіроскопів і акселерометрів, відмінність яких полягає лише у представленні вихідних величин. В гіроскопічному датчику вихідною величиною є значення кутової швидкості по осях приладу, а акселерометру є поточні значення кута повороту. Нові тенденції в розвитку мікромеханічних компонентів передбачають створення інтегрованих приладів, структуру яких становить кілька різнотипних датчиків (прискорення, кутових параметрів, температури)[45; 46].

Досить компактний розмір та вкрай низькі значення споживаної енергії (в середньому 36 мВт) дозволяють створювати відносно прості інклінометричні системи для умов кар'єрів блочного каменю. Важливе значення для точності та зручності використання інклінометричних систем є їх конструкція механічної системи до якої кріпляться гіроскопічні датчики. Промислові інклінометричні прилади можна поділити на дві групи. До першої належать корпуси у вигляді подовженого металевого циліндра, в якому жорстко кріпиться гіроскопічна система. Другий тип – більш коротші циліндри (зазвичай, не більше 1200 мм) з розпірними важелями на роликах. Перша система призначена для визначення параметрів свердловин при глибинному бурінні і тому застосування її при вимірюванні шпурів глибиною усього 6 метрів є недоцільним та таким, що не забезпечить необхідної точності. Крім того, застосування таких пристроїв в сильно тріщинуватому скельному масиві може призвести до заклинювання приладу в середині свердловини. Другий тип приладів в якості центрування осі

інклінометра використовує розпірні важелі з роликками попарно у верхній та нижній частинах (Рис. 2.7).

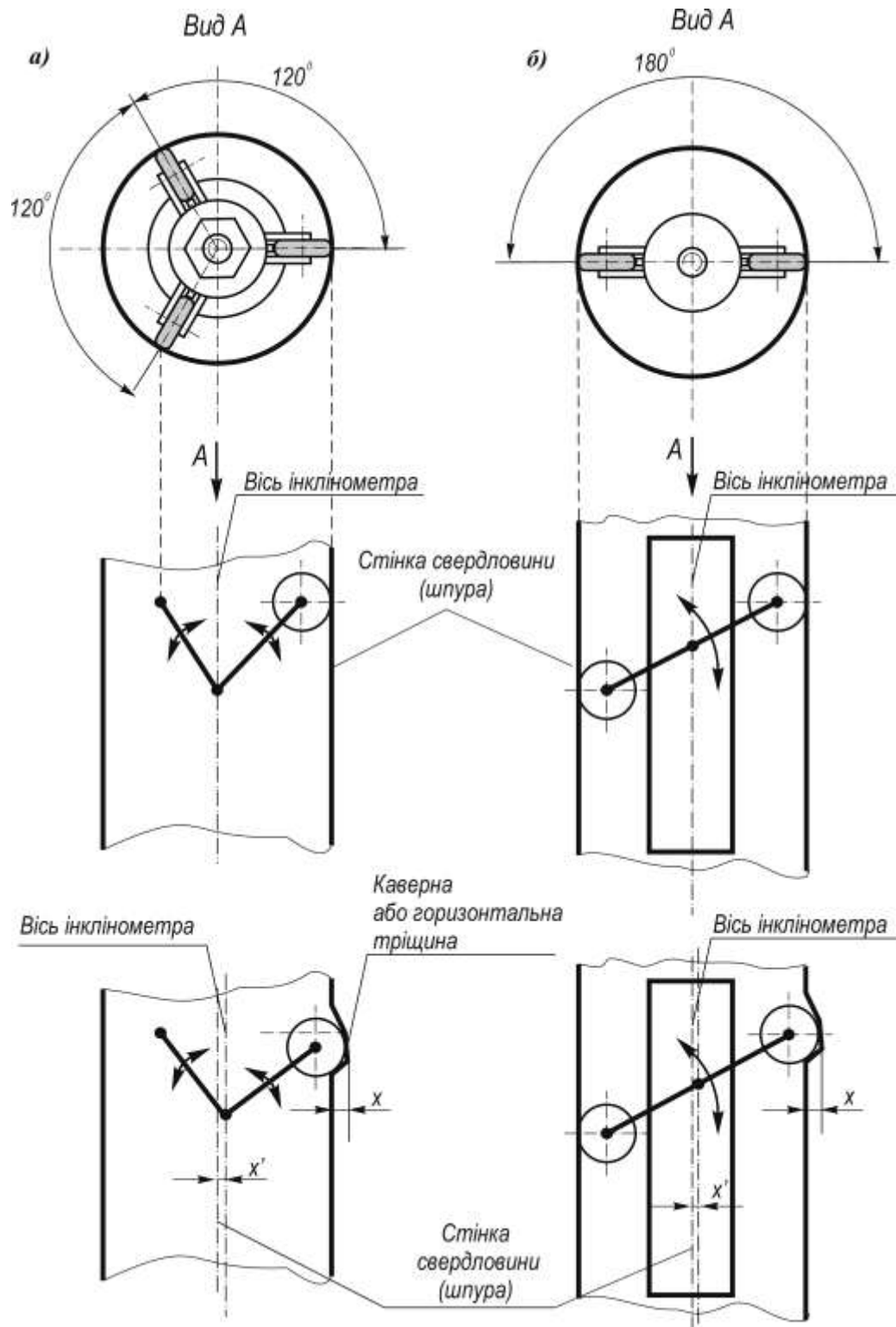


Рис. 2.7. Конструкції центрувальних пристрій інклінометра:

а) трироликковий; б) дволикковий.

Такий тип інклінометрів використовується для вимірювань відхилення свердловин середньої довжини та позбавлений недоліків попереднього типу конструкції. До основних його недоліків слід віднести похибку центрування приладу при наявності природних та штучних нерівностей стінок свердловин (тріщини, розломи, каверни та включення).

У рамках розробки методики інклінометричних вимірювань в умовах блочного кар'єру запропонована конструкція центрувального зонду, що складається з триважільного роликового механізму, осі якого рознесені на 120° , та зменшеною відстанню між центрувальними частинами, що дозволяє зменшити габаритні розміри приладу до 350 мм без втрати точності.

При переміщенні зонда всередині шпура по стінках при попаданні одного з роликів в паз тріщини відбувається зміщення приладу в нове положення (Рис. 2.7). При цьому відбувається зсув осі інклінометра відносно до осі шпура (Рис. 2.7), значення якого можна розрахувати за співвідношенням (для двоважільної схеми центрування):

$$\frac{x'}{x} = \frac{c_1}{c_1 + c_2},$$

де x' – абсолютне значення відхилення осі інклінометра від осі шпура, м;

x – абсолютне значення відхилення ролика від початкового положення, м;

c_1, c_2 – відповідно проекції першого та другого плеча важеля, м.

Оскільки важелі сполучені та відхиляються сумісно їх проекція на горизонтальну площину буде рівною $c_1=c_2$. Тоді значення відхилення центру інклінометра виразиться як (2.14):

$$x' = x \frac{c_1}{c_1 + c_2} = \frac{x}{2}. \quad (2.14)$$

Співвідношення параметрів відхилення інклінометра при трихважільному центруванні виражається як (2.15):

$$\frac{x'}{x} = \frac{c_1 \sin \alpha}{c_1 \sin \alpha + c_2}, \quad (2.15)$$

де α – кут між вертикаллю, що проходить через центр інклінометра та важеля, град, $\alpha = 120^\circ - 90^\circ = 30^\circ$;

$c_1 \sin \alpha$ - проекція на горизонтальну вісь важеля c_1 . (Рис. 2.8. а).

Таким чином відхилення інклінометра становитиме (2.16)

$$x' = x \frac{c \sin \alpha}{c \sin \alpha + c} = x \frac{\sin 30^\circ}{\sin 30^\circ + 1} = \frac{x}{3} \quad (2.16)$$

У порівнянні з двоважільною схемою центрування, триважільна виграє за рахунок меншого абсолютного значення відхилення осі інклінометра. Крім того, розташування роликів на одному рівні повністю компенсує відхилення осі інклінометра в момент проходження горизонтальної тріщини.

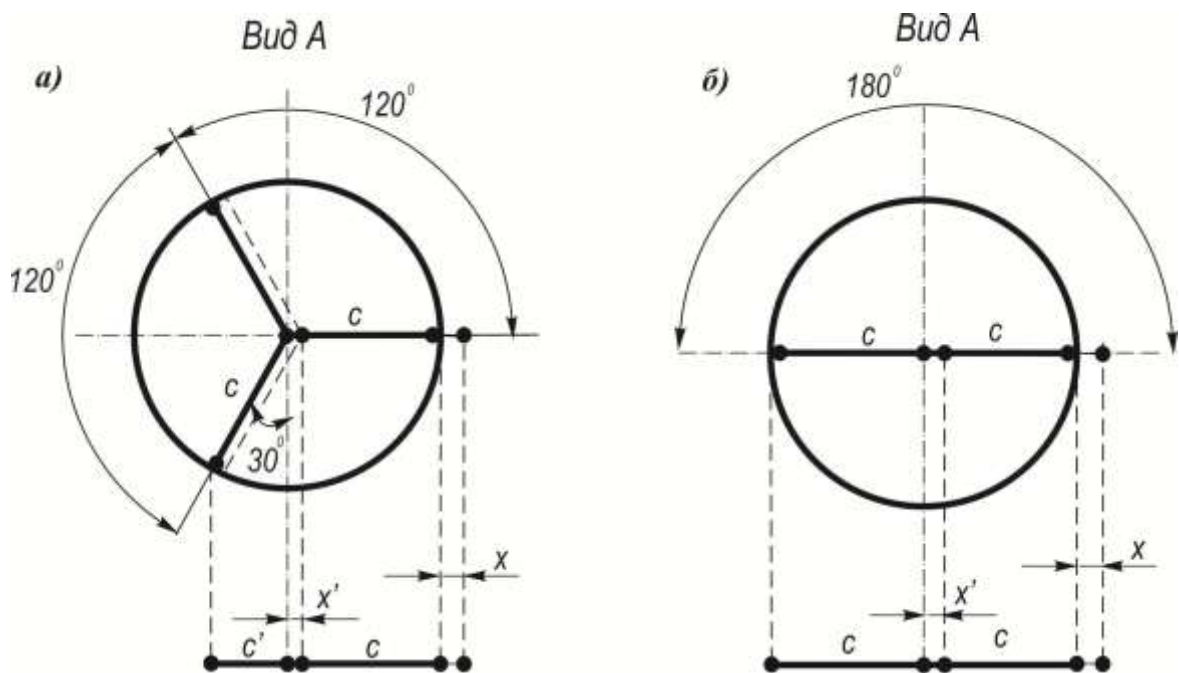


Рис.2.8. Схема до визначення точності двоважільного та триважільного центрування інклінометру: а) триважільне центрування приладу; б) двоважільне центрування приладу.

Для реалізації цієї конструкції запропоновано розроблений інклінометричний прилад, який дозволяє реалізувати наведену вище триважільну систему центрування в свердловині або шпурі, а також забезпечити можливість вимірювання в шпурах малого діаметру та відносно малої глибини (Рис. 2.9.).

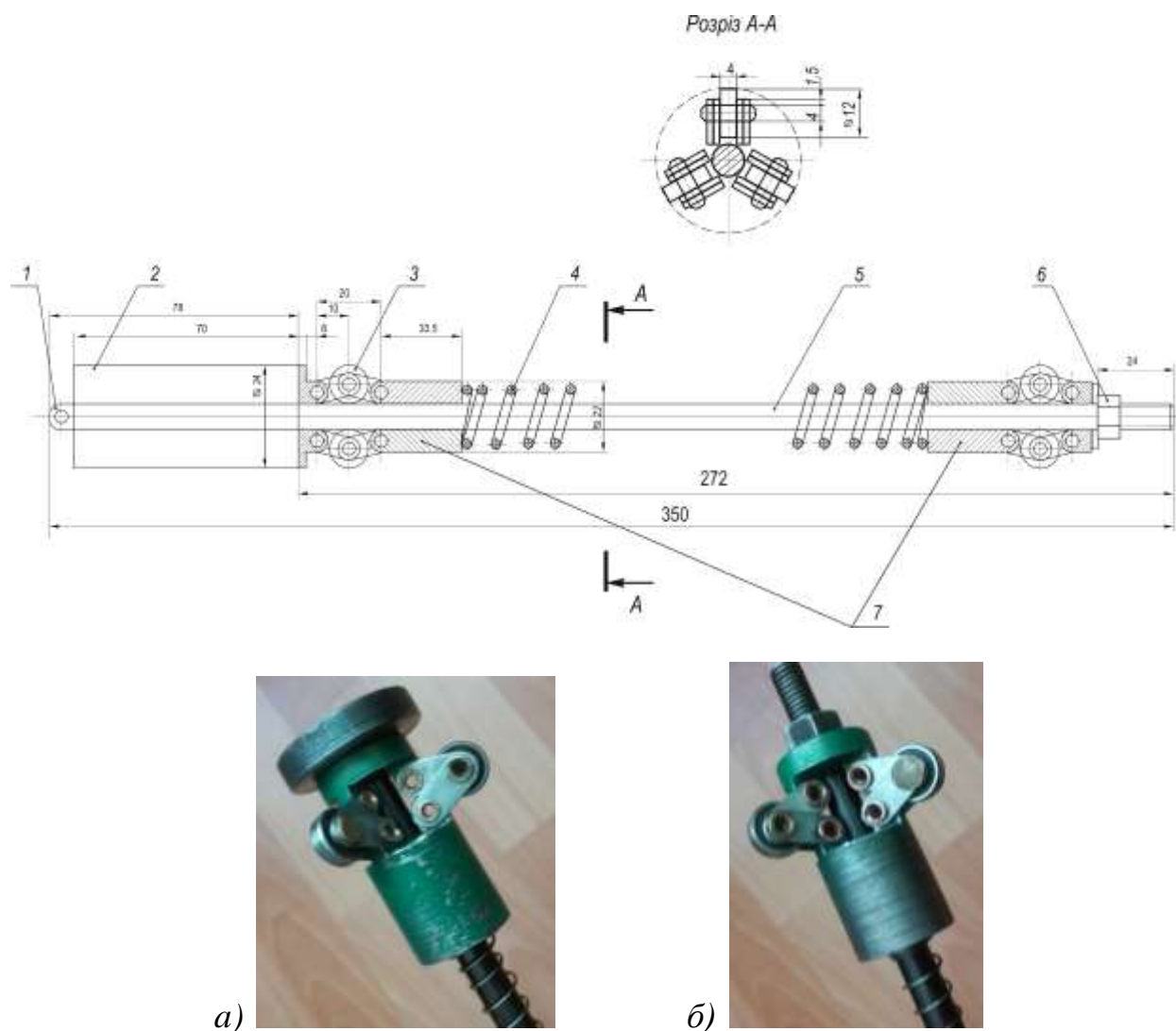


Рис. 2.9. Механічна частина інклінометричного пристрою для проведення вимірювання в шпурах малого діаметра: а) верхня триважільна система приладу; б) нижня триважільна система.

Цей пристрій складається з несучого стержня 5, на якому нанизаний пружинний розпирний механізм розклинювання важелів з роликками 3. Позаду транспортувальної провущини 1 розташований корпус інклінометричного датчика 2. Корпус жорстко кріпиться на стержні 5. Далі на ньому нанизано через упорні шайби 7 дві важільні системи, між якими знаходиться розпирна пружина 4. Необхідне регулювання натягу важелів (сила притискання роликів до стінок шпура) при заданому діаметрі здійснюється притисною шайбою з

гайкою 6. Втулки кріплення пристроїв центрування вільно можуть ковзати по стержню.

Електронна апаратна частина розробленого пристрою реалізована таким чином: при опусканні інклінометричного пристрою в шпур на рівні гіроскопічного датчика (позиція 2, Рис. 2.10) спрацьовує кінцевий вимикач 5, який запускає в роботу блок реєстрації сигналів датчика 4. Поточні дані кутів нахилу датчика 1 та 2 надходять в аналого-цифровий перетворювач 3, де здійснюється їх первинна обробка (зменшення «шумів», усунення дрейфу нуля) та оцифровування сигналу. В блок 4 надходить 2 типи сигналу, перший від датчиків 1 та 3, а другий – від валкодера 6, який з'єднаний з роликом центруючого механізму та фіксує поточне положення та переміщення системи.

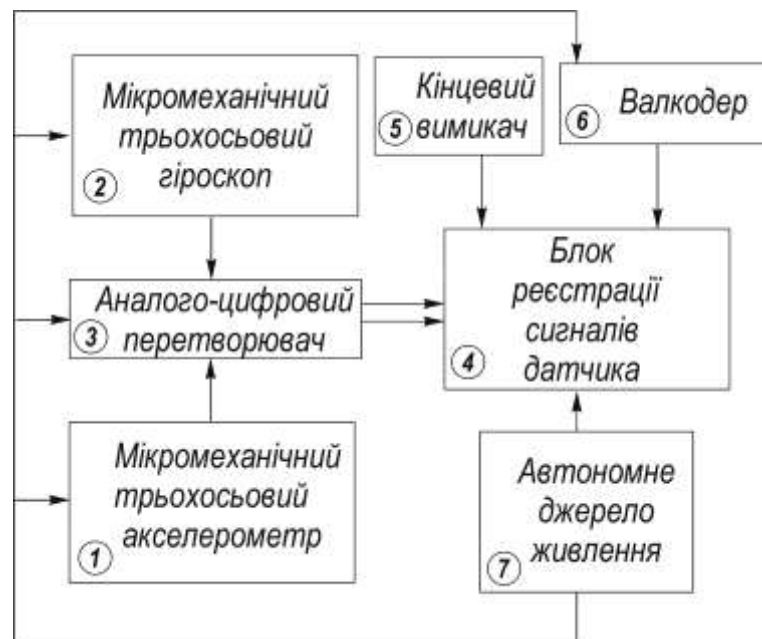


Рис. 2.10. Блок-схема роботи електронного блоку інклінометра

Уся електронна частина системи живиться від автономного джерела живлення 7. Після опускання інклінометра на дно шпура відбувається його реверс, який фіксується валкодером 6 та здійснюється повторне вимірювання у зворотному напрямі. В блоці реєстрації сигналів датчика 4 дані при прямому та зворотному вимірюванні усереднюються. Це забезпечує мінімізацію похибки

вимірювання. При висуванні інклінометра з шпура вище рівня гіроскопічного датчика спрацьовує кінцевий вимикач 5 і прилад зупиняється. Передача одержаних даних з метою її подальшої обробки здійснюється через цифровий інтерфейс передачі даних на ПК.

Методика інклінометричного дослідження якості буріння шпурів може виконуватися, як в процесі бурових робіт, так і після виконання буріння усієї стрічки шпурів. В обох випадках методика та послідовність здійснення вимірювань буде однаковою. Особливістю розробленого інклінометра є можливість виконання дослідження з високою швидкістю приблизно 26 м/хв., що у перерахунку на 1 шпур глибиною 6 м дає час виконання вимірювань 28 – 30 секунд. Така швидкість обумовлена конструкцією центруючих роликів інклінометра і є достатньою для виконання експрес вимірювань без впливу на продуктивність процесу видобування.

Суть методики проведення інклінометричних вимірювань полягає у встановленні значень кутів нахилу осі шпура (зенітного та азимутального) у кожній точці шпура за глибиною. Фіксація вимірюваних значень здійснюється на напівпровідниковий пристрій зберігання інформації, а керування усім процесом вимірювання та запису даних здійснюється за допомогою мікроконтроллера. Процес вимірювання полягає у послідовності виконання ряду операцій за схемою зображеною на Рис. 2.11.

Процес вимірювання починається з прив'язки однієї з горизонтальних осей інклінометра до осі напряду лінії буріння стрічки шпурів. Наявність в схемі мікромеханічного трьохосьового магнітометра дозволяє здійснювати прив'язку приладу в просторі при позиціюванні його в початковому положенні. Наступним є включення приладу в роботу, при якому відбуватиметься його самокалібрування. В цей період часу прилад повинен залишатися нерухомим.

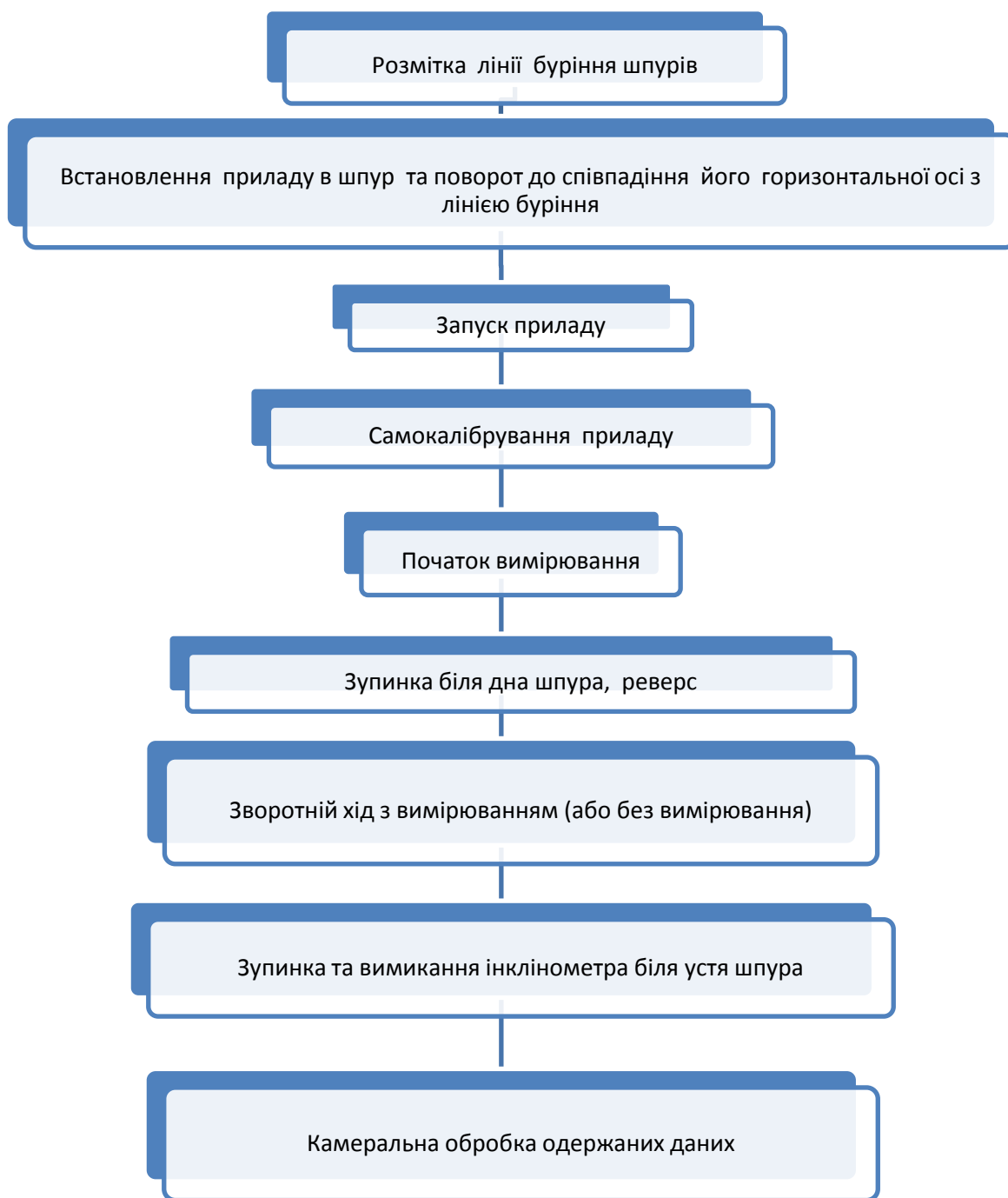


Рис.2.11. Схема методики проведення інклінометричних досліджень

Калібрування полягає в попередньому розрахунку похибок вимірювання, та обчислення «дрейфу» показників кутів в часі по усіх трьох осях. Далі, коли прилад закінчує обчислення та введення поправочних коефіцієнтів, починається процес вимірювання. Опускання приладу в шпур може забезпечуватися механізованим або ручним способом. Визначення точних значень глибини здійснюється за обчисленням сумарних значень другої

похідної від прискорення руху приладу по осі z . Біля дна шпура спрацьовує кінцевий вимикач, який перемикає прилад на реверс. В цьому режимі здійснюється зворотній хід, або виконується вимірювання в зворотному напрямі та усереднюються отримані показники. В момент виходу інклінометра з шпуру він автоматично вимикається. Усі одержані дані записуються в реальному масштабі часу. При вимірюванні усіх наступних шпурів процес повторюється аналогічно. Результатом вимірювання є окремий файл для кожного шпура, який далі обробляється при камеральній обробці та встановлюється якість виконання бурових робіт за кутами відхилення шпурів з глибиною.

2.4. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність розколювання монолітів і блоків

У технології видобування блочного облицювального каменю методами відколу застосовується методика розрахунку параметрів шпурів, яка базується на практичному досвіді та проведених наукових дослідженнях.

Методика розрахунку руйнування каменю шпуровими методами полягає у визначенні необхідної відстані між шпурами в ряду по лінії відколу при заданих діаметрах шпурів та створюваних зусиллях відколу каменю.

Проведеними дослідженнями було встановлено, що якість відокремлення каменю від масиву (рівність відокремлених площин блоку та їх взаємна перпендикулярність) залежить від питомої площини відколу, тобто відношення площини, утвореної стрічкою шпурів до загальної площини відокремлення блоку або моноліту.

Значення питомої площини відколу при підготовці моноліту до видобування визначається по співвідношенню [34] (2.17):

$$U = \frac{zd}{S}, \text{ м} \cdot \text{м}/\text{м}^2, \quad (2.17)$$

де z – сумарна довжина шпурів, пробурених у площині розколювання, м;

d – діаметр шпура, м;

S – площа відколу, м²,

L – довжина моноліту, м;

H – висота моноліту, м.

Кількість шпурів по лінії розколу визначається як:

$$z = \frac{L}{l_{ш}} h k_n,$$

де $l_{ш}$ – крок буріння шпурів, м;

k_n – коефіцієнт нерівномірності буріння, $k_n = 0,9$.

Більшість дослідників пропонують в основному емпіричні залежності. Так, за результатами ряду досліджень НДІ колишнього Радянського Союзу та практичного досвіду нині розроблено ряд емпіричних формул, за допомогою яких здійснюють розрахунок параметрів буріння [8; 66] (2.18).

$$L = 1000 \frac{d}{\sigma_{роз}} h k_n, \quad (2.18)$$

де $\sigma_{роз}$ – межа міцності породи на розтяг, МПа.

h – глибина шпура, м.

За цією формулою обумовлюється те, що тиск початку процесу розколювання становить 30 МПа при будь-яких умовах і тому його величина є константою. В реальних умовах зміна тиску відбувається під дією багатьох факторів. Тому відстань між шпурами уточнюється в процесі проведення попередніх випробувань на родовищі при відколюванні моноліту.

Інша формула, яка використовувалася для наближених розрахунків параметрів видобування (2.19):

$$L = 0,63 \frac{Pd(h - 3d)}{\sigma_{роз}H} h k_n, \quad (2.19)$$

де P – статичний тиск, що діє на стінки шпура, МПа;

Залежність (2.19) не дозволяє точно визначати оптимальну відстань між шпурами при зміні умов ведення робіт, тобто при відхиленні напрямку шпура від заданої величини. У деяких авторів можна зустріти чисто емпіричну формулу [66]. Розрахунок відстані між шпурами пропонується робити за таким виразом (2.20):

$$L = Kd, \quad (2.20)$$

де d – діаметр шпура, см ;

K – коефіцієнт, що залежить від фізико-механічних параметрів породи.

$$K = P \sqrt{\frac{1}{\sigma_{\text{роз}}}}. \quad (2.21)$$

Проведений аналіз формул для визначення оптимальних відстаней між шпурами при видобуванні каменю методами направленої відколу вказує, що вони отримані в основному емпіричним шляхом для певних умов ведення робіт. Спільним для цих формул є врахування геометричних параметрів процесу руйнування гірських порід, оскільки вони є не менш важливими ніж фізико-технічні властивості каменю. Недоліком усіх цих формул є те, що абсолютно не враховуються допустимі межі похибок при виконанні бурових робіт, а геометричні параметри шпурів розглядається як ідеалізована система.

Зведений показник, що характеризує в цілому геометричний параметр руйнування, є питома площа відколу. В практиці видобувних робіт стрічка шпурів, пробурених в певній вертикальній площині відколу з причини деякого нахилу їх осі, буде перетинати намічену площину лише частково. Тільки у випадку нахилу шпура вздовж наміченої лінії відколу, його переріз по усій довжині буде лишатися в цій площині (Рис. 2.12).

Таким чином, значення питомої площини відколу при підготовці моноліту до видобування буде мати менше значення ніж розрахункове, що звичайно вплине на параметри відколу блоку. Тому таку величину загального показнику якості буріння можна приймати як критерій ефективності виконання бурових робіт.

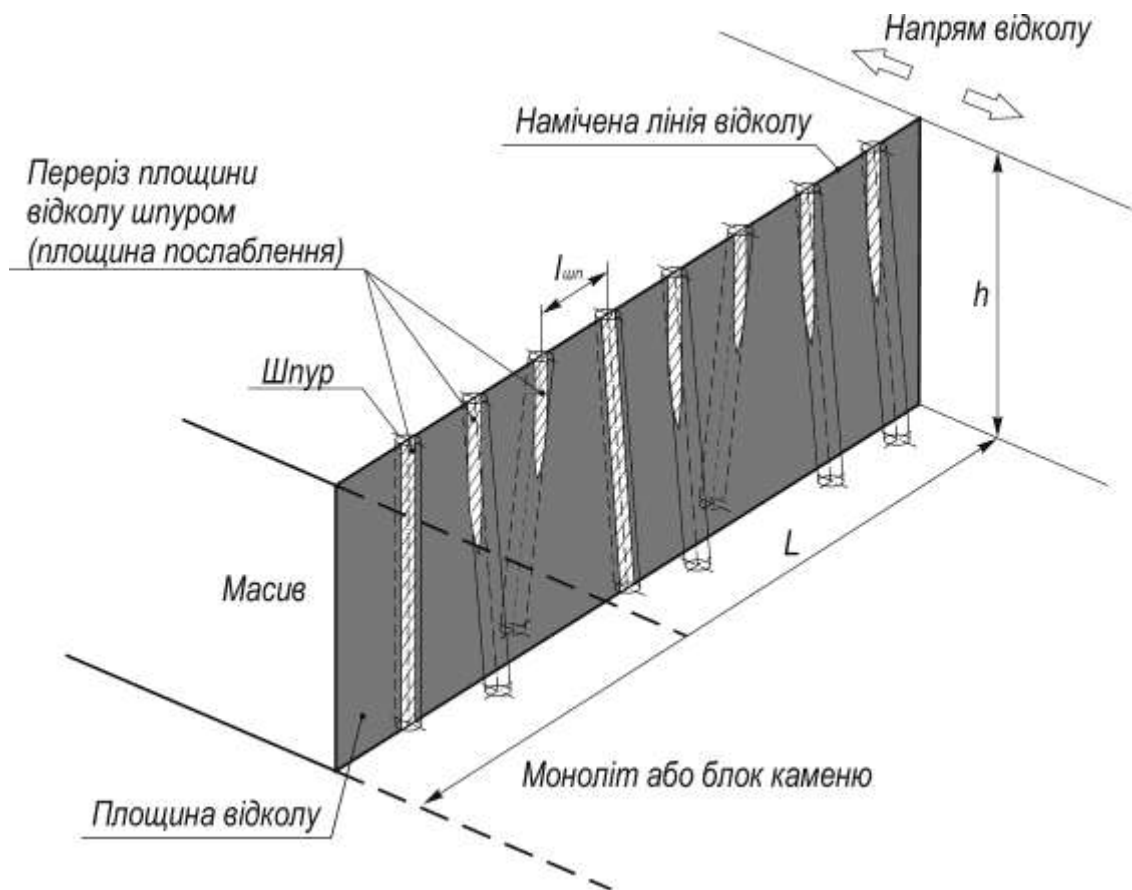


Рис. 2.12. Схема перетину площини відколу стрічки шпурів з відхиленнями їх осі від вертикалі

Відповідно до Рис. 2.12, довжина перерізу шпура, що знаходиться на лінії відколу у випадку нахилу його осі в напрямі перпендикулярному до лінії відколу, буде становити (2.22):

$$l' = \frac{d}{2 \tan \theta}, \quad (2.22)$$

де θ – зенітний кут нахилу осі шпура, град.

У випадку відхилення шпура в довільному напрямку, не залежному від наміченої лінії відколу, необхідно враховувати не тільки зенітний кут осі шпура θ але й азимутальний кут, діаметр та його довжину. З цією метою скористаємося розрахунковою схемою, зображеною на Рис. 2.13.

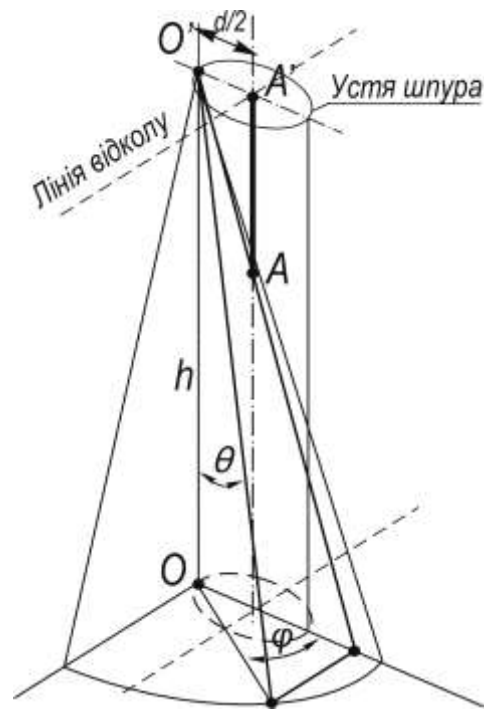


Рис. 2.13. Схема до визначення довжини лінії перетину шпура з площиною відколу каменю

Відповідно до схеми на Рис. 2.13, місцем виходу шпура за межі площини відколу є умова перетину крайньої вертикальної лінії стінки шпура OO' шпура з площиною відколу в точці А. Відрізок AA' є довжиною перерізу шпура лінією наміченого відколу, що визначається за залежністю (2.23):

$$l' = \frac{d}{2 \cos \varphi \tan \theta}, \quad (2.23)$$

де φ – азимутальний кут відхилення шпура, який по відношенню до кута напрямку лінії відколу буде кратним 90° .

Аналітично ця залежність вказує на величину лінії перетину крайньої точки задньої стінки шпура з площиною відколу. У випадку досить малих значень відхилення осі шпура за зенітним кутом лінія виходу шпура за межі площини відколу буде на значній відстані, а при $\theta = 0$ на нескінченності (лінія OO' буде паралельною площині відколу). Фактично це вказує, що при досить малих значеннях азимутального кута шпур не буде виходити за межі площини відколу і довжина лінії його перетину з площиною буде становити значення висоти моноліту чи блоку.

Необхідним є встановлення мінімального значення zenітного кута при якому шпур буде перетинати площину відколу на усій його довжині незалежно від значення азимутального кута. Таке значення можливо знайти, виразивши значення кута з формули (2.23), а саме (2.24)

$$\theta = \arctan\left(\frac{d}{2h}\right). \quad (2.24)$$

Тобто, у випадку висоти видобувного уступу 6 м та діаметрів бурових коронок 36, 38, 42, 45 мм значення цих кутів будуть становити відповідно 0,17°; 0,18°; 0,2°; 0,215°. Такі відхилення осі шпурів є незначними і намагатися виконувати буріння з точністю більшою, за вказані значення, не має сенсу, оскільки це не вплине на якість відколу та призведе до непродуктивних витрат часу на високопрецизійне регулювання установки бурового інструменту. Крім того, у розрахунках питомої площини відокремлення за формулою 2.25 необхідно використовувати мінімальні значення zenітних кутів одержаних за виразом 2.24.

Як було вказано раніше, найбільш несприятливим відхилення осі шпура за азимутальним кутом є його перпендикулярне положення до лінії відколу ($\varphi=0^\circ$). Тому доцільно буде проаналізувати значення довжин шпура, яка проходить по лінії відколу при різних zenітних кутах та діаметрах бурових коронок. З цією метою було виконано розрахунок за формулою 2.23 для значень кута zenітного відхилення осі шпура від 0,215° до 2°. При чому максимальні значення zenітного кута в 2° відповідає умові перетину шпура з сусіднім у площині відколу, і як показує практика, більших відхилень зазвичай при бурінні не спостерігається. За розрахованими даними побудовано відповідні графіки (Рис. 2.14.) за результатами аналізу яких можна стверджувати, що відхилення осі шпура за азимутальним кутом має критичні значення.

Так, при максимальній висоті уступу та бурінні шпурів на усю глибину (зазвичай 6 м) і значенням азимутального кута в 0° (відлік азимутального кута від перпендикуляру до лінії відколу) відхилення шпура за zenітним кутом навіть на 0,4–0,5° зменшує перетин площини відколу шпуром близько на 3 м,

тобто на 50 %. Водночас нівелювати значне зниження довжини шпура в лінії відколу можливо за рахунок збільшення діаметру буріння. Це пов'язано з тим, що більший діаметр шпура забезпечує більше перекриття площі відколу.

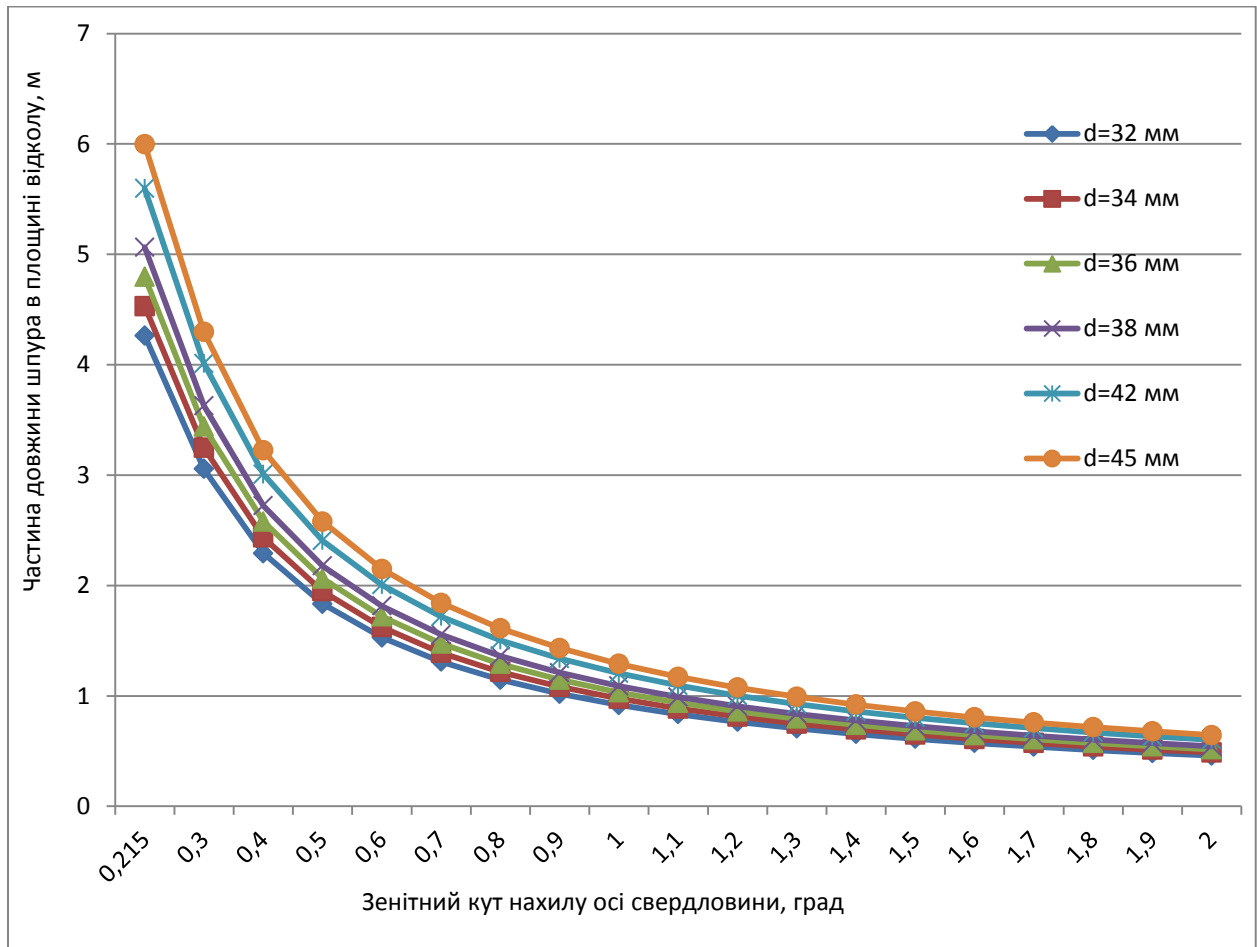


Рис. 2.14. Зведені графіки залежності довжини частини шпура, що перетинає площину відколу при різних заданих значеннях діаметра буріння

Дослідження впливу на якість подальших операцій буріння стрічки шпурів при підготовці каменю до виймання необхідно здійснити в діапазонах буріння стрічки шпурів за азимутальними кутами від 0° до 90° відносно до лінії відколу. Однак, відповідно до формули 2.23, при значенні азимутального кута в 90° лінія перетину шпура з площиною відколу буде нескінченною, тобто шпур не буде виходити за межі площини відколу. При максимальних значеннях відхилення зенітного кута в 2° та відомих заданих параметрах буріння відповідне максимальне значення азимутального кута буде становити $84,24^\circ$, тобто граничне значення кута, при якому шпур не буде виходити за межі

площини відколу. Менше за це значення є критичним для дотримання умови знаходження шпура в площині відколу. Аналогічно, як і в першому випадку, встановлено значення довжин шпура, який проходить по лінії відколу при різних зенітних та азимутальних кутах та діаметрі бурової коронки (шпура) 42 мм. З цією метою було виконано розрахунок за формулою 2.23. для значень кута зенітного відхилення осі шпура від $0,215^\circ$ до $2,3^\circ$, а азимутального кута від 0 до $84,5^\circ$ (значення азимутального та зенітного кутів кута дещо більші за розраховані граничні для того, щоб показати відповідність теоретичних припущень та відповідних розрахунків).

При аналізі побудованих графіків (Рис. 2.15.) чітко простежується залежність довжини частини шпура, що перетинає намічену площину відколу від величини азимутального кута відхилення. Відповідності до розробленої розрахункової схеми (Рис. 2.13), азимут кута відхилення шпура відліковується від перпендикулярного напрямку до площини відколу.

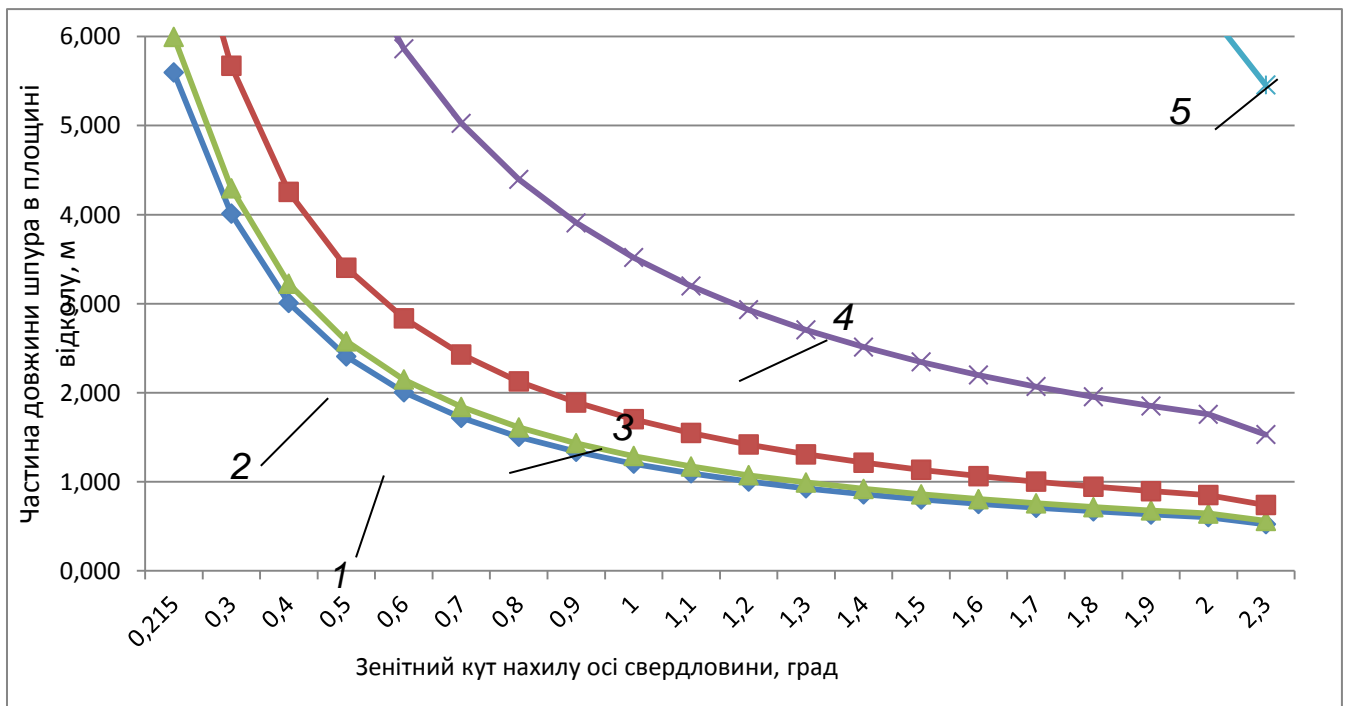


Рис. 2.15. Зведені графіки залежності довжини частини шпура, що перетинає площину відколу при різних його значеннях азимутального кута нахилу: 1 – 0° , 2 – 25° , 3 – 45° , 4 – 70° , 5 – $80,4^\circ$.

Збільшенням азимутального кута нахилу осі шпура вдається збільшити поріг впливу зенітного кута на довжину шпура. При $\varphi = 70^\circ$ цей поріг збільшується з $0,215^\circ$ до $0,7^\circ$, при $\varphi = 84,24^\circ$ вплив зенітного кута на довжину шпура в площині лінії наміченого відколу починається зі значень 2° .

При виконанні бурових робіт якість підготовки до відколу каменю передусім залежить від площини наміченого відколу, основна характеристика якої – це питома площа відколу. Як доведено проведеними розрахунками, ця величина значно залежить від кута нахилу шпура не тільки за зенітним, але й за азимутальним кутом.

При типових параметрах стрічки шпурів при відокремленні моноліту висотою 6 м, довжиною 8 м та параметрах відокремлення: діаметр шпура 42 мм, довжина шпура рівна висоті моноліту 6м, та відстані між шпурами 0,2 м, відповідно до формули 2.17 питома, значення площини відколу буде становити 0,21 за умови вертикальності шпурів. У реальній виробничій ситуації буріння усі шпури будуть мати різні значення відхилень від вертикалі, що буде спричиняти зменшення питомої величини площини відколу, яке залежатиме від азимутального φ та зенітного кутів Θ нахилу осей шпурів в стрічці (Рис. 2.16.).

Математична залежність питомої площі відокремлення від параметрів видобування та кутів нахилу (азимутального та зенітного) шпура описується функцією виду:

$$S' = \frac{d^2}{2h \cdot l_{un} \cdot \cos \varphi \cdot \tan \Theta}, \quad (2.25)$$

де d – діаметр шпура, м;

l_{un} – відстань між осями сусідніх шпурів, м;

h – висота уступу, м;

φ – азимутальний кут, град;

Θ – зенітний кут, град.

Виходячи з того, що викривлення шпура буде залежати від падіння субгоризонтальної тріщини важливим є встановлення взаємного положення напрямку робіт (лінії відколу). Збіг лінії відколу з напрямком падіння

субгоризонтальних тріщин забезпечить дотримання шпурів в одній вертикальній площині та номінальне значення питомої площини відколу.

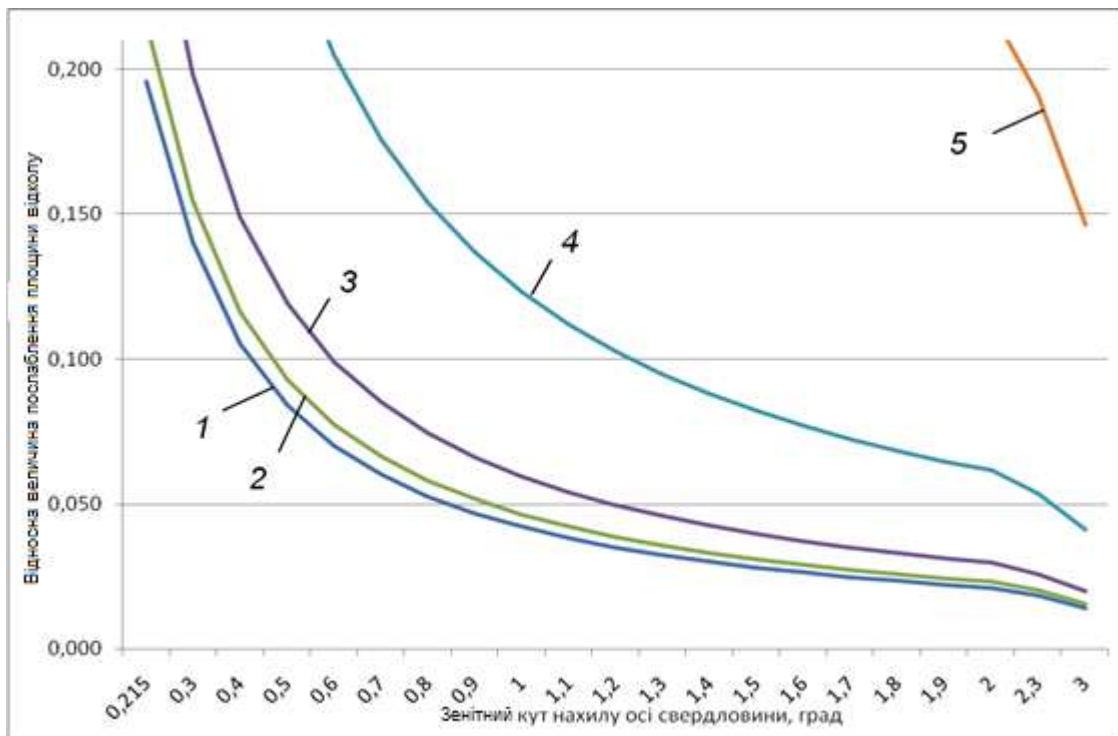


Рис. 2.16. Зведений графік залежності значення питомої площини відколу від зенітних кутів відхилення осі шпурів при заданих азимутальних кутах відповідно: 1 – 0°, 2 – 25°, 3 – 45°, 4 – 70°, 5 – 80,4°.

Відхилення шпура у площині відколу призводить до зменшення сил відколу, що діють в горизонтальній площині. Величина цих сил буде проекцією на горизонтальну площину та залежатиме від кута нахилу осі шпура. Вона буде становити:

$$P' = P \cos \theta . \quad (2.26)$$

Оскільки у більшості випадків значення θ не перевищує 2°, то сила відколу шпура при його нахилі в площині відколу буде змінюватися на мізерну величину, тому нею можна знехтувати.

У сучасних умовах технології буріння стрічки шпурів при підготовці блоків каменю до виймання основним чинником якості виконання цієї операції

є азимутальний та зенітні кути нахилу осей шпурів. При цьому першочергове значення на якість відколу здійснює азимутальний кут відхилення шпура. Найбільш небажаним для процесу відколу є азимутальний нахил шпура відносно лінії відколу на 90° ($\varphi = 0^\circ$), оскільки при такому значенні якість буріння буде погіршуватися вже починаючи від $0,21^\circ$ відхилення зенітного кута. При діапазоні азимутального кута відносно площини відколу від 0° до $5,76^\circ$ ($\varphi = 84,24^\circ \div 90^\circ$) вплив відхилення зенітного кута на якість буріння майже нівелюється і тому ці значення є рекомендованими для технології процесу буріння. Зенітні відхилення шпура в площині відколу ($\Theta = 0^\circ$) не зменшують значення питомої величини площини відколу та з точки зору силових параметрів процесу не здійснюють відчутного впливу на зменшення ефективності відколу каменю статичними методами.

Висновки до розділу 2

1. Критерієм для визначення максимально допустимих значень відхилення шпура в стрічці від вертикалі є умова виключення перетину його з сусідніми шпурами. При заданих середніх значеннях висоти видобувного уступу 5 – 6 м, діаметрі шпура 42 мм та відстанню між осями шпурів – 0,2 м гранична величина кута відхилення за тригонометричним розрахунком становитиме в середньому $1^{\circ}30'$.

2. При заданих параметрах стрічки шпурів та номінальних режимах буріння лабрадоритів Осниківського та Кам'янобрідського родовищ основними геологічним параметрами, що є вирішальними при встановленні та керуванні якістю бурових робіт, є кут нахилу субгоризонтальних тріщин та частота їх прояву.

3. Визначено максимальні значення кутів падіння субгоризонтальних тріщин, більше за які викривлення осі шпура буде критичним: при перетині однієї тріщини – 2° , двох та трьох тріщин – становитиме $1^{\circ}30'$. Зменшення викривлення шпура при бурінні крізь субгоризонтальні тріщини можливо здійснити шляхом керування величиною зусилля подачі на вибій бурового інструменту.

4. Для контролю за відхиленням шпурів було розроблено методику вимірювань викривлення та інклінометричний пристрій з триважільною роликовою системою фіксації та мікромеханічним трьохосьовим гіроскопом та акселерометром.

5. Найбільш небажаним для процесу відколу є азимутальний нахил шпура відносно лінії відколу на 90° , оскільки при такому значенні якість буріння буде погіршуватися вже починаючи від $0,21^{\circ}$ відхилення зенітного кута. При діапазоні азимутального кута від 0 до $5,5^{\circ}$ вплив відхилення зенітного кута на якість буріння майже нівелюється і тому ці значення є рекомендованими для технології процесу буріння.

6. Основні результати цього розділу опубліковані в роботах [67; 86–88; 90–92].

РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ БУРІННЯ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО КАМЕНЮ

3.1. Вплив якості бурових робіт на процес пасирування блоків буроклиновим способом у кар'єрі

Операція пасирування блоків каменю буровим способом здійснюється в кар'єрі з видобутку облицювальних високодекоративних порід з метою надання товарної форми блокам та зменшення непродуктивної їх частини. Питання ефективності застосування операції пасирування на кар'єрах займалися такі дослідники: Бакка М. Т. [8; 10; 34], Карасьов Ю. Г. [34], Ткачук К. К. [78] та Синельников О. Б. [66]. Усі інженерні розрахунки параметрів пасирування блоків каменю базуються на емпіричних залежностях процесів відколу при відокремленні моноліту від масиву та розділенні його на товарні блоки. Процес пасирування блоків каменю, хоч і в суто фізичному сенсі, можна віднести до процесу направленої руйнування по магістральних тріщинах, однак головна особливість полягає в тому, що відокремленню підлягає відносно тонкий шар каменю. Ця особливість обумовлює врахування максимально можливої висоти блока, при якому забезпечується якісний відкол та мінімальна товщина шару відокремлення. Ефективне застосування цих параметрів при буровому способі виконання пасирувальних робіт обмежується відсутністю відповідних методичних рекомендацій щодо допустимих відхилень параметрів стрічки бурових шпурів. Тому встановлення залежності допустимих параметрів відхилень напряму шпурів від заданого (якості буріння) при пасируванні полягатиме в визначенні мінімальної товщини шару відокремлення з врахуванням фізичного процесу відколу та відхилення шпура при бурінні.

З метою зменшення вартості виконання пасирувальних робіт вони виконуються верстатами стрічкового буріння з подальшим розколюванням механічними клинами. Цей спосіб у порівнянні з алмазно-канатним різанням є значно дешевшим, однак не позбавленим недоліків. При пасируванні

виконують рівний відкол за заданою площиною, відокремлюючи, як правило, частину каменю клиновидної форми. Складність застосування шпурового методу відколу полягає саме у неконтрольованому діагональному сколі в найбільш тонкій частині відколюваної частини блоку, яка за товщиною зіставна з діаметром шпурів. У такому випадку пасирування відбувається не повністю та на частині блоку залишаються «сходинки» (Рис. 3.1).



Рис 3.1. Утворення «сходинки» на бічній поверхні блоку лабрадориту при шпуровому способі пасирування

Вирішення цієї проблеми можливе при збільшенні товщини відокремлюваного шару породи при пасируванні, але при цьому з'являються додаткові втрати продуктивної частини. Крім того, з метою оптимізації процесу пасирування шпуровими методами постає необхідність у встановленні меж ефективного застосування шпурового способу пасирування блоків каменю в кар'єрі, дослідження способів ініціалізації зусиль розколювання та динаміки їх дії для забезпечення максимальної якості пасирування блоків. Досить важливим є встановлення геометричних форм підготовлених до пасирування блоків з метою виявлення найбільш ефективних схем застосування шпурового способу пасирування.

Процес руйнування каменю по магістральних тріщинах з деякими спрощеннями можна розглядати як задачу росту тріщини в середовищі на границі [79] (Рис. 3.2):

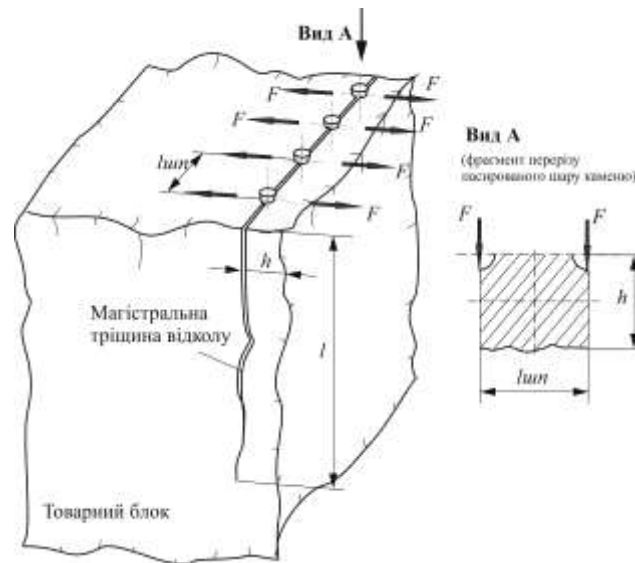


Рис 3.2. Схема дії сил при пасируванні нерівної грані кам'яного блоку шпуровими методами

Частково відокремлений шар каменю при пасируванні можна з деякими припущеннями та спрощеннями прийняти як консольну балку, яка має закріплення біля вістря тріщини. По контуру кожного пробуреного шпура вважатимемо, що діють однакові сили розпору F і за принципом паралельних перерізів розглянемо тільки частину консольної балки цього шару з перерізом величиною $l_{ун}$ (відстань між шпурами) та h (товщина шару, що підлягає пасируванню). Таким чином напруження вигину, які діють біля вістря тріщини при пасируванні прагнуть змінити напрям росту тріщини з виходом її на поверхню та утворенням заколу, визначаються як напруження в консольній балці навантаженої силою на один її кінець:

$$\sigma = \frac{M_{\max}}{W}, \quad (3.1)$$

де M_{\max} – максимальний момент, що діє на вістрі магістральної тріщини відколу та створює передумови для руйнування каменю з утворенням заколу, $M=l \cdot F$, Нм;

l – довжина тріщини (консолі), м;

W – момент опору перерізу зразка на вигин, Нм.

$$W = \frac{l_{um} \cdot h^2}{6}. \quad (3.2)$$

Підставляючи (2) в вираз (1) одержуємо:

$$\sigma = \frac{6 \cdot l \cdot F}{l_{um} \cdot h^2}. \quad (3.3)$$

Таким чином, знаючи критичні напруження, розпирне зусилля відколу, відстань між шпурами та висоту моноліту, можливо визначити мінімальні значення товщини відокремлюваного шару породи при пасируванні блока каменю (3.4):

$$h = \sqrt{\frac{6 \cdot l \cdot F}{l_{um} \cdot \sigma}}. \quad (3.4)$$

Одним з ключових параметрів буріння стрічки шпурів при пасируванні є висота блока, від якої залежить максимальна величина тріщини, що має розповсюдитися від устя шпура до самого низу, повністю відокремлюючи (пасируючи) частину блока. Тому потрібно визначити параметри напружень, при яких можливий ріст магістральної тріщини.

Швидкість виділення пружної енергії при рості магістральної тріщини визначається співвідношенням (3.5):

$$G = \frac{\pi \cdot \sigma^2 \cdot l}{E}, \quad (3.5)$$

де l – довжина магістральної тріщини.

Енергію, що витрачається на розповсюдження тріщини, виразимо через:

$$R = \frac{dW}{dl}. \quad (3.6)$$

Вираз (3.6) в даному випадку характеризує опір росту тріщини.

Умовою розповсюдження тріщини є те, що G повинно бути рівним або більшим R , при цьому, що R є константою.

За виразом (3.5) знаходимо значення критичного напруження, при якому буде відбуватися зростання тріщини:

$$\sigma_c = \sqrt{\frac{E \cdot G}{\pi l}}. \quad (3.7)$$

Для встановлення довжини магістральної тріщини, при якій буде відбуватися відкол, каменю необхідно прирівняти значення напружень, які виникають на вістрі тріщини (3.3) та напружень, необхідних для її росту (3.7):

$$\frac{6 \cdot l \cdot F}{l_{um} \cdot h^2} = \sqrt{\frac{E \cdot G}{\pi l}}. \quad (3.8)$$

За цією рівністю знаходимо максимальні значення довжини магістральної тріщини, при якій ще буде відбуватися її ріст без зупинки. Таким чином дані значення будуть відповідати максимальній висоті блоку каменю, на якому доцільно виконувати пасирування без утворення діагональних сколів.

$$l = \sqrt[3]{\frac{E \cdot G \cdot l_{um}^2 \cdot h^4}{36\pi \cdot F^2}}. \quad (3.9)$$

Процес пасирування блоків до цього часу базувався виключно на емпіричних даних частоти діагональних сколів каменю без врахування фізико-технічних його властивостей та параметрів відокремлення. Однак якщо встановити значення напружень, які виникають на вістрі тріщини то приходимо до висновку, що можливим є обґрунтування ефективних параметрів відколу (товщини шару порід, що видаляється) та максимальної висоти блоку на якому доцільно буде проведення руйнування каменю. Встановлено, що якісний відкол каменю при пасируванні забезпечується дотриманням певних мінімальних значень товщини відокремлюваного шару які залежать від параметрів стрічки шпурів та зусиль, що в них діють. Крім того ефективний відкол забезпечується тільки при певній максимальній висоті пасированого блоку, яка залежить від механічних властивостей каменю та параметрів шпурового відколу, що встановлено відповідними співвідношеннями (3.9).

З метою знаходження мінімально допустимої відстані осі шпура до вільної поверхні при пасирування необхідно з рівності (3.8.) знайти h :

$$h = \sqrt{\frac{l_n}{6 \cdot l \cdot F \sqrt{\frac{E \cdot G}{\pi \cdot l}}}}. \quad (3.10)$$

Викривлення осі вертикальних шпурів в бік від вільної поверхні блоку не є критичним для процесу пасирування, оскільки зовсім не викликати явища

діагонального сколу. Найбільш критичним є відхилення шпура в бік вільної (пасированої) поверхні, з тієї причини, що напруження відриву при буроклиновому способі будуть прагнути змінити напрям росту магістральної тріщини у бік вільної поверхні пасированої грані. У більшості випадків при бурінні шпурів досить складно досягти абсолютних значень вертикальності шпурів. Середні значення нормальних відхилень zenітного кута осі вертикального шпура становить від $0,5^\circ$ до 3° , що в перерахунку на максимальну висоту пасированого блока в 2 м становить 10 см. У загальному випадку при розрахунку мінімальних значень товщини пасированої грані необхідно враховувати похибку за викривлення шпура в бік вільної поверхні, застосовуючи вираз:

$$h_{\min} = \sqrt{\frac{l_n}{6 \cdot l \cdot F \sqrt{\frac{E \cdot G}{\pi \cdot l}}}} + l \cdot \sin \Theta. \quad (3.11)$$

Таким чином при бурінні стрічки шпурів на номінальних режимах буріння з урахування випадкових (неконтрольованих) незначних викривлень шпурів доцільно мінімальне значення товщини пасированого шару порід розраховувати за виразом (3.11), що дозволить значно упередити діагональні сколи та утворення сходинок на поверхні товарного блоку.

3.2. Моделювання процесу просторового розподілу полів напружень в залежності від якості підготовки блоків до виймання

Процес руйнування блочного облицювального каменю шпуровими методами тісно пов'язаний з фізикою руйнування каменю в полі напружень ініційованих різними методами шпурового відокремлення (вибухові, гідро- та механічні клини). Основна задача встановлення впливу якості бурових робіт на параметри процесу руйнування каменю при видобуванні полягає у вивченні взаємодії полів напружень. У випадках, коли параметри відокремлення не є ідеальними, а відстані між шпурами з причини відхилення шпурів від заданих напрямів відрізняються від проектних, картина розподілу напружень може

досить різнитися від ідеальної. Крім того, кожен шпур та стрічка шпурів є концентратором механічних напружень в загальному полі напружень масиву, який підлягає видобуванню. Вивчення цих питань ускладнюється трудомісткістю та необхідністю значних витрат на проведення натурних спостережень навіть в масштабах одного кар'єру. Тому дослідження з впливу якості буріння на ефективність руйнування каменю шляхом встановлення картини розподілу механічних напружень виконано методами комп'ютерного моделювання. Задача моделювання полягає у встановленні рівнів природних механічних напружень в різних частинах кар'єру блочного каменю та моделюванні розподілу механічних напружень в горизонтальних перерізах стрічки вертикальних шпурів для різних випадків якості буріння.

Розглянемо можливість формування високих горизонтальних напружень у верхній частині земної кори в межах розробки кар'єру блочного каменю. З метою оцінки рівня полів механічних напружень у процесі руйнування блоків каменю при видобуванні необхідно розглянути фактори формування напружень за рахунок розвантаження масиву при вилученні порід.

Позначимо головні напруження на початковій глибині H_0 через σ^0 , а головні напруження на меншій глибині H через σ . При відпрацюванні верхнього шару порід з глибини H_0 на глибину H на поверхні відбувається денудаційний зріз породи. Міцність зрізу дорівнює різниці H_0-H . В результаті проходить розвантаження напружень σ^0 по кожному з головних напрямків.

Розвантаження напружень супроводжується зміною властивостей, розкриттям тріщин, розуцільненням масивів порід, зменшенням швидкості проходження пружних поздовжніх хвиль. У зв'язку з наявністю вільної поверхні розвантаження проходить нерівномірно. У вертикальному напрямку напруження розвантажуються безпосередньо слідом за зрізом порід, що залягають вище. В горизонтальному напрямку розширенню і розуцільненню перешкоджають навколишні бокові породи. В результаті горизонтальні напруження стискання σ_x і σ_z (де σ_y – вертикальна, σ_x і σ_z – горизонтальні вісі координат) в блоках, що піднімаються, можуть при деякій інтенсивності

процесів підймання і денудаційного зрізу бути рівними вертикальним напруженням σ_y , а також можуть перевищувати вертикальні напруження, обумовлені вагою порід. При цьому горизонтальні напруження можуть не бути рівними нулю навіть на поверхні масиву, коли $H=0$ і $\sigma_y=0$.

При відпрацюванні верхнього шару порід масив переміщується на новий гравіпотенційний рівень і піддається процесу денудації, за рахунок якого відбувається зменшення вертикальних напружень від ваги породи.

Розвантаження потенційної енергії призводить до утворення (чи розкриття тих, що вже існують) тріщин розриву з певним напрямком простягання (Рис.3.3). Можна оцінити найбільш ймовірні напрямки тріщин, що формуються, а також величину горизонтальних напружень.

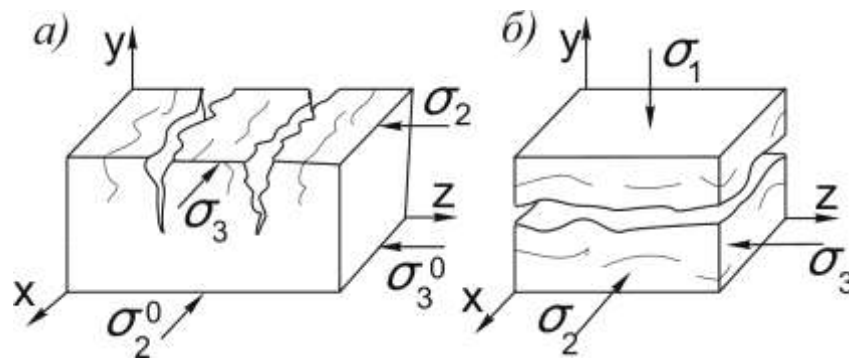


Рис.3.3 Схема утворення горизонтальних (а) і вертикальних (б) тріщин розриву при розвантаженні породи

Таким чином, найбільш сприятливі умови для утворення тріщин крихкого руйнування мають місце на площинах дії напружень σ_1 , σ_2 і σ_3 (в площині xoz , xoy і yoz). З трьох площин найбільш сприятливою є горизонтальна площина xoz , тому що напруження σ_1 на ній є найбільшим.

На основі теорії міцності можна оцінити можливі значення горизонтальних напружень $\sigma_2 + \sigma_3$.

$$\sigma_1 = \nu(\sigma_2 + \sigma_3). \quad (3.12)$$

Оскільки до настання руйнування $\sigma_1 = \sigma_p$, і при умові $\sigma_1=0$ (умова на поверхні), то сума напружень $\sigma_2 + \sigma_3$ може досягати значень:

$$\left(\frac{\sigma_p}{\sigma_c}\right)(\sigma_2 + \sigma_3) = \sigma_p, \quad (3.13)$$

де σ_p і σ_c – міцність породи на стиск і розтяг.

Конкретні чисельні значення про умови формування і тривалість існування високих напружень з теоретичного аналізу отримати досить складно у зв'язку з недостатньою вивченістю ряду питань та необхідністю проведення майбутніх наукових досліджень.

Для ефективної роботи кар'єру блочного каменю необхідною умовою є збереження природної монолітності і цілісності видобутих окремостей. Оскільки значну роль у процесі видобування блочного облицювального каменю відіграє напружений стан масиву, то параметри системи розробки та параметри стрічки шпурів необхідно враховувати.

При розробці блочних родовищ корисних копалин на відносно невеликій глибині розробки інколи виявляється незвичайно високий «аномальний» гірський тиск. Він проявляється у вигляді активного розтріскування, «стріляння» породи, гірських ударів та прояву тріщин. Найбільшими є горизонтальні напруження, які за величиною в декілька разів (інколи в 10–20) перевищують найбільші вертикальні напруження [30; 78]. Відкрита гірничавиробка (блочний кар'єр), в тектонічно напруженому масиві створює перерозподіл полів напружень з концентрацією в певних частинах родовища, що потребує врахування при розвитку гірничих робіт.

Точно дати математичний опис процесу формування напружень навколо виробок блочного кар'єру неможливо, але завдяки методам кінцевих елементів та з використанням відповідних програмних продуктів можливо дослідити умови, при яких розвиток гірничих робіт буде забезпечувати утворення зон з мінімальними руйнівними концентраціями напружень [30]. З метою оцінки впливу якості бурових робіт на формування поля руйнівних напружень в масиві необхідно встановити загальний їх рівень для можливості врахування даних особливостей в різних частинах родовища при використанні шпурових методів відокремлення каменю.

Для побудови моделі виробки на основі методу кінцевих елементів застосовуються програмний продукт фірми Rocscience під назвою Examine 2D

v.8.0, де задано такі властивості порід: пружні властивості гірських порід, що характеризуються модулем пружності E при одновісному напруженому стані (модуль поздовжньої пружності – модуль Юнга), модуль зрушення G , модуль об'ємної пружності K і коефіцієнт поперечних деформацій ν (коефіцієнтом Пуассона) [34; 66; 78; 91].

Програмне забезпечення, що використовується, призначене для швидкого та простого аналізу параметричних досліджень впливу геометрії та мінливості загального напруження в масивах гірських порід та гірничих виробок.

Розріз являє собою графічне зображення на вертикальній площині будови родовища. Розглянуто розрізи двох варіантів розвитку гірничих робіт при таких вихідних умовах: глибина виробки дорівнює 30 м, висота уступу становить 10 м. На Рис. 3.4 зображено розподілення напружень, що збільшуються з глибиною. Напруження на дні виробки становлять 15 МПа, а бічні (горизонтальні) напруження сягають 3,5 МПа. Загальною тенденцією є зростання напружень з глибиною виробки.

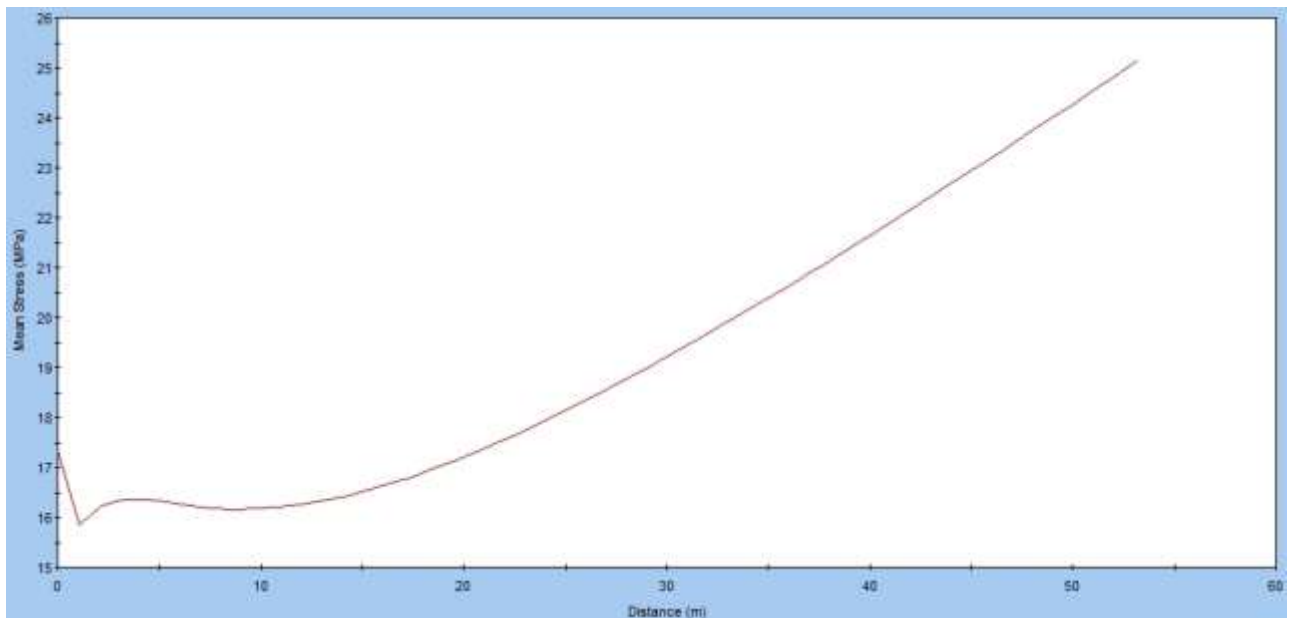


Рис. 3.4. Графік росту головних механічних напружень з глибиною, МПа.

Для першого варіанту розглянемо напрямок розвитку гірничих робіт на поглиблення, що є характерним для більшості кар'єрів при створенні нових горизонтів розробки.

На Рис. 3.5 зображена модель розвитку гірничих робіт з глибиною. Чітко спостерігається збільшення напружень біля дна кар'єру від 15 МПа до 20 МПа. Наслідком нового напружено – деформованого стану, утвореного після проведення виробки, є механічні процеси, пов'язані з втратою тривкої здатності оточуючих порід.

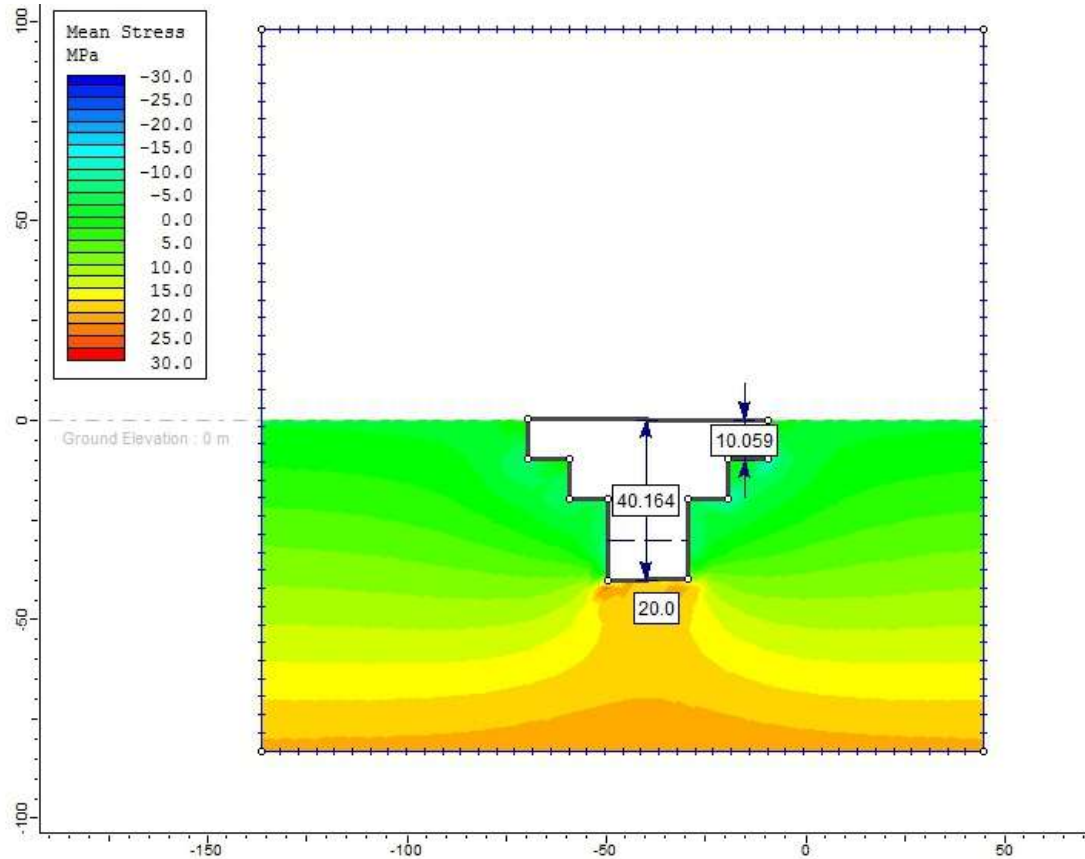


Рис.3.5 Модель розподілу головних механічних напружень при розвитку гірничих робіт на глибину

Це свідчить про збільшення напружень в масиві блочного каменю, що може призвести до утворення додаткових тріщин, замикання технологічних щілин та затискання інструменту.

Для другого варіанту розглянуто розвиток гірничих робіт вздовж горизонту. На Рис. 3.6 зображено розподілення напружень у випадку відпрацювання масиву блочного каменю за другим варіантом. Спостерігається спад напруження від 15 МПа до 6 МПа.

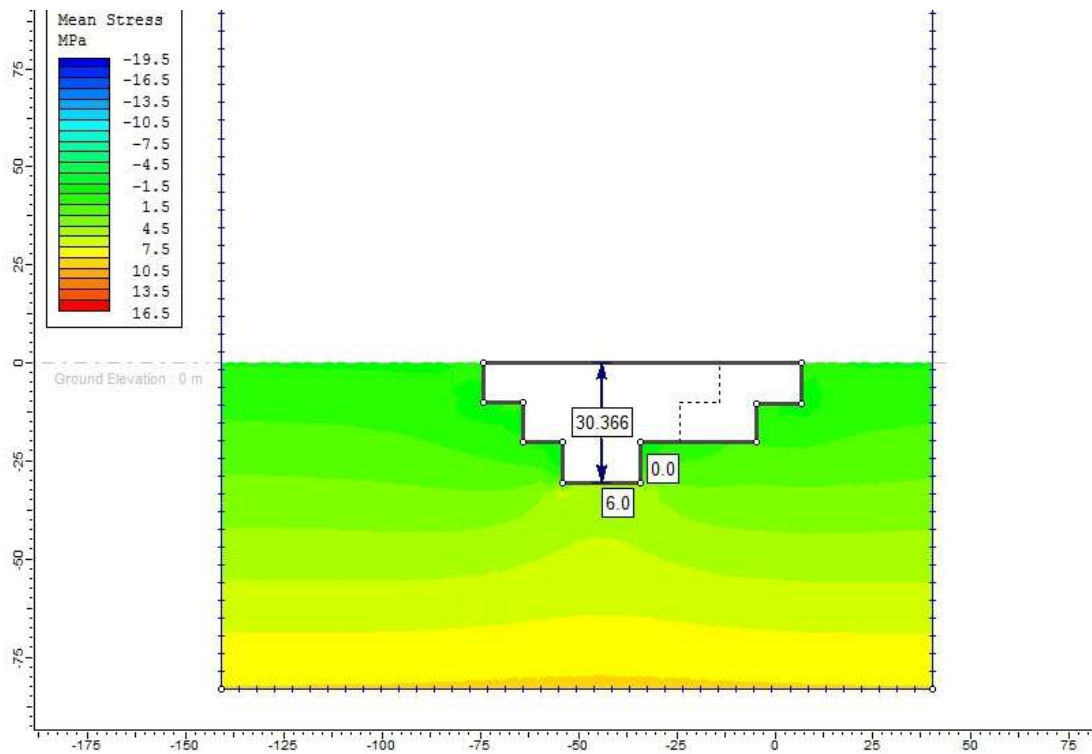


Рис.3.6. Модель розподілу головних механічних напружень при розвитку гірничих робіт в горизонтальному напрямі (плані)

Порівняно з першим, другий варіант є ефективним відносно зниження гірського тиску в місці, де здійснюється розробка родовища, шляхом попереднього розвантаження від високих напружень.

Для досліджень впливу напрямку розвитку гірничих робіт в напружено-деформованих масивах блочного каменю ефективним є використання методу кінцевих елементів. На основі порівняння варіантів розвитку гірничих робіт в плані та з глибиною встановлено, що найбільш прийнятним напрямом розвитку робіт є горизонтальний, оскільки в такому випадку не створюється поле руйнівних напружень біля підшви уступу. Проведення виробок на нові горизонти завжди будуть супроводжуватися наведенням руйнівних полів напружень на глибину, тому роботи на заглиблення доцільно буде проводити поступово з дотриманням оптимальних співвідношень глибини виробки та її ширини.

Оцінку впливу відхилення осей шпурів від вертикалі необхідно здійснювати за критерієм достатнього значення поля напружень по наміченій

лінії відколу. Класичні інженері розрахунки процесу розколу каменю по наміченій лінії стрічки шпурів передбачають умову дотримання постійної відстані між шпурами. На практиці ця величина буде залежати від якості буріння. Зближення сусідніх шпурів між собою призводить до збільшення напруженого стану між ними та у масштабі усього процесу відколу спричиняє передчасний локальний відкол каменю. У випадку взаємовіддаленості шпурів між собою значення механічних руйнуючих напружень знижуються та в деяких випадках не перевищують поріг руйнування.

З метою встановлення меж та максимально допустимих відхилень шпура від осі при яких буде відбуватися відкол каменю статичним способом (з використанням НРЗ) необхідно виконати моделювання розподілу полів напружень при усіх можливих розглянутих варіантах відхилення шпурів. Слід враховувати той факт, що локальний відкол у взаємозближених шпурах буде відбуватися швидше ніж в взаємовіддалених з падінням поля напруження навколо перших і таким чином призводячи до нерівномірного та неякісного відколу каменю біля подошви видобувного уступу. Тобто у взаємовіддалених шпурах відкол може взагалі не відбутися.

Розглянемо два випадки типових варіантів відхилення осей шпурів при бурінні стрічки:

- 1) шпури відхиляються тільки в площині наміченого відколу (азимутальний кут відхилення $\varphi=0^\circ, 90^\circ$);
- 2) шпури відхиляються у будь-якому напрямі (азимутальний кут $0^\circ < \varphi < 90^\circ$).

Було здійснено моделювання розподілу полів напружень в горизонтальному перерізі перпендикулярному до осей стрічки шпурів. Оскільки в перерізах, близьких до поверхні моноліту чи блоку (уста шпурів), відхилення будуть мінімальними (Рис 3.7), то основну частину моделювання необхідно здійснювати за горизонтальними перерізами, які відповідають подошві моноліту (Рис 3.8, Рис 3.9), де відхилення осей шпурів будуть максимальними. Розпірні зусилля моделюють дію НРЗ, тиск на стінки шпурів

становить 28 – 30 МПа. Білими прямокутниками з точкою у верхньому лівому кутку зображено тиск, що здійснюється у цій точці. Для першої схеми спостерігаємо, що на лінії дії сил розколу напруження не зменшуються менше, ніж 2,8 МПа.

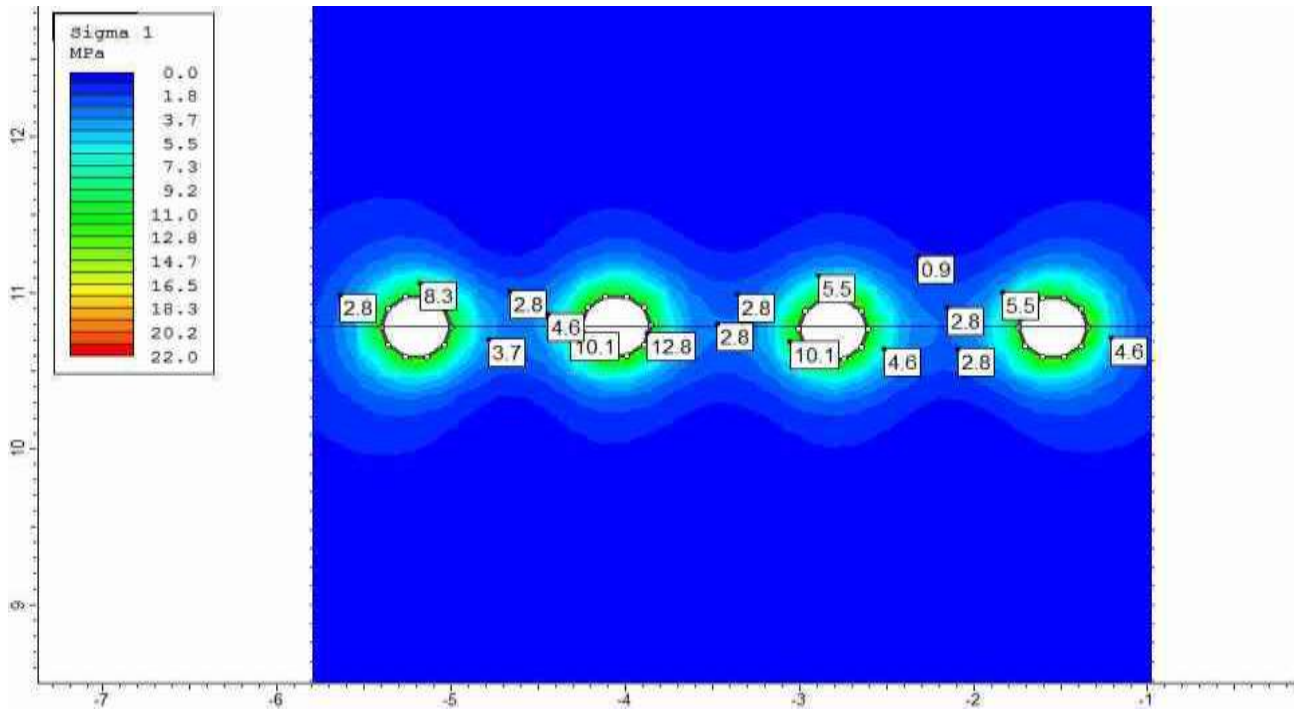


Рис 3.7. Розподіл поля напружень розтягу, що діють в горизонтальній площині вздовж лінії відколу (на рівні устя шпурів біля поверхні моноліту чи блоку)

На Рис 3.8. розглянуто випадок відхилення шпурів у площині відколу, горизонтальний переріз поля напружень відповідає рівню підшви моноліту. Тобто розглядається випадок зближення одних розпирних шпурів та віддалення інших. При зближенні напруження зростають, що викликає передчасне (нерівномірне) локальне розколювання каменю, а між віддаленими шпурами зменшується до 0,9 МПа, що зовсім не сприяє розколюванню або викликає його затримку.

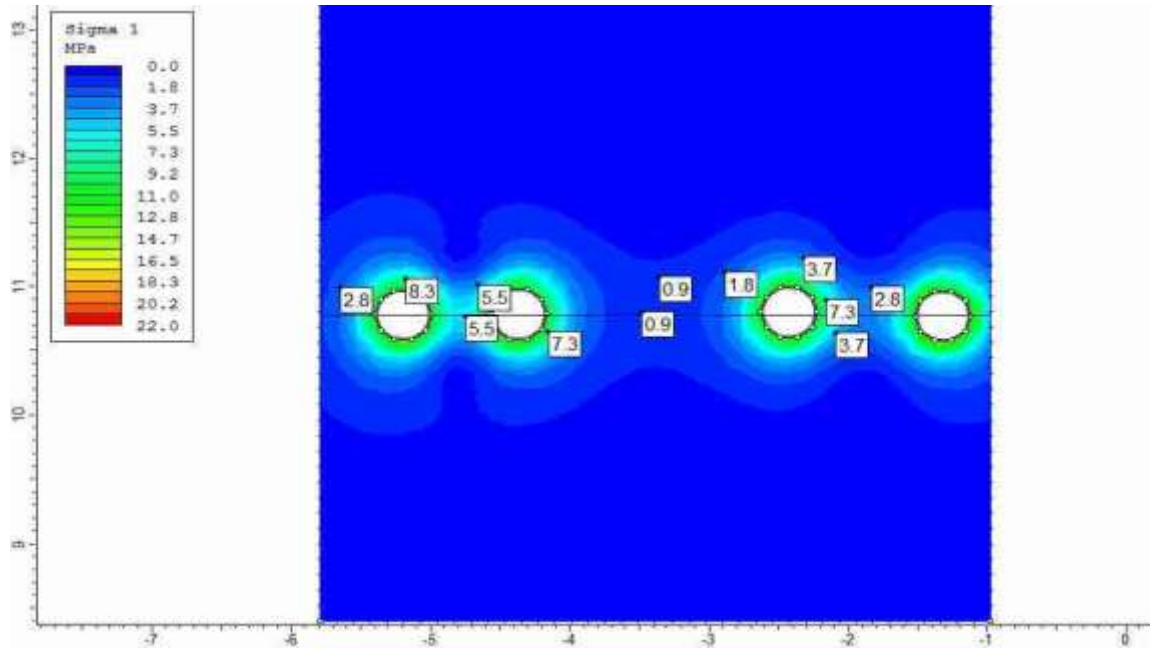


Рис 3.8. Розподіл поля напружень розтягу, що діють в горизонтальній площині навколо шпурів на рівні підшви моноліту відхилення яких відбувається в площині відколу

За третім варіантом моделювання, що відповідає горизонтальному перерізу на рівні підшви моноліту (Рис 3.9.), шпури розташовані за різними азимутальними напрямками (найбільш поширений варіант).

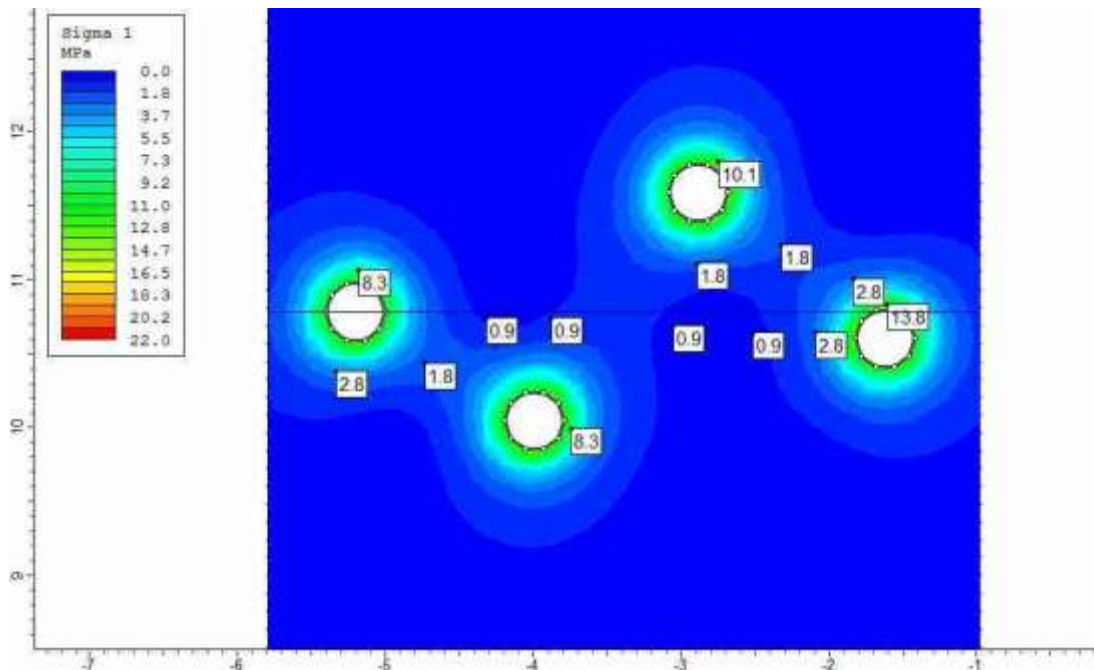


Рис 3.9. Розподіл поля напружень розтягу, що діють в горизонтальній площині на рівні підшви моноліту (зенітні та азимутальні відхилення осі шпурів).

При цьому по лінії відколу на більшій частині напруження становлять мінімальні значення близько 0,9 МПа. Це є недостатнім для керованого розвитку магістральної тріщини, а тріщини, що розвиваються при цьому у більшій мірі є радіального спрямування та такими, що погіршують якість блочної сировини.

За змодельованим розподілом механічних напружень навколо шпура побудовано епюру напружень за перерізом в площині відколу.

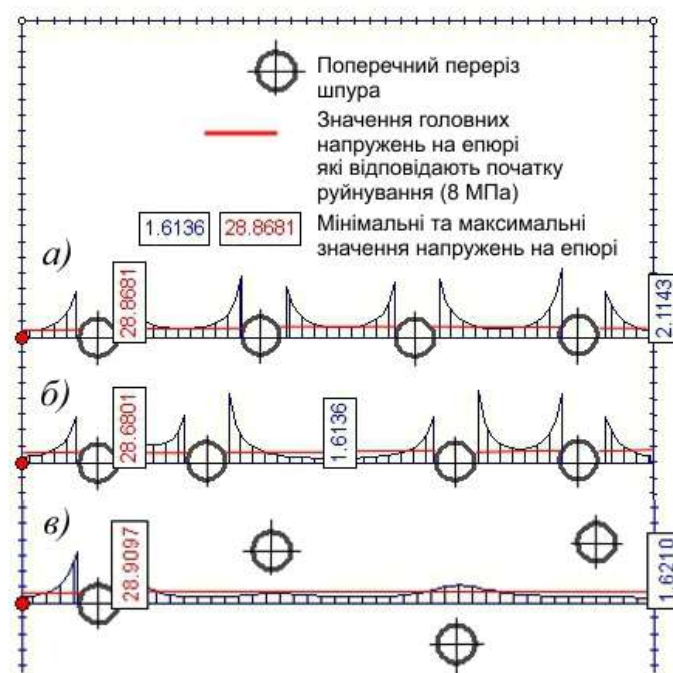


Рис. 3.10. Епюри напружень вздовж лінії розколу отримані при моделюванні в програмі Examine 2D 8.0 (Rocscience): а) шпури без відхилення їх осі; б) відхилення шпурів в площині відколу; в) відхилення шпурів за довільним напрямом.

Як видно з епюри, зі збільшенням відстані між шпурами значно змінюється поле напружень по лінії відколу (Рис. 3.10. б). Виходячи з аналізу одержаних при моделюванні даних, встановлено вплив якості бурових робіт на ефективність розколу каменю. Допустимі межі азимутальних відхилень шпурів при способі відколу з використанням НРС не повинні перевищувати таких значень, при яких найближча точка стінки шпура буде знаходитися далі від наміченої лінії відколу на відстані рівній величини радіуса цього шпура. Тобто,

при найбільш поширених параметрах стрічкового способу відокремлення при висоті моноліту 5–6 м, діаметрі шпурів 38–42 мм, азимутальні відхилення не повинні перевищувати $0,47^\circ$ ($28'12''$). А при бурінні парновіддалених шпурів в площині відколу їх сумарне зенітне відхилення не повинно перевищувати падіння механічних напружень по лінії відколу більше ніж на 35 % (умова забезпечення утворення суцільної тріщини між шпурами). Сумарне зенітне відхилення шпурів в площині відколу не повинно перевищувати $0,62^\circ$ ($0^\circ37'12''$).

Відносно вивчення впливу якості буріння на відокремлення каменю при інших способах постає питання динаміки процесу, оскільки при динамічних навантаженнях при відколу каменю досить складно оцінити поле напружень та його руйнівну дію у часі.

3.3. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність алмазно-канатного різання

Метою дослідження є визначення сили впливу параметрів бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання та розробка методики управління якістю бурових робіт.

Дослідження впливу якості бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання доцільно розпочати з аналізу основних проблем при бурінні:

- відхилення свердловини від запроектованого положення [39; 107];
- неточність збіжки горизонтальної і вертикальної свердловин [51; 101];
- неточність збіжки горизонтальних свердловин;
- необхідність залишити частину масиву внаслідок технологічної неможливості проходки горизонтальної свердловини по підшві.

Дотримання напрямку буріння свердловини суттєво впливає на якість блочної продукції та ефективність алмазно-канатного різання. Відхилення напрямку буріння від запланованого значення призводить до таких основних негативних наслідків [51;113]:

- 1) збільшення площі алмазно-канатного різання, а відповідно й питомих витрат алмазного канату, електроенергії та інших ресурсів на одиницю продукції [39];
- 2) погіршення технологічних параметрів процесу алмазно-канатного різання внаслідок відхилення площини шківів канатопильної установки від нормалі до площини моноліту;
- 3) кількісні втрати зумовлені косокутністю площини моноліту, що значно зменшує комерційний розмір потенційних блоків [73];
- 4) збільшення вібрацій в системі канат – канатопильна установка-масив;
- 5) збільшення витрати інструмента внаслідок відхилення площини пропилю від оптимального значення з позицій анізотропності масиву [39; 69];
- 6) погіршення геометрії лінії запилювання.

Збільшення площі алмазно-канатного різання зумовлене трьома варіантами відхилень (Рис. 3.11):

- 1) відхилення горизонтальної свердловини;
- 2) відхилення вертикальної свердловини;
- 3) відхилення двох свердловин.

Аналітичні вирази для оцінки додаткових площ різання, які виникають внаслідок відхилень площиноутворювальних свердловин для трьох зазначених вище випадків, наведені нижче:

- 1) для випадку відхилення горизонтальної свердловини:

$$S_{\text{різ дод}} = HB \left(\frac{1 - \cos \beta_{\text{гор}}}{2 \cos \beta_{\text{гор}}} \right), \quad (3.14)$$

- 2) для випадку відхилення вертикальної свердловини:

$$S_{\text{різ дод}} = H \left(\frac{1}{2} \left(\frac{\cos \beta_{\text{вер}} + 1}{\cos \beta_{\text{вер}}} \right) \left(B \sqrt{B^2 + (H \operatorname{tg} \beta_{\text{вер}})^2} \right) (2) - B \right), \quad (3.15)$$

- 3) для випадку відхилення вертикальної та горизонтальної свердловин:

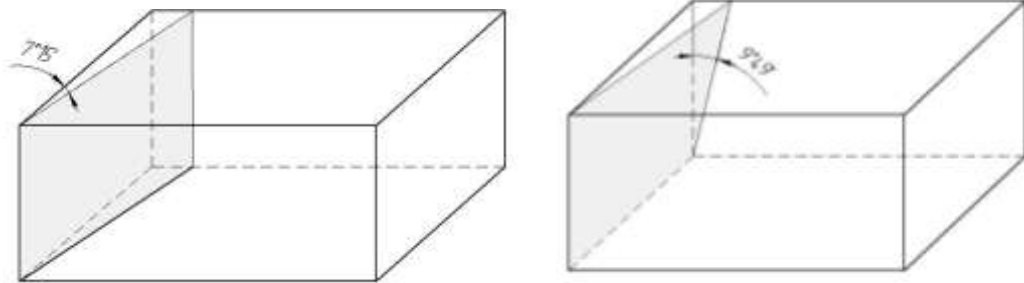
$$S_{\text{різ дод}} = HB \left(\frac{(\cos \beta_{\text{вер}} + 1)(\cos \beta_{\text{гор}} + 1)}{4 \cos \beta_{\text{гор}} \cos \beta_{\text{вер}}} - 1 \right), \quad (3.16)$$

де $\beta_{\text{вер}}$ – кут відхилення вертикальної свердловини, град;

$\beta_{\text{гор}}$ – кут відхилення горизонтальної свердловини, град;

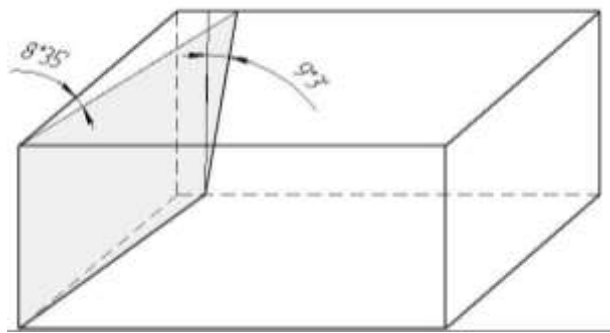
H – висота моноліта, м;

B – ширина моноліта, м.



а)

б)



в)

Рис. 3.11. Збільшення площі алмазно-канатного різання зумовлене трьома варіантами відхилень свердловин, де а) відхилення горизонтальної свердловини; б) відхилення вертикальної свердловини, в) відхилення вертикальної та горизонтальної свердловин.

У випадку створення двох площин відокремлення за допомогою алмазно-канатного різання (Рис. 3.12) очікуване збільшення площини пропилу може становити:

$$S_{\text{різ дод}} = B(H + L) \left(\frac{(\cos \beta_{\text{вер}} + 1)(\cos \beta_{\text{гор}} + 1)}{4 \cos \beta_{\text{гор}} \cos \beta_{\text{вер}}} - 1 \right). \quad (3.17)$$

Аналіз одержаних результатів свідчить про те, що збільшення площі різання для однієї площини відокремлення може досягати $0,5 \text{ м}^2$, що для умов

Осниківського родовища лабрадориту еквівалентно додатковим витратам в обсязі 20 тис.грн. на рік.

Неточність збірки двох свердловин призводить до додаткових витрат інструмента та втрат каменю, а також значно зменшує продуктивність каменевидобувного комплексу. Неточність в збірці найчастіше зумовлена неточністю встановлення бурового верстата, тріщинуватістю масиву та напругами в масиві.

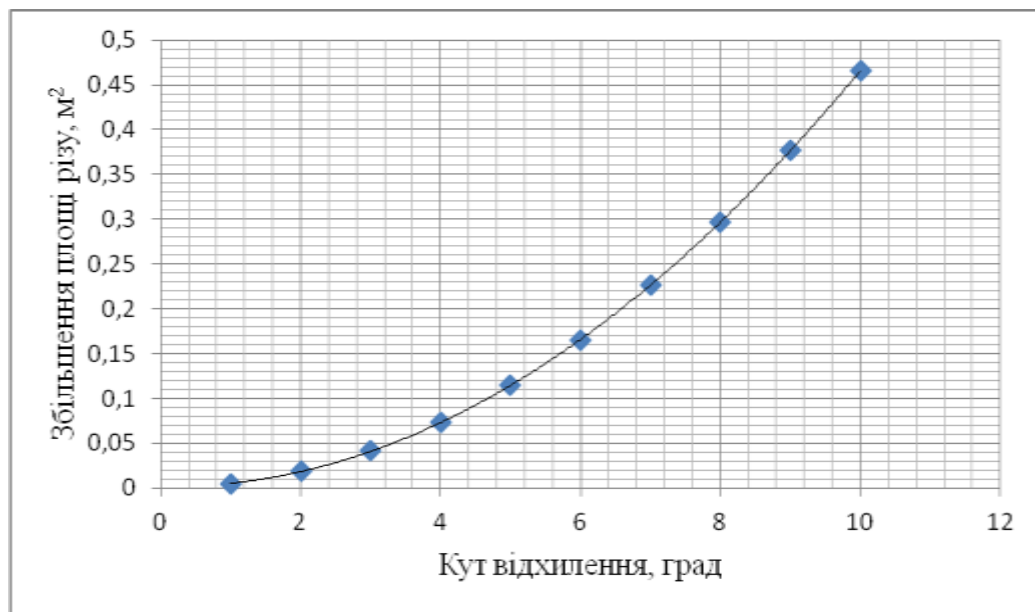


Рис. 3.12. Графічна залежність збільшення площі алмазно-канатного різання від можливих кутів відхилення вертикального шпура

Для забезпечення максимальної точності збірки вертикальної та горизонтальної свердловин, які визначатимуть площину різання, пропонується скористатись розробленим пристосуванням (Рис. 3.13). Пристосування складається з корпусу, який представляє собою набір з чотирьох взаємоперпендикулярних алюмінієвих брусків перерізом 10 × 100 мм, та чотирьох лазерних указок, які закріплені під кутом 90 градусів до планок. При розташуванні запропонованого пристосування на моноліті необхідно забезпечити мінімальний зазор між корпусом та поверхнею моноліту. Лазерні промені будуть проектуватись на бурові штанги у вигляді двох крапок та при їх суміщенні з віссю бурової штанги будуть задавати напрямок буріння.

Неточність збійки горизонтальної і вертикальної свердловин можна також усунути на основі методики запропонованої в праці [52].

Для підвищення точності збійки горизонтальних свердловин пропонується така методика:

- 1) винесення в натуру першої горизонтальної свердловини;
- 2) буріння горизонтальної свердловини;
- 3) визначення параметрів першої горизонтальної свердловини (напрямок в горизонтальній та вертикальній площинах та довжина);
- 4) визначення елементів виносу в натуру другої горизонтальної свердловини;
- 5) винесення в натуру другої горизонтальної свердловини.

Винесення в натуру першої горизонтальної свердловини виконується різними методами, найпоширенішим з яких є використання циліндричного рівня, звичайного виска або їх комбінації.

Слід зазначити, що точність винесення в натуру першої свердловини в значній мірі визначає ефективність збійки двох горизонтальних свердловин, тому в роботі пропонується для вирішення цієї задачі використовувати теодоліт або електронний тахеометр, який встановлюється в деякій точці А (Рис. 3.13), з якої забезпечується рівнозначна видимість на очікувані площини проходки горизонтальних свердловин.

Для збільшення продуктивності винесення в натуру пропонується вимірювати кут GAC, відстані від точки встановлення теодоліту до найближчого ребра моноліту GA та використовувати довжину бурової штанги СВ (Рис. 3.14). Після деяких нескладних тригонометричних перетворень одержимо вираз для визначення кута між напрямком на кінець штанги (т.В) та напрямком на початок першої горизонтальної свердловини (т.С):

$$\gamma = \arcsin \frac{\sin(\cos(\frac{l_s \cos \beta}{l_1}))}{\cos(\arcsin(\sin \beta))}, \quad (3.18)$$

де l_s – довжина штанги або її частини, на рис.4 відповідає відстані СВ, м;

β – кут між напрямками на кінці моноліту(кут GAC), градуси;

l_1 – відстань від точки встановлення теодоліту до найближчого ребра моноліту, м.

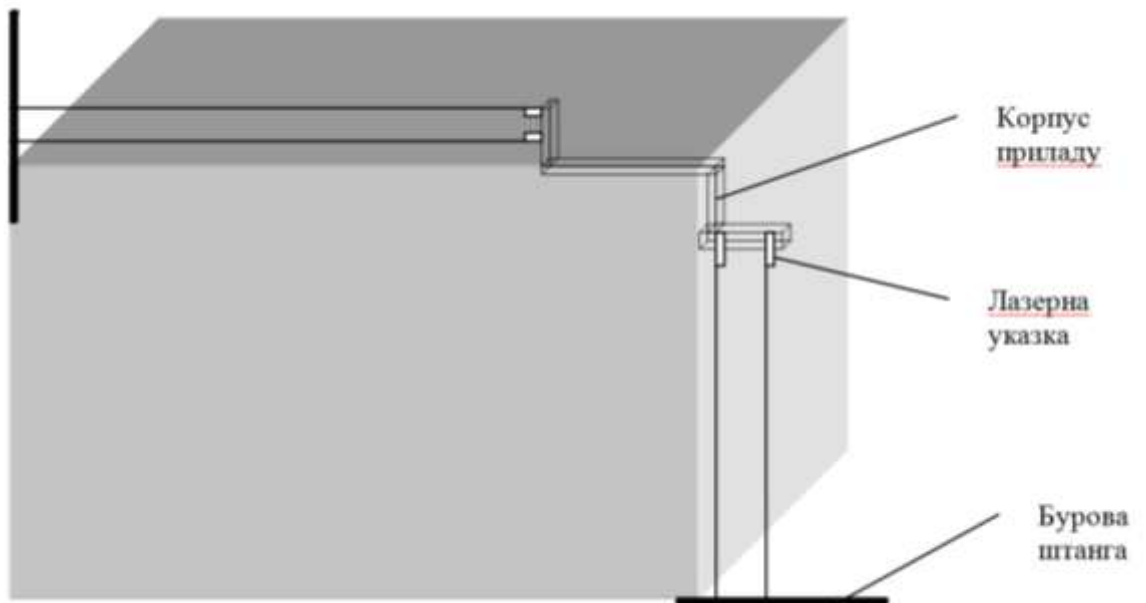


Рис. 3.13. Пристосування для збірки свердловин пробурених для заведення канату при алмазно-канатному різанні

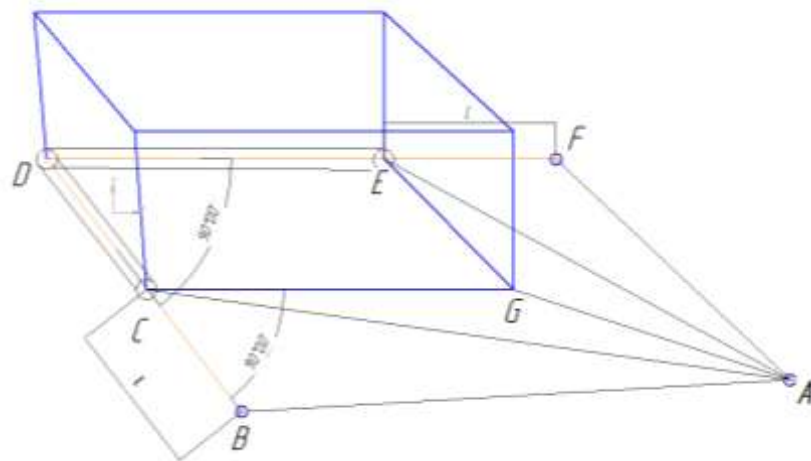


Рис. 3.14. Схема виносу в натуру елементів збірки двох горизонтальних свердловин

Відповідно, відклавши кут $\angle CBA$, одержимо ортогональне положення штанги відносно масиву.

Винос в натуру другої горизонтальної свердловини є більш працевитратним. Для виконання цієї операції рекомендується використовувати

електронний тахеометр. За початок координат доцільно прийняти т.А (Рис. 3.14), за початковий напрямок – напрямок на найближче ребро моноліту GA. В подальшому алгоритм виносу в натуру елементів збійки двох горизонтальних свердловин передбачає виконання таких операцій:

- 1) вимірювання кута GAB , кута нахилу та віддалі AB для визначення координат початку штанги розміщеної в свердловині (т. В);
- 2) вимірювання кута GAC , кута нахилу та віддалі AC для визначення координат кінця штанги розміщеної в свердловині (т. С);
- 3) визначення дирекційного кута напрямку BC , який відповідає дирекційному куту напрямку BD ;
- 4) вимірювання довжини свердловини DC ;
- 5) визначення координат т. D;
- 6) вимірювання горизонтального кута GAE , кута нахилу та відстані AE для визначення дирекційного кута напрямку AE та координат кінця штанги розміщеної в свердловині, що виноситься (т.Е);
- 7) визначення дирекційного кута DE , який відповідає дирекційному куту DF ;
- 8) визначення довжини штанги EF (рекомендується прийняти рівній 1,5 м);
- 9) визначення проектних значень координат т. F;
- 10) визначення дирекційного кута напрямку FA ;
- 11) визначення кута FAE , який і буде використаний для виносу в натуру положення другої горизонтальної свердловини;
- 12) забезпечення виносу в натуру необхідного ухилу для запроектованої свердловини.

Необхідність залишення частини масиву внаслідок технологічної неможливості проходки горизонтальної свердловини по підшві призводить до утворення сходинок висотою 6-15 см.

Також слід зазначити, що крім перерахованих вище наслідків, відхилення площини різку впливає на втрати сировини, а саме – корисного об'єму

видобутого блоку. З цією метою були досліджені блоки на складі готової продукції, одна з граней яких була відокремлена з застосуванням алмазно-канатопильної установки. Залежність об'єму втрат зумовлених відхиленням площини різку від об'єму видобутих блоків для Осниківського родовища лабрадориту представлена на Рис. 3.15. Аналітично ця залежність описується лінійним рівнянням такого вигляду:

$$V_{втр} = 0,022 + 0,0248 V_{бл} . \quad (3.19)$$

Враховуючи, що вартість блоків лабрадориту першої категорії становить 800 дол/м³, прогнозні річні втрати можуть досягати 60 тис. грн. в рік.

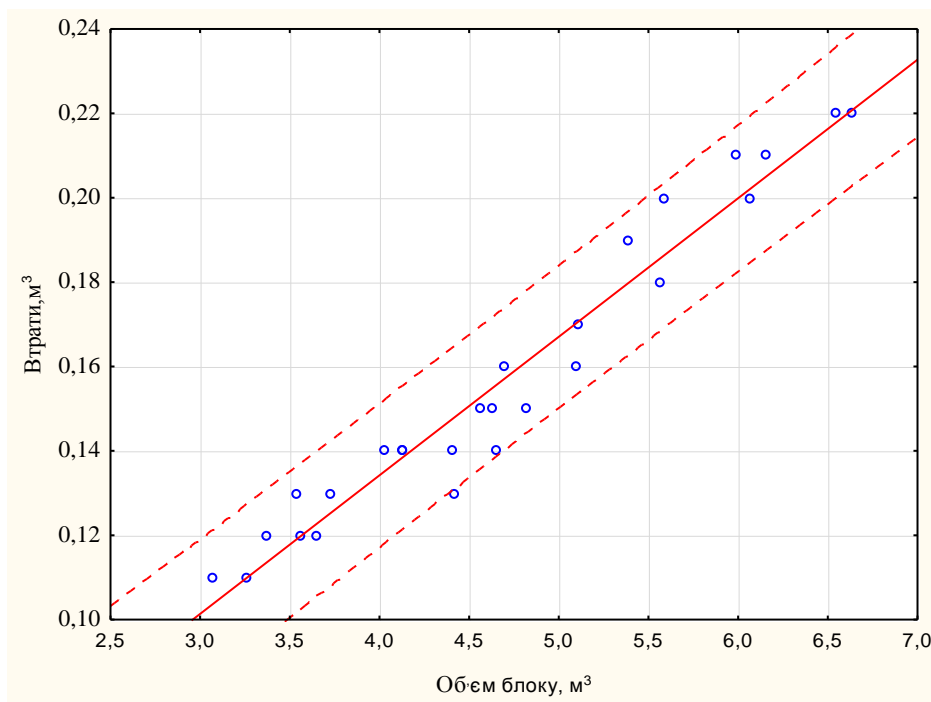


Рис. 3.15. Залежність об'єму втрат, зумовлених відхиленням площини різання від об'єму видобутих блоків

Зваживши на результати наведених вище досліджень, можна дійти висновку, що підвищення точності буріння свердловин для заведення алмазного канату дозволить уникнути надлишкових економічних витрат, пов'язаних з підвищеною витратою інструменту та зменшенням комерційного об'єму блоків, та дозволить підвищити ефективність використання алмазно-канатопильних установок.

3.4. Вплив відхилення шпура від проектного положення на ефективність створення площини оголення суцільним вибуруванням

При бурінні стрічки шпурів можуть виникати відхилення внаслідок таких причин: зустрічі з тріщиною, напруженого стану масиву, неточності встановлення перфоратора, люфту внаслідок фізичного зносу або конструктивних недоліків певних вузлів бурового верстату та впливу нерівності поверхні на якій встановлений верстат на точність встановлення.

Найменш вивченим і найбільш актуальним питанням при дослідженні суцільного вибурування слід вважати визначення впливу зони перекриття шпурів (Рис. 3.16) на відхилення шпурів від проектного положення.

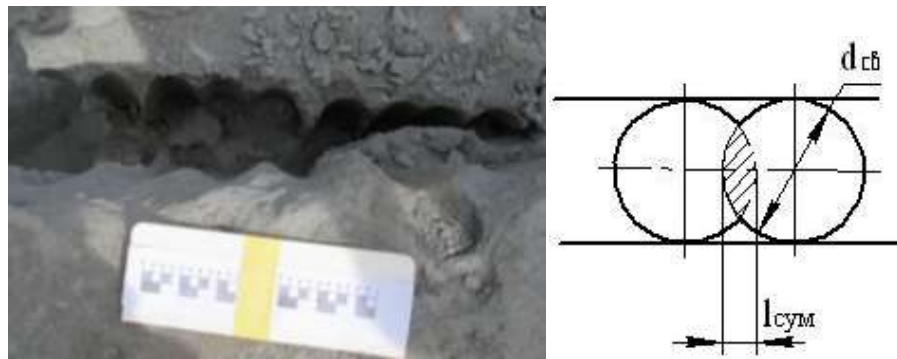


Рис. 3.16 . Зображення щілини в момент перекриття діаметрів шпурів між собою

З метою дослідження впливу зони перекриття шпурів виконувалось буріння 7 серій шпурів глибиною 3 м та діаметром 40 мм з перекриттям 5–35 мм, на Осниківському родовищі лабрадоритів буровим верстатом Perfora Rombo TC. В кожній серії використовувались 5 шпурів. Відхилення шпурів вимірювалось фотограмметричним способом відповідно методики, обґрунтованої в працях [69; 71–73] після відокремлення моноліту по слідах шпурів в масиві.

Залежність кутового відхилення шпура від довжини зони перекриття сусідніх шпурів характеризується коефіцієнтом кореляції 0,87 та аналітично описується поліномом другого порядку наступного вигляду (Рис. 3.17):

$$\beta = 0,8681 + 0,1025 \cdot l_{\text{пр}} - 0,0012 \cdot l_{\text{пр}}^2, \quad (3.20)$$

де $l_{\text{пр}}$ – довжина зони перекриття сусідніх шпурів, мм.

Графічна залежність кутового відхилення шпура від довжини зони перекриття сусідніх шпурів представлена на Рис. 3.17.

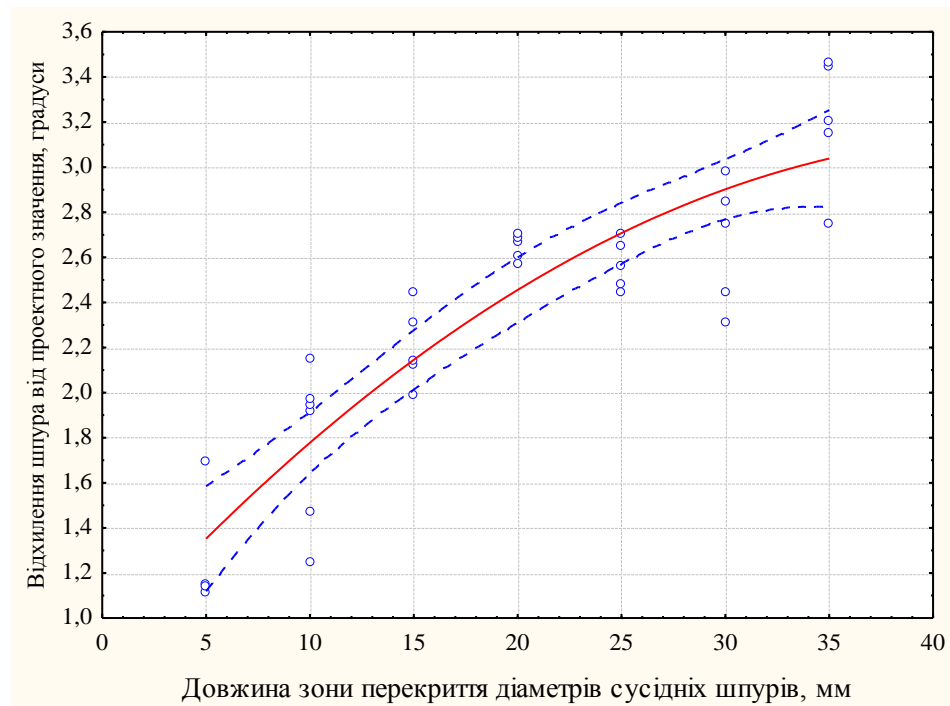


Рис. 3.17. Залежність відхилення шпура від довжини зони перекриття сусідніх шпурів

Слід зазначити, що відхилення шпура від проектного значення можливе у двох взаємоперпендикулярних вертикальних площинах. Досить складно оцінити відхилення шпура у площині, яка перпендикулярна до напрямку утворення щілини (Рис. 3.18).

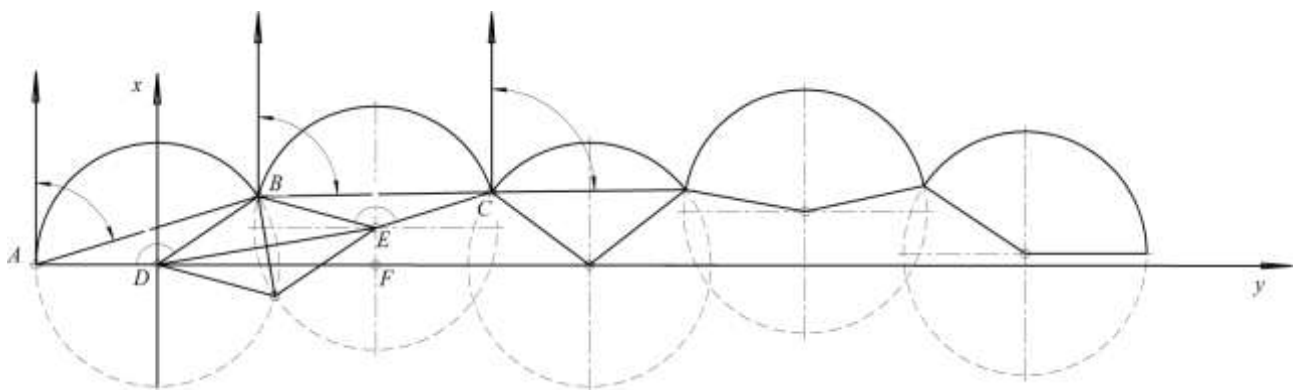


Рис.3.18. Схематичне зображення відхилення шпурів у площині, перпендикулярній до напрямку утворення щілини при суцільному бурінні

З цією метою було розглянуто можливість реалізації декількох варіантів визначення відхилення шпурів у площині, перпендикулярної до напрямку утворення щілини при суцільному бурінні: фотограмметричний, лазерне сканування та за допомогою курвіметра та гірничого компаса.

Можливість використання фотограмметричного методу для визначення параметрів відхилення досить обмежена внаслідок наявності перешкод а також характеризується великими кутами конвергенції, що призведе до низької точності одержаних результатів.

Використання лазерного сканування дозволило б максимально точно та ефективно оцінити відхилення шпурів та їх просторове положення, але висока вартість даного обладнання не дозволяє використати його в дослідженні.

Тому після аналізу можливих варіантів визначення відхилення шпура була запропонована методика з використанням курвіметра (в дослідженні КУ-А, рекомендовано Scale Master II) та гірничого компаса.

Курвіметр використовувався для вимірювання довжини дуги частини шпура, яка приймає безпосередню участь у формуванні щілини (Рис. 3.18) це відповідно, довжина дуг АВ та ВС). Очевидним є необхідність визначення відстані EF, яка і буде характеризувати лінійне відхилення шпурів у площині, яка перпендикулярна до напрямку утворення щілини при суцільному обурюванні. Для просторової прив'язки виконується вимірювання азимутів простягання хорди, яка з'єднує початок і кінець частини шпура, що утворює щілину (Рис.3.18) це відповідно напрямки АВ та ВС). Методика вимірювання азимутів простягання хорд шпурів аналогічна до методики вимірювання азимутів простягання природних тріщин.

Враховуючи, що шпури перетинаються, можемо скласти систему рівнянь такого вигляду:

$$\begin{cases} (x_B - x_D)^2 + (y_B - y_D)^2 = R^2 \\ (x_B - x_E)^2 + (y_B - y_E)^2 = R^2 \end{cases} \quad (3.21)$$

Прийемо т.Д за початок координат, тоді врахувавши, що $x_D = 0, y_D = 0$ система рівнянь (3.21) набуде такого вигляду:

$$\begin{cases} x_B^2 + y_B^2 = R^2 \\ (x_B - x_E)^2 + (y_B - y_E)^2 = R^2 \end{cases} \quad (3.22)$$

Прийmemo, що відстань між центрами шпурів l_u відома і відповідає запроектованим значенням з врахуванням прийнятих значень перекриття шпурів, тоді $y_E = y_D + l_u = l_u$ і система (3.22) набуде вигляду:

$$\begin{cases} x_B^2 + y_B^2 = R^2 \\ (x_B - x_E)^2 + (y_B - l_u)^2 = R^2 \end{cases} \quad (3.23)$$

В результаті підстановки одержимо:

$$x_B^2 + y_B^2 = x_B^2 - 2x_B x_E + x_E^2 + y_B^2 - 2y_B l_u + l_u^2. \quad (3.24)$$

Після спрощення вираз (3.24) набуде наступного вигляду:

$$x_E^2 - 2x_B x_E - 2y_B l_u + l_u^2 = 0. \quad (3.25)$$

Рівняння (3.25) для змінної x_E матиме розв'язок:

$$x_E = x_B \pm \sqrt{x_B^2 - (l_u^2 - 2y_B l_u)}. \quad (3.26)$$

Координати т.В, відповідно (рис.3.18), можна знайти з таких виразів:

$$\begin{aligned} x_B &= x_D + DB \cdot \cos \alpha_{DB} \\ y_B &= y_D + DB \cdot \sin \alpha_{DB} \end{aligned} \quad (3.27)$$

Очевидно, що $DB = R$ (рис.3.18), де R – радіус шпура, м.

Дирекційний кут $\alpha_{DB} = \alpha_{AB} - \angle ABD$. Значення α_{AB} прийmemo рівним азимуту вимірюваному за допомогою гірничого компаса (поправкою на магнітне схилення знехтуємо).

Кут $\angle ABD$ з трикутника ABD (рис. 3.18) може бути визначений з наступного виразу:

$$\angle ABD = \arcsin \frac{AD \sin \angle ADB}{AB}. \quad (3.28)$$

Очевидно, що $AD = R$ (рис.3.18). Зваживши що AB – хорда, то довжина хорди сегмента становитиме:

$$AB = 2R \sin\left(\frac{1}{2} \angle ADB\right). \quad (3.29)$$

Після підстановки (3.28) в (3.29) одержимо:

$$\angle ABD = \arcsin \frac{R \sin \angle ADB}{2R \sin(\frac{1}{2} \angle ADB)} = \arcsin(2 \cos(\frac{1}{2} \angle ADB)). \quad (3.30)$$

Відповідно [30], кут сегмента дорівнює:

$$\angle ADB = \frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c} \quad (3.31)$$

де R - радіус шпура, м;

L_c - довжина дуги частини шпура, яка приймає безпосередню участь у формуванні щілини, виміряна курвіметром, м.

З врахуванням (3.31) вираз (3.30) набуде вигляду:

$$\angle ABD = \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2})) \quad (3.32)$$

Після підстановки одержимо:

$$\alpha_{DB} = \alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2})) \quad (3.33)$$

Тоді з врахуванням (3.33) вирази (3.27) будуть описуватись такими рівняннями:

$$\begin{aligned} x_B &= x_D + R \cdot \cos(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))) \\ y_B &= y_D + R \cdot \sin(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))) \end{aligned} \quad (3.34)$$

У результаті виконаних підстановок і перетворень одержимо результуючий вираз для визначення координат центру наступного шпура:

$$\begin{aligned} x_E &= x_D + R \cdot \cos(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))) \pm \sqrt{(x_D + R \cdot \cos(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))))^2 - (l_y^2 - 2l_y(y_D \oplus \\ &\sqrt{\oplus R \cdot \sin(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))))} \end{aligned} \quad (3.35)$$

Аналіз (Рис. 3.18) дозволяє визначити відхилення шпурів у площині, перпендикулярної до напрямку утворення щілини при суцільному бурінні, як різницю координат:

$$l_s = x_E - x_D \quad (3.36)$$

$$l_g = R \cdot \cos(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))) \pm \sqrt{(x_D + R \cdot \cos(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))))^2 - (l_y^2 - 2l_y(y_D \oplus \oplus R \cdot \sin(\alpha_{AB} - \arcsin(2 \cos(\frac{\pi \cdot R}{180 \cdot L_c \cdot 2}))))} \quad (3.37)$$

де R – радіус шпура, м;

α_{AB} – азимут простягання хорди, яка з'єднує початок і кінець частини шпура, що утворює щілину, град;

L_c – довжина дуги частини шпура, яка приймає безпосередню участь у формуванні щілини, м;

x_D, y_D – координати центру попереднього шпура, м.

Були виконані дослідження залежності відхилення шпурів у площині перпендикулярній до напрямку утворення щілини та довжиною зони перекриття сусідніх шпурів (Рис. 3.19).

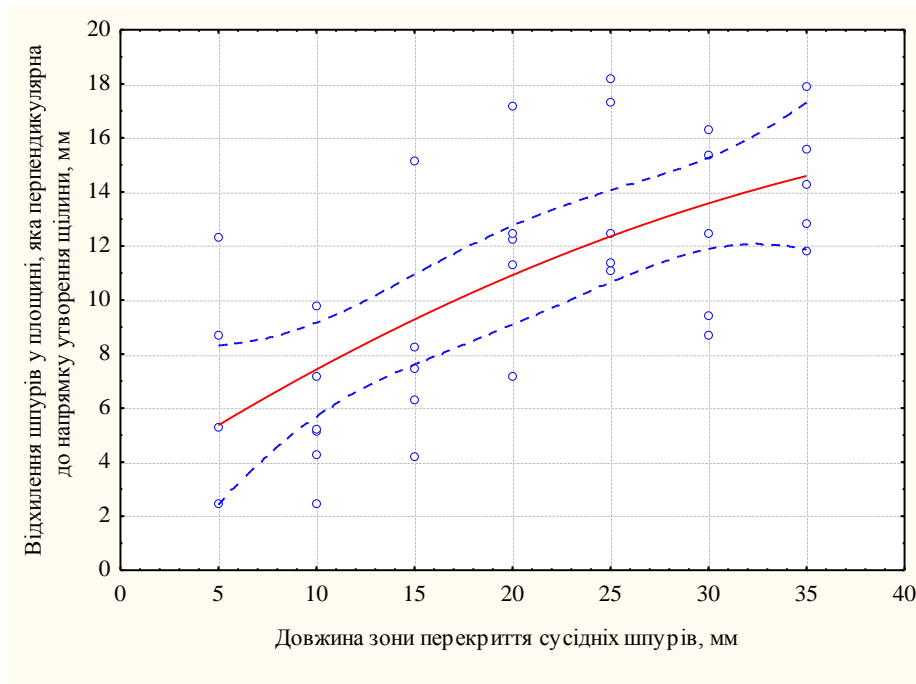


Рис. 3.19. Залежність відхилення шпурів у площині, перпендикулярній напрямку утворення щілини від довжини зони перекриття шпурів

Статистичний аналіз одержаних результатів виявив досить тісний кореляційний зв'язок між одержаними результатами, який характеризується

коефіцієнтом кореляції 0,667. Аналітично така залежність може бути описана поліномом другого ступеня:

$$l_{n.ш.} = 3,1002 + 0,4748 \cdot l_{np} - 0,0042 \cdot l_{np}^2, \quad (3.38)$$

l_{np} – довжина зони перекриття сусідніх шпурів, мм.

Отже, в загальному випадку збільшення довжини шпура зумовлене його відхиленням від проектного положення можна оцінити з наступного виразу:

$$\Delta L_{ш.} = \frac{H_{\delta}}{\cos \beta} + \sqrt{H_{\delta}^2 + (0,001 \cdot l_{n.ш.})^2} - 2 \cdot H_{\delta} \quad (3.39)$$

де H_{δ} – проектна глибина буріння без врахування можливих відхилень, м;

β – кутове відхилення шпура, градуси;

$l_{n.ш.}$ – відхилення шпурів у площині перпендикулярній до напрямку утворення щілини та довжиною зони перекриття сусідніх шпурів, мм.

Після підстановки (3.20) та (3.38) у вираз (3.39) одержимо:

$$\Delta L_{ш.} = \frac{H_{\delta}}{\cos(0,8681 + 0,1025 \cdot l_{np} - 0,0012 \cdot l_{np}^2)} + \sqrt{H_{\delta}^2 + (0,001 \cdot (3,1002 + 0,4748 l_{np} - 0,0042 l_{np}^2))^2} - 2 \cdot H_{\delta} \quad (3.40)$$

Оцінити залежність відхилення шпура від глибини буріння та довжини зони перекриття шпурів можна на основі аналізу тривимірного графіку (Рис. 3.20).

Аналіз залежності відхилення шпура від глибини буріння та довжини зони перекриття шпурів показав, що ця величина інтенсивно прямо пропорційно зростає зі збільшенням глибини буріння та менш суттєво при збільшенні довжини зони перекриття шпурів.

Найбільш суттєвим показником, що визначає ефективність суцільного буріння, є обсяг бурових робіт, який доцільно визначати з такого виразу:

$$\Delta V_b = \frac{L_m \cdot \Delta L_{ш.}}{(d - l_{np})} \quad (3.41)$$

де L_m – довжина стрічки шпурів на моноліті, м;

$\Delta L_{ш.}$ – проектна глибина буріння без врахування можливих відхилень, м;

l_{np} – довжина зони перекриття шпурів, м;

d – діаметр шпура, м.

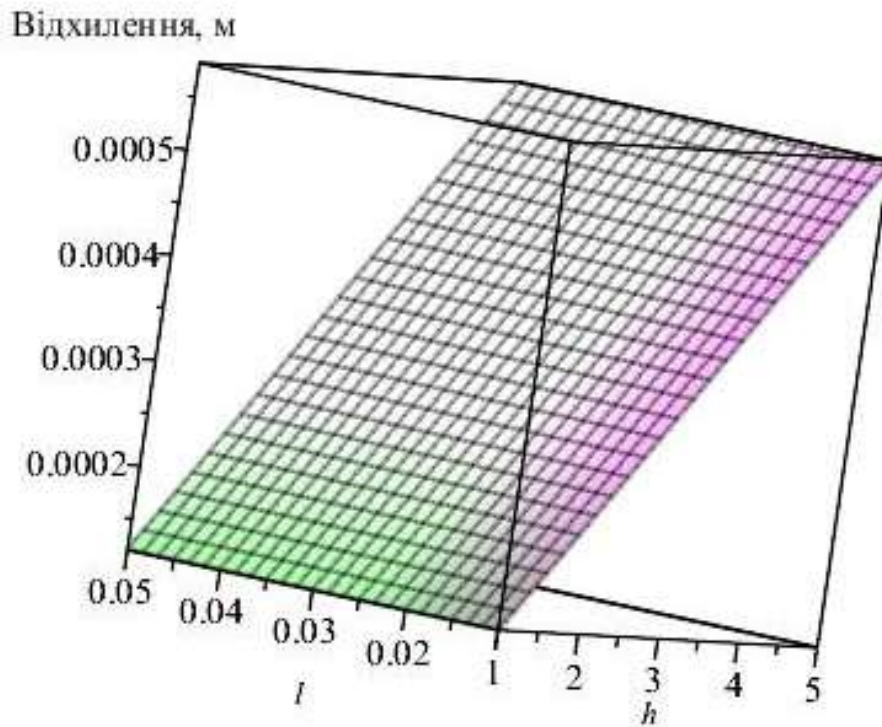


Рис. 3.20. Залежність відхилення шпура від глибини буріння та довжини зони перекриття шпурів, де l – довжини зони перекриття шпурів, м; h – глибини буріння, м.

Оптимальні значення параметрів, які визначають обсяг буріння доцільно підбирати за результатами розв'язку цієї системи рівнянь:

$$\begin{cases} \frac{\partial V_b}{\partial L} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial d} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial l_{np.}} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial (\Delta L_u)} = 0 \end{cases} \quad (3.42)$$

А з урахуванням виразу (3.41) систему рівнянь можна представити у такому вигляді:

$$\begin{cases} \frac{\partial V_b}{\partial L} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial d} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial l_{np}} = 0 \\ \frac{\partial V_b}{\partial H} = 0 \end{cases} \quad (3.43)$$

Зміна обсягів буріння для різних комбінацій технологічних параметрів при прийнятих сталих значеннях $L_m = 5$ м та $d = 0,04$ м представлена на Рис. 3.21.

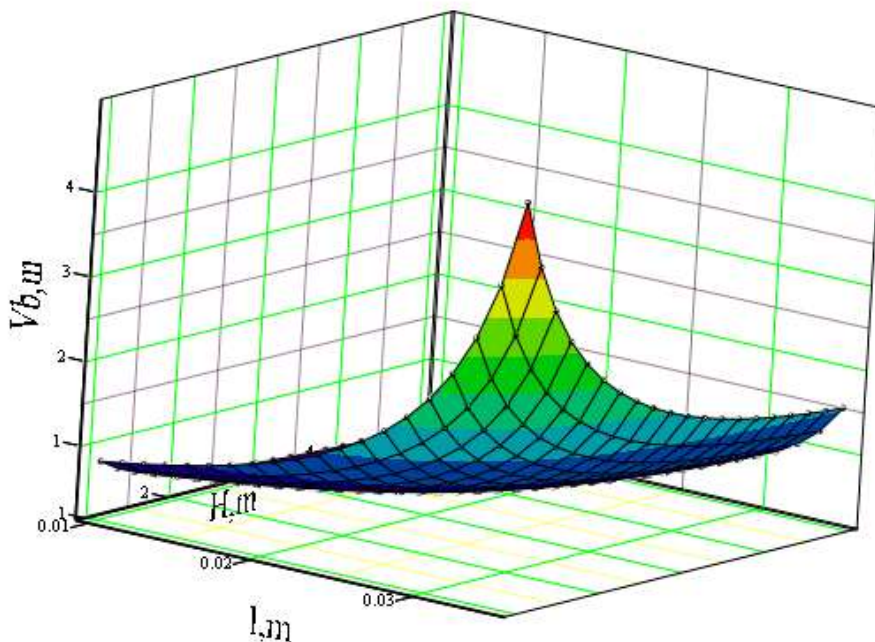


Рис. 3.21. Залежність обсягів буріння від глибини буріння та довжини зони перекриття шпурів, де V_b – обсяг буріння, м; l – довжини зони перекриття шпурів, м; H – глибини буріння, м.

Розв’язок системи рівнянь для умов Осниківського родовища лабрадориту при $L_m = 5$ м; $H_0 = 3$ м; $d = 0,04$ м дозволив визначити оптимальне значення довжини зони перекриття сусідніх шпурів $l_{np} = 0,025$ м.

У результаті виконаних досліджень були розроблені методики визначення кутового відхилення та відхилення шпурів у площині, перпендикулярної до напрямку утворення щілини шпурів, на основі використання яких визначено

вплив величини зони перекриття сусідніх шпурів на відхилення шпура від проектного значення, одержані емпіричні залежності для їх прогнозування та виконане визначення оптимальних значень параметрів, які визначають обсяг буріння для конкретних умов Осниківського родовища лабрадориту.

Висновки до розділу 3

1. Встановлено, що якісний відкол каменю при пасируванні забезпечується дотриманням певних мінімальних значень товщини відокремлюваного шару які залежать від параметрів стрічки шпурів та зусиль, що в них діють.

2. Підвищення точності буріння свердловин для заведення алмазного канату дозволить уникнути надлишкових економічних витрат, пов'язаних з підвищеною витратою інструменту та зменшенням комерційного об'єму блоків, та дозволить підвищити ефективність використання алмазно-канатопильних установок.

3. В результаті виконаних досліджень були розроблені методики визначення кутового відхилення та відхилення шпурів у площині, перпендикулярній до напрямку утворення щілини шпурів, на основі використання яких визначено вплив величини зони перекриття сусідніх шпурів на відхилення шпура від проектного значення, одержані емпіричні залежності для їх прогнозування та виконане визначення оптимальних значень параметрів, які визначають обсяг буріння для конкретних умов Осниківського родовища лабрадориту.

4. В сучасних умовах технології буріння стрічки шпурів при підготовці блоків каменю до виймання основним чинником якості виконання цієї операції є азимутальний та зенітні кути нахилу осей шпурів. При цьому першочергове значення на якість відколу здійснює азимутальний кут відхилення шпура.

5. Найбільш небажаним для процесу відколу є азимутальний нахил шпура по відношенню до лінії відколу на 90° , оскільки при такому значенні якість буріння буде погіршуватися вже починаючи від $0,21^\circ$ відхилення зенітного кута. При діапазоні азимутального кута від 0 до $5,5^\circ$ вплив відхилення зенітного кута на якість буріння майже нівелюється і тому ці значення є рекомендованими для технології процесу буріння.

6. Зенітні відхилення шпура в площині відколу ($\varphi = 0^\circ$) не зменшують значення величини послаблення площини відколу та з точки зору силових параметрів процесу не здійснюють відчутного впливу на зменшення ефективності відколу каменю статичними методами.

7. Основні результати цього розділу опубліковані в роботах [111; 30; 74; 88; 90; 92].

РОЗДІЛ 4. УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ БЛОЧНОЇ СИРОВИНИ НА ОСНОВІ ГЕОПРОСТОРОВОГО МОДЕЛЮВАННЯ

4.1. Управління технологічними параметрами процесу буріння

Задача управління процесом буріння з умовою врахування наявності субгоризонтальних та горизонтальних тріщин зводиться до трьох взаємопов'язаних задач, які умовно розподілені на три групи:

Перша група – задача економічної оптимізації (економії породоруйнівального інструменту та витратних матеріалів); друга група – задача технологічної оптимізації (забезпечення найвищої продуктивності процесу); третя група – задача якості процесу буріння (дотримання точного положення осі шпурів).

Задача управління процесом буріння для першої групи полягає у складанні функції оптимальної швидкості буріння:

$$V_{opt}(t) = \dot{s}(t) = \sqrt[3]{\frac{A}{P} + \sqrt{\frac{(-1) \left(\frac{B}{h(t)} - \frac{B}{h_p} - \frac{2A}{V_0} + PV_0^2 \right)^3}{27P^3}} + \frac{A^2}{P^2}} + \sqrt[3]{\frac{A}{P} - \sqrt{\frac{(-1) \left(\frac{B}{h(t)} - \frac{B}{h_p} - \frac{2A}{V_0} + PV_0^2 \right)^3}{27P^3}} + \frac{A^2}{P^2}}, \quad (4.1)$$

де $s(t) = h(t)$, $s(t_p) = h_p = X(H, Q, \omega)$ – поточна та кінцева глибина буріння, відповідно;

$V_0 = D_1$ – швидкість буріння, яка відповідає максимальному ресурсу бурової коронки.

У формулі (4.1) інформація про параметри $V_0 = D_1$, h_p відома в результаті статистичної обробки експериментальних даних (для монолітів на перевищує 6 м), але з метою регулювання параметром h_p необхідно визначити закон проходки на породоруйнівний інструмент, який враховує режими буріння та властивості гірських порід.

Задача управління процесом буріння за другою групою моделюється

інформаційно-пошуковим методом, в результаті якого визначається функція відгуку

$$F(X_1; X_2; X_3) = f_0 + \sum_{i=1}^3 A_i X_i + \sum_{i=1}^3 A_{ii} X_i^2 + \sum_{i=1}^3 A_{ij} X_i X_j \rightarrow \max, \quad (4.2)$$

де $i=1,2,3; j=1,2,3$;

$X_1 = \omega$ – частота обертання долота, об/хв.;

$X_2 = H$ – зусилля подачі на вибій, МПа;

$X_3 = Q$ – продуктивність процесу руйнування породи, м/год.

При умові $\partial F / \partial X_i = 0$ визначаються відповідні режимно-технологічні параметри: $X_{1m} = \omega_m$; $X_{2m} = H_m$; $X_{3m} = Q_m$.

У результаті розв'язання задач першої та другої груп визначаються дві координати стану системи (перша координата – ресурс інструменту, друга – продуктивність) управління в процесі буріння

$$V_{opt} \left[A, \bar{T}(s), h_p, V_0, K_0, h(t) \right], V_{max}(\omega_m, H_m, Q_m), \quad (4.3)$$

які характеризують два режими буріння: оптимальний і максимальний.

Задачею третьої групи є переведення існуючого режиму буріння з вільною координатою стану Z в заданий режим буріння із координатою стану – Z_{max} або - Z_{opt} .

Управління в задачі третьої групи визначається функціоналом точності управління при варіаціях Q у вигляді

$$I^*(v) = \int EdZ \rightarrow \min, \quad (4.4)$$

де $E = (Z_{opt} - Z)^2$ – середньоквадратична розбіжність координат стану.

Необхідні умови оптимального управління (4.4) визначаються рівнянням

$$\nabla F_{0i}(Q^*) + \lambda \nabla F_{0i}(Q^*) = 0, \quad (4.5)$$

де $Z^* = \operatorname{argmin} I^*(v)$ – оптимальне рішення;

λ – множник Лагранжа; F_{0i} – функції управління систем стабілізації;

∇ – знак градієнта.

Виконуючи умови (4.5) і враховуючи задані функції управління

підсистем стабілізації: H , Q , ω і F – функцію зв'язку параметрів стану системи управління бурінням, одержимо:

$$\begin{cases} F_{0i} = X_i - 0,5bt_i^2 - X_{0i} = 0 \\ F = Z_{opt} - Z[X_1(t_1), X_2(t_2), X_3(t_3)] = 0 \end{cases} \quad (4.6)$$

де X_i, X_{0i} – поточне і початкове значення режимного параметру;

b – параметр підсистем стабілізації, знаходяться оптимальні координати режимно-технологічних параметрів;

t_i – час переведення окремих координат режимно-технологічних параметрів, які відповідають переводу режиму буріння з механічною швидкістю V в V_{opt} .

Переведенням повільного стану буріння в заданий $V \rightarrow V_{opt}$, після проходки субгоризонтальної тріщини завершується задача оптимального управління процесом буріння за комплексним критерієм – мінімальна вартість 1м буріння протягом операції, яка є математичною основою інформаційної моделі оптимального управління бурінням.

Розроблені математичні основи обробки і управління вихідними трьома режимно-технологічними параметрами процесу буріння дозволили розробити інформаційну модель оптимального управління процесом буріння яку можливо реалізувати на практиці шляхом застосування методів комп'ютерного обчислення.

4.2. Обґрунтування раціональних параметрів якості буріння стрічки шпурів при використанні механічних способів видобування

Розглядаючи питання впливу якості буріння стрічки шпурів на процес відокремлення каменю постає необхідність вибору тієї технології, яка б узагальнювала усі промислові методи відколу механічними способами, що існують. Тому найбільш доцільно розглянути спосіб з використанням НРЗ (невибухових засобів руйнування) з ряду причин. Цей спосіб належить до статичних, оскільки забезпечує створення рівномірних зусиль розтягу по усій

висоті відокремлення, що дозволяє спростити постановку задачі, яка буде зводитися до подібності горизонтальних перерізів та можливості розгляду питання плоского напруженого стану. Це спрощує задачу впливу якості бурових робіт на процес відколу. Оскільки усі відхилення шпура від заданих напрямів будуть зводитися до двох моментів: відхилення від площини відокремлення та відхилення (зближення або віддалення) між шпурами. У зв'язку з відсутністю єдиної методики визначення технологічних параметрів при підготовці блоків до виймання із застосуванням НРЗ, на кожному кар'єрі відстань між шпурами уточнюються дослідним шляхом для конкретних порід, умов, діаметрів і глибин шпурів. При зміні одного із зазначених факторів потрібне повторне корегування відстаней між шпурами для встановлення оптимальних значень відокремлення моноліту від масиву.

В методиках розрахунку такого способу відокремлення відсутні рекомендації щодо допустимих меж відхилень шпурів у стрічці.

Таблиці 4.1

Параметри бурових робіт при підготовці блоків до виймання із застосуванням НРЗ

Назва родовища	Розміри моноліту, м			Об'єм моноліта, м ³	Довжина шпура, м	Маса НРЗ в шпурі, кг (при d=38 мм)	Відстань між шпурами, м	Довжина заряду, м	Кількість шпурів на моноліт, шт	Маса НРЗ на моноліт, кг
	a	b	h							
Омелянівський	8,8	5,2	4,5	205,9	4,0	6,0	0,15 - 0,20	4,0	44	264
Добринський	10,0	4,0	2,0	80,0	1,5	2,25	0,10 - 0,15	1,5	65	146
Богуславський	5,4	3,8	4,5	92,34	4,0	6,0	0,15 - 0,20	4,0	27	162

З Таблиці 4.1 видно, що емпіричним способом встановлені відстані між шпурами змінюються майже вдвічі без видимих факторів впливу. Крім того відсутні обґрунтування, що наведені відстані між шпурами при їх діаметрі 38 мм є максимально ефективними.

При руйнуванні гірських порід за допомогою НРЗ у шпурі виникає повільно наростаючий (десятки годин) тиск, що спричиняє напружений стан масиву. Збільшення тиску викликає деформацію поверхні шпуру; при досягненні критичного значення для гірської породи відбувається руйнування.

При виборі рівняння, що описує рівноважний стан системи (НРЗ – шпур – масив) необхідно встановити залежність між такими параметрами: P_r – тиск всередині шпура; σ_p – гранично допустиме напруження розтягу для гірської породи; E – модуль Юнга; μ – коефіцієнт Пуассона; r – радіус шпура; R – довжина утвореної тріщини.

Руйнування гірських порід за допомогою НРЗ прийнято вважати крихким. Розглянемо критерії руйнування крихких середовищ при статичних навантаженнях з метою обґрунтування рівняння, за допомогою якого математично описуються та встановлюються оптимальні параметри руйнування гірських порід НРЗ з врахуванням точності буріння стрічки шпурів [59; 78]. Руйнування крихких матеріалів настає тоді, коли найбільша за абсолютною величиною головна напруга досягає деякого граничного значення $|\sigma_1| = \sigma_e$.

Для випадків із всебічним стискання розрахунки за цим критерієм дають сильно занижені значення опору матеріалу зовнішнім впливом [78].

Розглянемо руйнування за критерієм найбільших дотичних напруг. У випадку чистого розтягу критерій найбільших дотичних напруг приводить до співвідношення $\tau = \frac{\sigma_1}{2} = \frac{\sigma_2}{2}$. Основна формула критерію $\sigma_1 - \sigma_3 \leq [\sigma]$.

Фактично крихкі матеріали руйнуються тоді, коли повна питома енергія деформацій досягає деякого граничного значення. Складність точного визначення повної енергії деформації обмежує область його застосування.

Розглянемо руйнування за критерієм найбільших лінійних деформацій.

Руйнування відбувається тоді, коли найбільша за абсолютною величиною лінійна деформація E досягає деякого граничного значення $|E| = E_e$.

Цей критерій використовується в основному при рішенні задач плоского напруженого стану.

Заслуговує на увагу критерій енергії формозміни. Руйнування настає тоді, коли питома енергія формозміни досягає деякого граничного значення. Питома енергія деформацій у випадку справедливості закону Гука розглядається як сума питомої енергії зміни об'єму та питомої енергії зміни форми $A = A_o + A_\phi$.

При чистому розтягу:

$$A_o = \frac{(1-2\mu)}{6E} \sigma^2; \quad A_\phi = \frac{1+\mu}{3E} \sigma^2, \quad (4.7)$$

Останнім часом цей критерій, поряд із критерієм найбільших лінійних деформацій, набув переважного застосування при розрахунку граничної рівноваги тіл, що зазнали навантаження.

Механізм взаємодії рівномірно розподіленого статичного навантаження з поверхнею шпuru полягає в передачі енергії, її перерозподілі та виникненні деформацій, що дозволяє розглядати рівновагу системи з погляду критерію найбільших лінійних деформацій та енергоформозміни.

Однак єдиної загально визнаної теорії ще не створено, тому виходячи з конкретно поставленого завдання, можна застосовувати спрощені моделі, які ґрунтувалися б на обліку основних факторів, що визначають розглянуті процеси та дозволяють встановлювати деякі закономірності руйнування порід дією НРЗ.

Оскільки для практики важливо визначити кінцевий результат дії НРЗ при руйнуванні порід, тому для інженерних розрахунків доцільно застосовувати спрощену модель, однак яка враховувала б параметри відхилення шпурів від заданого напрямку.

Таким чином, знаючи критичні напруження, розпирне зусилля відколу, відстань між шпурами та висоту моноліту, можливо визначити мінімальні значення товщини відокремлюваного шару породи при пасируванні блоку

каменю з врахуванням точності бурових робіт. Побудовано за встановленою в розділі 3 формулою (3.11) графіки для діапазону різних параметрів, а саме – при відстані між шпурами 20 см, діаметрі шпурів 3,8 см, та висоті блоків від 1 до 3-х метрів (Рис. 4.1).

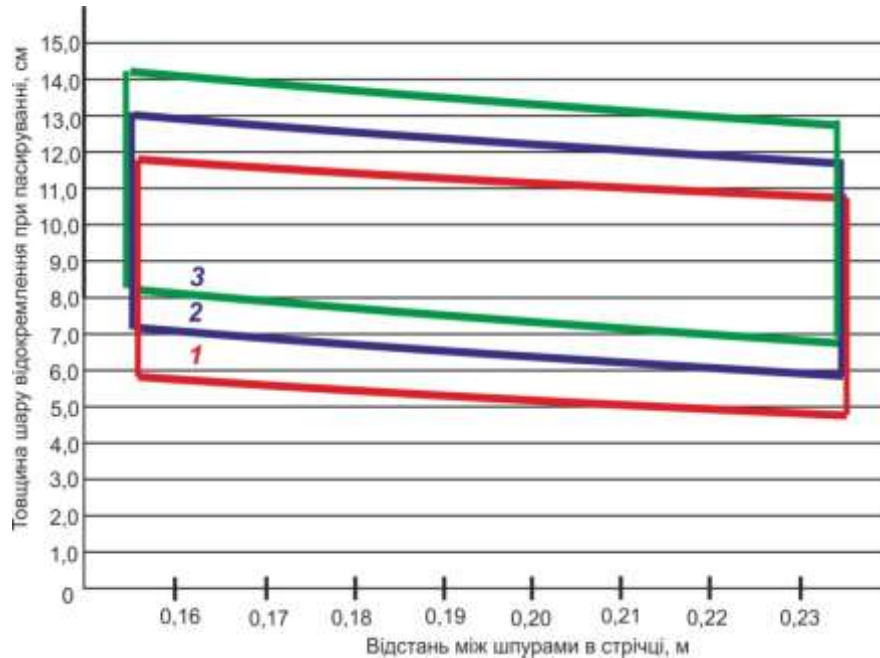


Рис. 4.1. Графіки зміни мінімальної товщини шару породи при пасируванні залежно від міжшпурової відстані:

1 – при висоті блоку 1 м; 2 – при висоті блоку 1,5 м; 3 – при висоті блоку 2 м;

Аналізуючи одержані графіки, доходимо висновку, що розрахункові значення мінімальної ширини відокремлюваного шару породи знаходиться в межах від 5,5 до 7,8 см для випадку максимально точного буріння. Для кожної висоти блоку побудовано три паралелограми, в області яких відповідають значення параметрів при максимально допустимих азимутальних відхиленнях осі шпурів. Верхня лінія паралелограму відповідає максимально допустимим значенням відхилення шпурів.

У практиці каменевидобування досить часто виникає необхідність в пасируванні блоків каменю за напрямком, що не збігається з напрямком найкращого відколу каменю завдяки його анізотропним властивостям.

(Рис. 4.3.). З цією метою було розраховано умови впливу анізотропії каменю на поле напружень і за встановленою рівністю та графіками (Рис. 4.2.)

Відповідності до розв'язку задачі Ляме [30], поля напружень для двох сусідніх шпурів визначаються залежностями виду (4.8.) та (4.9):

$$\sigma_1 = \frac{Pd^2}{4r^2} \quad (4.8)$$

$$\sigma_2 = \frac{Pd^2}{4(l_{um} - r)^2} \quad (4.9)$$

Відповідно, напруження між шпурами з точки зору суперпозиції полів буде становити (4.10):

$$\sigma_\Sigma = \frac{Pd^2}{4r^2} \left(\frac{r^2 + (l_{um} - r^2)}{r^2 \cdot (l_{um} - r^2)} \right) \quad (4.10)$$

З урахуванням анізотропії каменю та різним полем напружень, яке виникає навколо шпурів необхідним є встановлення відстані, при якій ці напруження будуть рівними (напруження які діють у взаємоперпендикулярних напрямках) забезпечить встановлення відстані, менше якої відкол буде відбуватися за небажаним напрямком, або взагалі відбуватися не буде (4.11):

$$\sigma_{роз} = \frac{Pd^2}{4r^2} \left(\frac{r^2 + (l_{um} - r^2)}{r^2 \cdot (l_{um} - r^2)} \right) = k_{an} \frac{Pd^2}{4r^2} \quad (4.11)$$

З метою встановлення загальної картини впливу одного шпура на сусідній необхідно визначити зусилля розтягу, які діють в масиві окремо від кожного шпура та їх взаємну дію на поле напружень між ними (Рис. 4.2.). Така взаємодія описується формулами 4.3–4.10. Графіки цих функцій показують, як накладаються результуючі напруження в масиві.

Як видно з графіків на Рисунку 4.2., збільшення відстані між шпурами, яке виникає в разі відхилення шпура від заданого напрямку, обумовлює зниження взаємодії полів напружень сусідніх шпурів, а відтак і більшій нерівномірності поля напружень, що може викликати появу небажаних радіальних тріщин з погіршенням якості блоків.

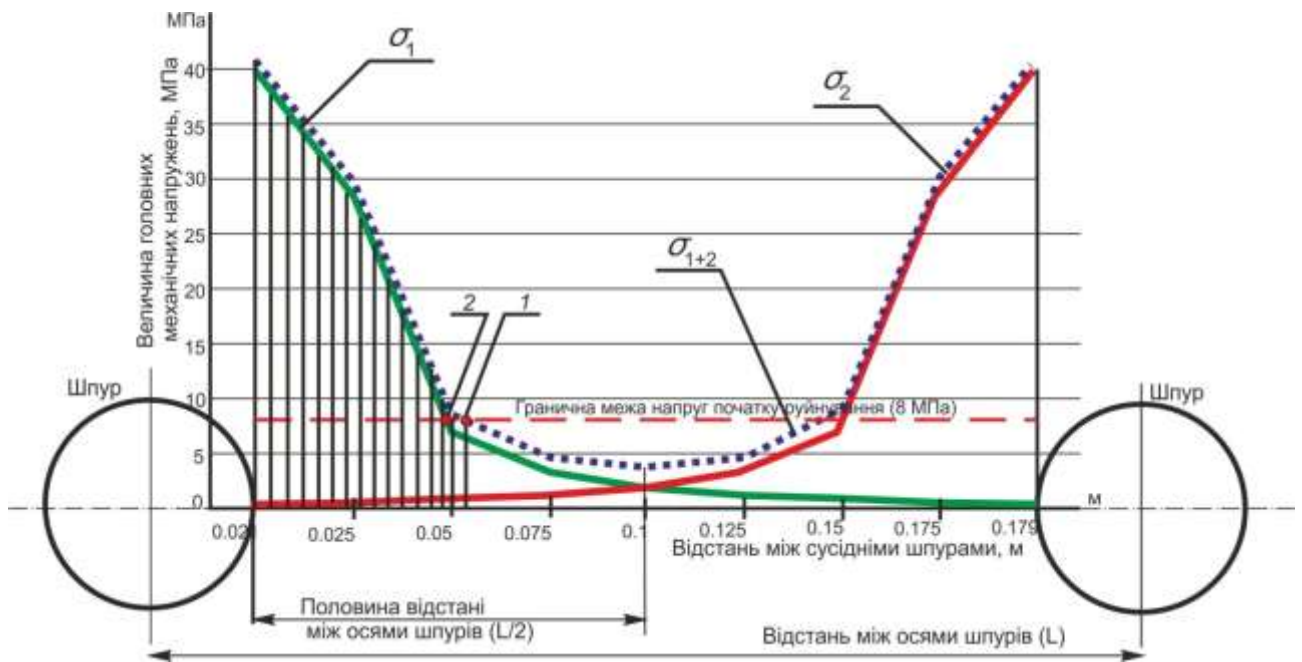


Рис. 4.2. Графіки розподілу головних напружень при заданих параметрах міжшпурових відстаней (точка 1) та при відхиленні шпурів при бурінні (точка 2):

σ_1 – еюра механічних напружень викликаних дією НРЗ в першому шпурі; σ_2 – еюра механічних напружень від дії НРЗ в другому шпурі; σ_{1+2} – поле напружень від накладання полів сусідніх шпурів

Головною умовою руйнування каменю по стрічці шпурів в наміченій площині є створення вздовж усієї лінії відколу напружень які перевищують межу міцності при якій відбувається незатухаючий ріст тріщини відриву (для лабрадоритів становить 8–10 МПа). Як показано на Рисунку 4.4, при заданих типових умовах параметрів відокремлення: діаметрі шпура 42 мм, відстані між шпурами 20 см відкол відбувається, якщо щонайменше на 54 % довжини лінії відколу напруження перевищують вказану границю (точка 1). Розглянувши випадок максимальних відхилення шпура у площині відколу за zenітним кутом рівним $1^{\circ}30'$, сумарні напруження на цій ділянці зменшуються та при таких параметрах збігаються з епюрою для першого шпура (точка 2). Величина лінії відколу, в якій напруження перевищують мінімально граничні (8 МПа), становить близько 4,6 см, що в перерахунку на уся довжину лінії відколу буде складати 12 %, що не є достатнім для здійснення відколу. Для забезпечення

можливості відколу каменю необхідна умова, при якій мінімум по 35 – 40 % довжини лінії відколу напруження будуть перевищувати мінімально граничні.

За виконаними розрахунками за формулами (4.20 – 4.23) механічних напружень для випадку відхилення шпура від заданого напрямку на величину, що збільшує міжшпурову відстань до 26 см, отримали максимально допустиме падіння механічних напружень по лінії відколу до 35 %. Таке відхилення відповідає зенітному куту нахилу, що становить $0,62^\circ$ ($0^\circ 37' 12''$). Це відхилення є максимально допустимим для забезпечення відколу каменю. Одержані розрахункові дані повністю відповідають проведеному комп'ютерному моделюванню процесу відхилення шпурів від заданого напрямку (п.3. 2).

За одержаними аналітичними виразом (4.23) можливо здійснювати оцінку впливу відстані розташування шпурів в стрічці на процес відокремлення, а відповідно і вплив якості буріння, яка виражається у відхиленнях відстаней між шпурами. Встановлення цих значень дозволить розробити рекомендації по граничним межах відхилень при бурінні шпурів для різних конкретних умов розробки родовищ.

4.3. Розробка методики календарного планування видобувних робіт на основі геопросторового моделювання

Методика дослідження полягала в таких етапах. Були проаналізовані результати заміру пластових тріщин за результатами буріння керну та безпосереднього вимірювання тріщин в кар'єрі для родовища лабрадориту «Оптима» в Володарськ-Волинському районі Житомирської області. При безпосередньому вимірюванні тріщин виконувалась маркшейдерська зйомка місця розташування тріщини за допомогою теодоліту Т5 та лазерної рулетки Leica Disto A-5. За результатами вимірювань виконувалось групування тріщин за інтервалами, які відповідають висотним відміткам підосви та покрівлі уступу: 192-186 м, 185,99-180 м, 179,99-174 м. В результаті були одержані 84 значення параметрів тріщин (Додаток Б).

Обробка результатів виконувалась за допомогою програмного продукту Surfer 13.2.438. Для інтерполяції застосовувався звичайний крігінг.

Результати геопросторової мінливості частоти тріщин для видобувних горизонтів +186 м, +180м та +174 м відповідно наведені на Рис. 4.3, Рис.4.4, Рис.4.5.

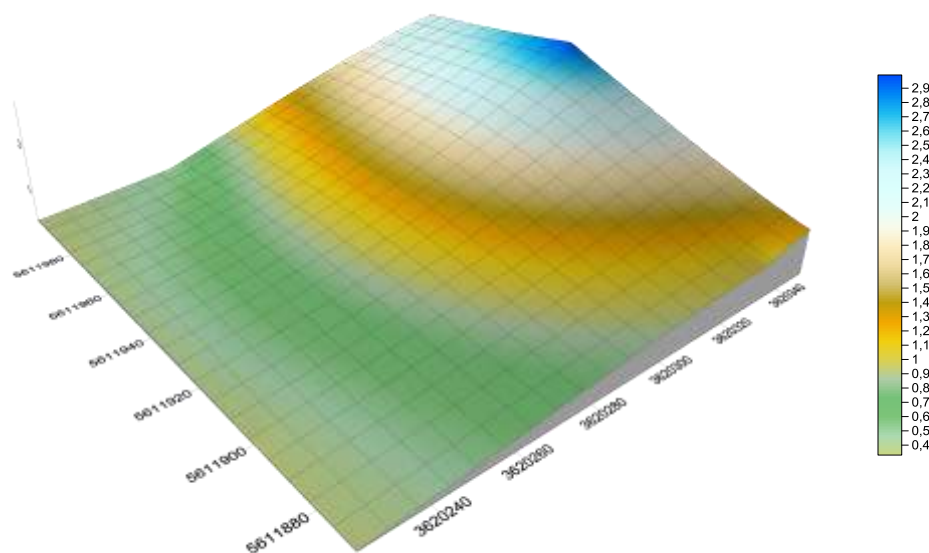


Рис. 4.3.Результати геопросторової мінливості частоти тріщин для першого видобувного горизонту +186 м

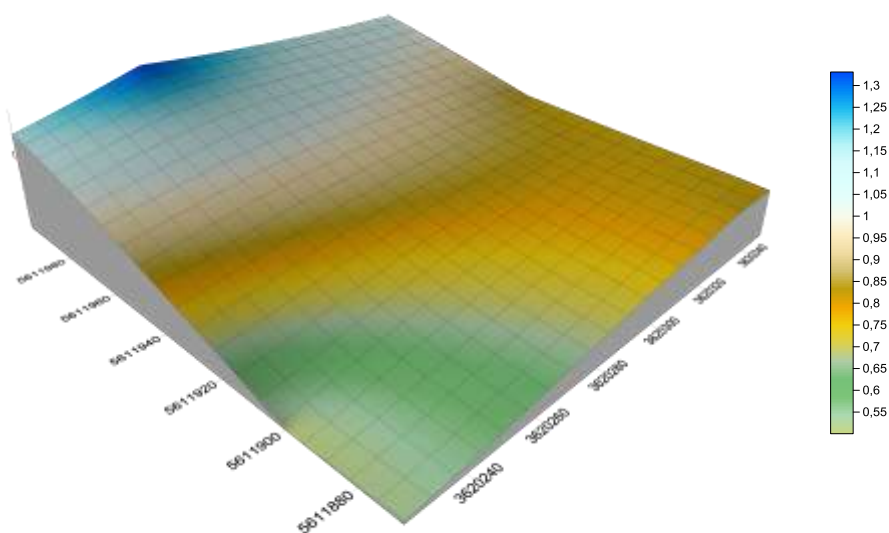


Рис.4.4. Результати геопросторової мінливості частоти тріщин для другого видобувного горизонту +180 м

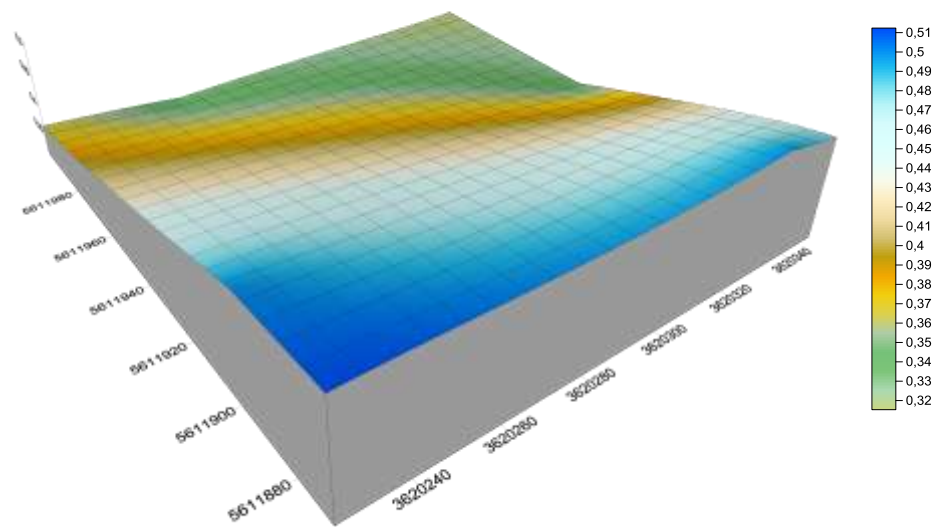


Рис. 4.5. Результати геопросторової мінливості частоти тріщин для третього видобувного горизонту +174 м

Аналіз одержаних результатів свідчить про наявність чіткої тенденції до зменшення частоти тріщин зі збільшенням глибини горизонту (так максимальна частота тріщин для 186 горизонту становить 2,9 шт/м, в той час як для 180 – 1,3 шт/м, а 174 – лише 0,51 шт/м). Також цікавим фактом є те, що для кожного горизонту характерні індивідуальна локалізація екстремумів частоти тріщин. Так максимальні значення частоти тріщин для 186 горизонту зосереджені в східній частині, для 180 горизонту в північній та відповідно південній частинах для 174 горизонту. Що стосується мінімальних значень, то тут спостерігається збігу зони мінімальної частоти тріщин для 186 та 180 горизонтів – це південно-західна частина родовища, і розташована в діаметрально-протилежному напрямку зона мінімальних значень для 174 горизонту. Така геометрія екстремумів тріщинуватості беззаперечно зумовлена складним процесом взаємодії тектонічних процесів та ротаційною складовою руху Земної кори.

Аналіз результатів оцінки мінливості частоти тріщин свідчить про коливання частоти тріщин для горизонту +186 в межах від 0,4 до 2,9 шт/м, для горизонту +180 в межах від 0,55–1,3 шт/м, для горизонту + 174 в межах 0,32–0,51 шт/м.

Виконаний кореляційний аналіз залежності частоти тріщин від глибини показав, що для інтервалу в 1 м від 174 до 192 висотної відмітки кореляційний зв'язок слабкий, і характеризується коефіцієнтом кореляції 0,36 (Рис. 4.6).

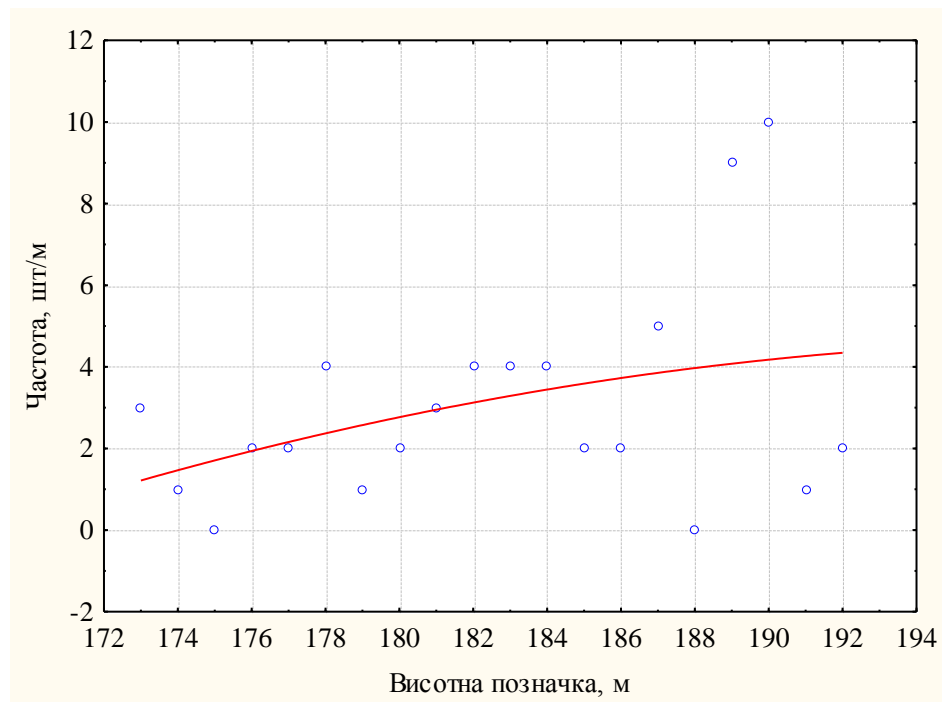


Рис.4.6.Залежність частоти тріщин від висотної позначки

У роботі також було досліджено зв'язок відстані між тріщинами і висотної позначки її локалізації для умов родовища лабрадориту «Оптима» в Володарськ-Волинському районі Житомирської області (Рис. 4.7). Статистичний аналіз результатів виявив досить слабкий кореляційний зв'язок між цими величинами (коефіцієнт кореляції 0,38).

У роботі було досліджено також закономірності орієнтації субгоризонтальних тріщин для Головинського родовища лабрадориту. Дослідження виконувались за планом тріщинуватості. З плану визначались координати центрів субгоризонтальних тріщин, та кути їх падіння. Результати вимірювань наведені у Додатку В. За одержаними результатами була побудована карта векторів зростання азимутів простягання субгоризонтальних тріщин (Рис. 4.10). Результати виконаного аналізу орієнтації векторів зростання азимутів простягання субгоризонтальних тріщин свідчать про домінування південного напрямку.

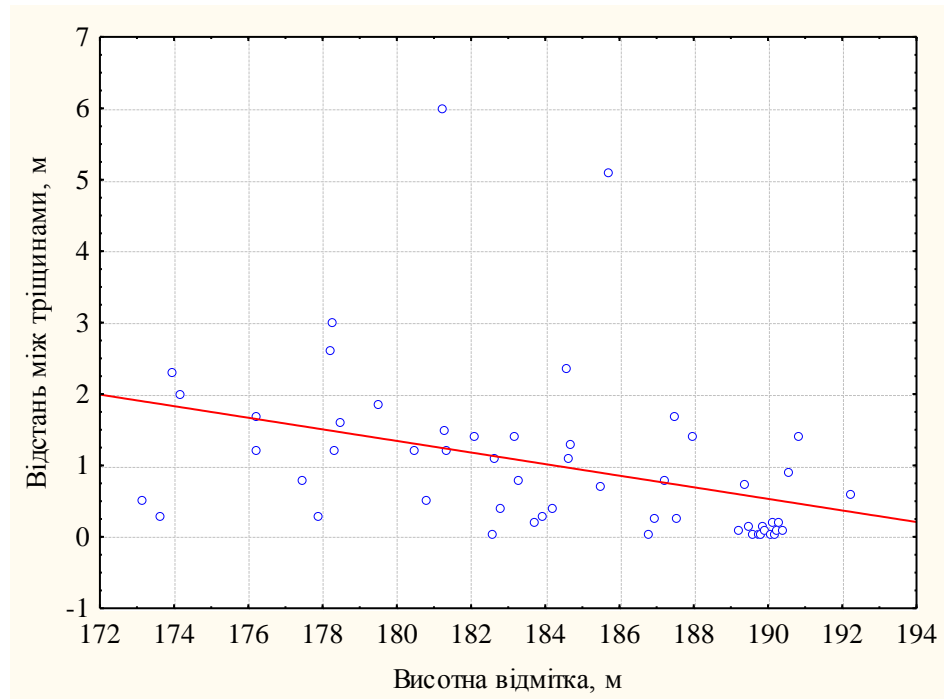


Рис.4.7. Зв'язок відстані між тріщинами і висотної позначки її локалізації для умов родовища лабрадориту «Оптіма» в Володарськ-Волинському районі Житомирської області

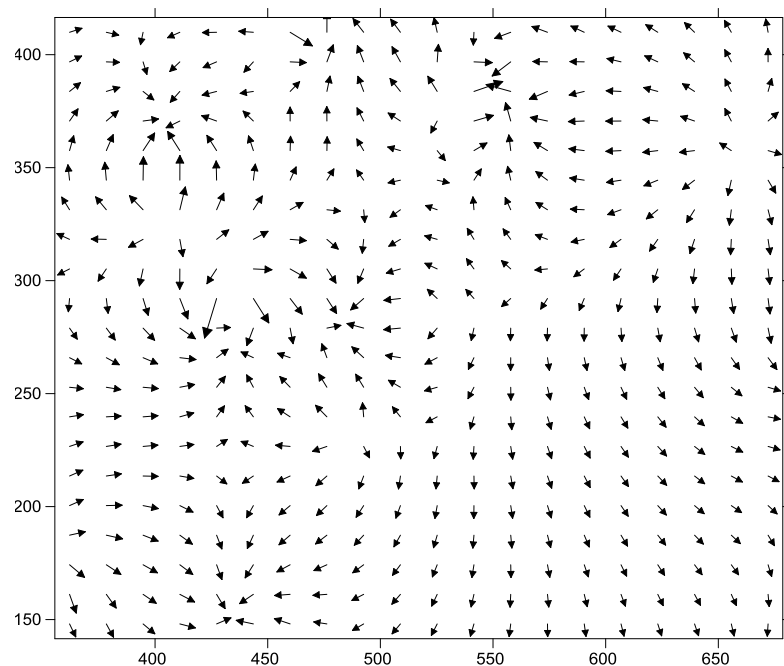


Рис. 4.8. Карта векторів зростання азимутів простягання субгоризонтальних тріщин Головинського родовища лабрадориту

У працях [24; 61; 62; 85] доведено, що частота горизонтальних та субгоризонтальних тріщин впливає на ефективність буріння.

Для оцінки впливу субгоризонтальних тріщин на ефективність буріння виконувалось дослідження за такою методикою: на ТЗОВ «Оптима» проводилась відеозйомка процесу буріння шпурів верстатом COMANDO 110 за допомогою цифрової неметричної камери Canon EOS 700 D, яка встановлювалась на штатив Slik Able 300 DX. Результати попереднього калібрування неметричної камери за допомогою методики [72] наведені на Рис. 4.9. Бурились шпури глибиною 6,0 м з кроком 0,3 м. З одного місця стояння бурового верстата виконувалось буріння 11 шпурів.

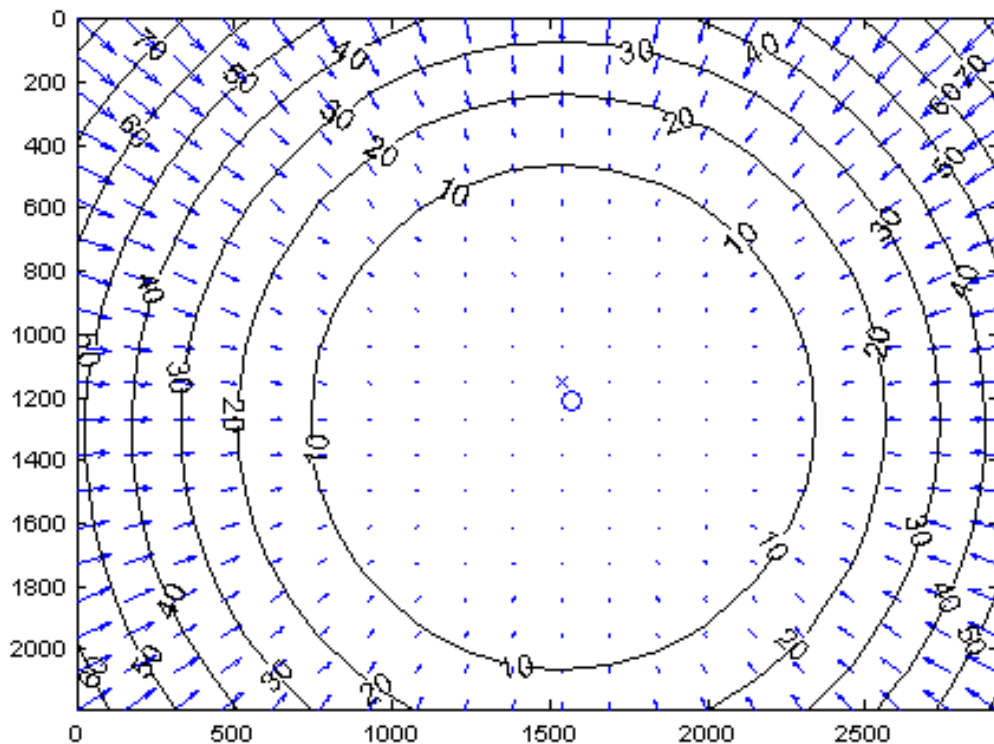


Рис. 4.9. Дисторсійна модель відкаліброваної камери Canon EOS 700 D

Для підвищення точності визначення швидкості буріння на буровій штанзі з конусним з'єднанням довжиною 3,2 м з закріпленою на ній буровою конусною коронкою діаметром 33 мм за допомогою білого коректора нанесені поділки через 1 м (Рис. 4.10). Нуль відповідає частині коронки, що най більш виступає. Буріння виконувалось для випадку, коли пластові тріщини не зустрічались, і для випадку зустрічі з двома та трьома тріщинами.



Рис.4.10. Хронометраж процесу буріння шпурів

Виконані вимірювання дозволили одержати для суцільного масиву таку аналітичну залежність для визначення тривалості робочого циклу:

$$T_{ц.б.т} = T_{вст.ц} + T_{заб} + T_{р.м.} + T_{3,0} + T_{під.3м} + T_{н.ш.} + T_{оп.3м} + T_{3-6м} + T_{під.6,0} + T_{перев.}, \quad (4.12)$$

де $T_{вст.ц}$ – час встановлення щогли у вертикальне положення, $T_{вст.ц} = 14,0$ с;

$T_{заб}$ – час забурювання на глибину 0,3м, $T_{заб} = 29,0$ с;

$T_{р.м.}$ – час встановлення резинової манжети для вловлювання пилу, $T_{р.м.} = 12,0$ с;

$T_{3,0}$ – час буріння на глибину 3 м, $T_{3,0} = 165,0$ с;

$T_{під.3м}$ – час підйому перфоратора з глибини 3 м, $T_{під.3м} = 5,0$ с;

$T_{н.ш.}$ – час нарощування штанги, $T_{н.ш.} = 16,0$ с;

$T_{оп.3м}$ – час опускання перфоратора на глибину 3 м, $T_{оп.3м} = 3,0$ м;

$T_{3-6м}$ – час буріння з глибини 3 м до глибини 6 м, $T_{3-6м} = 163,0$ с;

$T_{під.6,0}$ – час підйому перфоратора з глибини 6 м, $T_{під.6,0} = 10,0$ с;

$T_{перев.}$ – час встановлення верстата на новому місці буріння (загальний час переміщення верстата в межах одного моноліту з врахуванням часу встановлення верстату на домкратах 229 с, врахувавши, що на одну серію припадає 11 шпурів, можна визначити час буріння одного шпура), $T_{перев.} = 20,8$ с.

При бурінні шпурів в масиві аналітично було обґрунтовано, що критичний кут зустрічі бурового ставу з площиною тріщини становить при перетині однієї тріщини – приблизно 2° , двох та трьох тріщин приблизно становитиме $1^\circ 30'$. Аналіз кутів падіння тріщин, та їх співвідношення з площиною буріння тріщин дозволяє стверджувати, що середній кут зустрічі шпура з площиною пластової тріщини становитиме 3° . А отже очевидною є доцільність зменшення величини подачі до 10% від мінімальної при зустріччю з пластовими тріщинами. Враховуючи цей факт, час буріння одного шпура на задану глибину (в нашому випадку 6,0 м)без врахування часу на забурювання пропонується визначати з виразу:

$$T_H = \frac{H - h - l_3 \cdot n}{v_{б.ном.}} + \frac{n \cdot l_3}{v_{б.тр.}}, \quad (4.13)$$

де H – глибина буріння, м;

h – глибина забурювання, $h = 0,3$ м;

l_3 – довжина зони зменшення величини подачі при зустрічі з тріщиною, м;

n – кількість субгоризонтальних тріщин, які перетинає шпур, шт.;

$v_{б.ном.}$ – номінальна величина подачі, м/с;

$v_{б.тр.}$ – величина подачі при зустрічі з тріщиною, $v_{б.тр.} = (0,1 - 0,2) \cdot v_{б.ном.}$ м/с .

Одержана залежність (4.13) дозволяють записати вираз (4.12) для випадку зустрічі площини шпура з площинами тріщин у наступному вигляді:

$$T_{ц.тр.} = T_{вст.ц.} + T_{заб} + T_{р.м.} + T_n + T_{нід.3м} + T_{н.ш.} + T_{оп.3м} + T_{нід.6,0} + T_{перев.}, \quad (4.14)$$

Відповідно, збільшення часу буріння, яке зумовлюється наявністю тріщин можна визначити з виразу:

$$\Delta T = T_{ц.тр} - T_{ц.б.т.} \quad (4.15)$$

За запропонованою методикою визначалась тривалість буріння одного шпура для різної інтенсивності тріщинуватості. Результати співставлення тривалості циклу для суцільного масиву та масиву з 8 тріщинами наведені на Рис. 4.11.

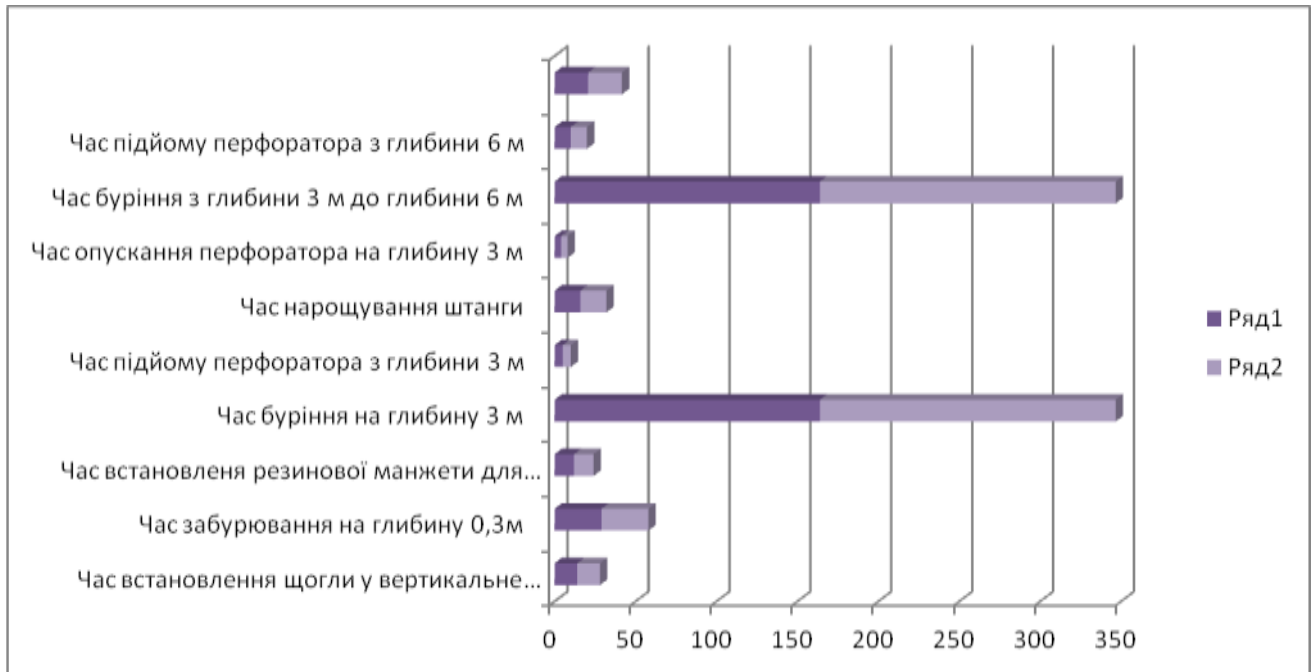


Рис. 4.11. Зіставлення тривалості циклу для суцільного масиву та масиву з 8 тріщинами

Зіставлення результатів вивчення тріщинуватості та ефективності процесу буріння для різних горизонтів дозволило визначити збільшення тривалості робочого циклу буріння шпурів для горизонтів 186 м, 180 м та 174 м у абсолютному та відсотковому значеннях (відповідно, Додаток Д, Рис. Д. 1, Рис. Д. 2 та Рис. Д. 3)

Зіставлення результатів прогнозування збільшення тривалості буріння для одного шпура дозволить оптимізувати календарне планування бурових робіт, і, як наслідок, підвищити ефективність календарного планування видобувних та розкривних (по скельному розкриву) робіт. Результати дослідження дозволяють погоризонтно розбити родовище на певні технологічні зони за ефективністю буріння.

4.4. Техніко-економічне обґрунтування ефективності управління буровими роботами на блочному кар'єрі

Для промисловості України рівень практичної цінності наукових досліджень встановлюється за економічним ефектом впроваджених результатів досліджень у виробництво. Економічний ефект досягається декількома шляхами: скороченням витрат на виробництво при заданій продуктивності; збільшенням продуктивності при заданих витратах або сукупність першого та другого рішень. Ефективність застосування бурової техніки на кар'єрі блочного каменю можливо забезпечити усіма перерахованими шляхами. Прямі витрати бурової техніки пов'язані з такими факторами: витратами робочого (бурового інструменту), витратами паливно-мастильних матеріалів або електроенергії, заробітної платні операторам бурового обладнання. Непрямі витрати пов'язані з втратами сировини при відокремленні монолітів від масиву, розділенні їх буроклиновим способом на товарні блоки та при операції пасирування.

Витрати бурового інструменту розраховуються за показниками його ресурсу, вартості та продуктивності бурової техніки на якому він працює:

$$\Delta_{inc} = Q_{\text{бт}} \cdot C_{inc} / t_{inc}, \quad (4.16)$$

де $Q_{\text{бт}}$ – технічна продуктивність буріння, м²/год;

C_i – вартість однієї одиниці бурової коронки, грн/м.п;

t_{inc} – ресурс інструмента, п.м.

Бурова установка споживає дизельне паливо при роботі та пересуванні. Витрати палива пов'язані з непродуктивною частиною роботи (пересування) становлять 1,5–4% та є пропорційними до змінної продуктивності. Питома вартість спожитих паливно-мастильних матеріалів однієї бурової установки:

$$\Delta_{пм} = Q_{\text{бт}} \cdot C_{\text{дт}} \cdot q_p, \quad (4.17)$$

де $C_{\text{дт}}$ – середня ціна дизельного палива, грн/л;

q_p – питома витрата палива при бурінні, л/год.

На більшості каменевидобувних підприємствах заробітна платня встановлюється залежно від обсягів видобутку. Отже, витрати на заробітну плату оператора бурової установки визначатимуться:

$$\Delta_{zn} = Q_{\text{от}} \cdot \sum C_{nz} \cdot k_i, \quad (4.18)$$

де C_{nz} – норма виробітку на одного працівника-оператора бурової установки, грн/м;

k_i – кількість працівників необхідної кваліфікації для роботи на буровій установці ($k_i=1$).

Повна сума питомих витрат при забезпеченні однієї години роботи бурової установки розраховується за виразом:

$$\Delta = Q_{\text{от}} \cdot (C_{\text{инс}}/t_{\text{инн}} + C_{\text{от}} \cdot q_p + \sum C_{nz} \cdot k_i). \quad (4.19)$$

Річний прибуток підприємства визначається обсягами реалізованої сировини. Питомий прибуток підприємства, в перерахунку на роботу однієї бурової установки в кар'єрі визначається за виразом:

$$Z = Q_{\text{от}} \cdot k_{\text{нб}} \cdot C_p, \quad (4.20)$$

де C_p – ринкова ціна товарних блоків, грн/м³;

$k_{\text{нб}}$ – коефіцієнт, що виражає відношення обсягів буріння в перерахунку до видобутку 1 м³ товарного блоку.

Таким чином економічна ефективність роботи бурової установки можна обчислити за допомогою залежності:

$$E = \frac{Z - \Delta}{\Delta} \cdot 100\% = \frac{k_{\text{нб}} \cdot C_p - \frac{C_{\text{инс}}}{r_{\text{инн}}} - C_{\text{от}} \cdot q_p - \sum C_{nz} \cdot k_i}{\frac{C_{\text{инс}}}{r_{\text{инн}}} + C_{\text{от}} \cdot q_p + \sum C_{nz} \cdot k_i} \cdot 100\%. \quad (4.21)$$

Результати дисертаційних досліджень були прийняті до впровадження на ТОВ «Поліський лабрадорит».

Економічний ефект розраховано за формулою:

$$E = [(C_1 + E \cdot K_1) - (C_2 + E \cdot K_2)] \cdot A_2 \quad (4.22)$$

де C_1, C_2 – собівартість видобування 1 м³ блоків лабрадориту в базовому та розрахунковому році, грн.;

E – нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень (0,15);

K_1, K_2 – питомі капітальні вкладення у виробничі фонди кар'єру відповідно у базовому та розрахунковому роках, грн. (в даному випадку $K_1=K_2$);

A_2 – загальна кількість видобутих блоків, м³.

За базу для розрахунку економічного ефекту прийняті отримані на ТОВ «Поліський лабрадорит» дані 2015 року при технології видобування блоків лабрадориту, що існує.

Економічний ефект на ТОВ «Поліський лабрадорит» забезпечується підвищенням виходу блоків за рахунок покращення якості бурових робіт при підготовці до виймання та зменшенням паливно-мастильних та витратних матеріалів. Очікується підвищення видобування блоків лабрадориту до 1040 м³ (1000 м³ в 2015 році) зниження собівартості видобування 1 м³ блоків на 72,11 грн.

Використавши економічні показники роботи цього підприємства отримаємо:

$$E=13416000-13341005,6=74994,4 \approx 75 \text{ тис. грн.} \quad (4.23)$$

Використання результатів дисертаційної роботи дозволяє підвищити раціональність використання сировини і досягнути зменшення питомої витрати інструменту, матеріалів, паливно-мастильних матеріалів при видобуванні блоків лабрадориту, а також зменшити собівартість готових товарних блоків.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТОВ «Поліський лабрадорит» від впровадження результатів дисертаційних досліджень становить 75 тис. грн. на рік.

Результати дисертаційної роботи впроваджені у навчальному процесі Житомирського державного технологічного університету при підготовці бакалаврів за напрямом 6.050301 «Гірництво» та спеціалістів зі спеціальності 7.05030101 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом розробки)» (Додаток Е) та на каменевидобувному підприємстві ТОВ «Поліський лабрадорит», що підтверджується відповідним актом (Додаток Ж) та розрахунками (Додаток З).

Висновки до розділу 4

1. Розроблені математичні і методичні основи обробки інформації і управління вихідними трьома режимно-технологічними параметрами процесу буріння дозволили розробити багатопараметричну інформаційну модель оптимального управління процесом буріння.

2. Збільшення відстані між шпурами обумовлює зниження взаємодії полів напружень сусідніх шпурів, а відтак і більшій нерівномірності поля напружень, що може викликати появу небажаних радіальних тріщин, що є небажаним при пасируванні.

3. Результати геопросторової мінливості частоти тріщин для горизонтів +186 м, +180м та +174 м свідчать про наявність чіткої тенденції до зменшення частоти тріщин зі збільшенням глибини горизонту (так максимальна частота тріщин для 186 горизонту становить 2,9, в той час як для 180 – 1,3, а 174 – лише 0,51). Також цікавим фактом є те, що для кожного горизонту характерні індивідуальна локалізація екстремумів частоти тріщин. Так максимальні значення частоти тріщин для 186 горизонту зосереджені в східній частині, для 180 горизонту в північній та відповідно південній частинах для 174 горизонту. Щодо мінімальних значень, то тут спостерігається збіг зони мінімальної частоти тріщин для 186 та 180 горизонтів – це південно-західна частина родовища, і розташована в діаметрально-протилежному напрямку зона мінімальних значень для 174 горизонту. Така геометрія екстремумів тріщинуватості беззаперечно зумовлена складним процесом взаємодії тектонічних процесів та ротаційною складовою руху Земної кори.

4. Аналіз результатів оцінки мінливості частоти тріщин свідчить про коливання частоти тріщин для горизонту +186 в межах від 0,4 до 2,9 шт/м, для горизонту +180 в межах від 0,55-1,3 шт/м, для горизонту + 174 в межах 0,32-0,51 шт/м.

5. Виконаний кореляційний аналіз залежності частоти тріщин від глибини показав, що для інтервалу в 1 м від 174 до 192 висотної відмітки кореляційний зв'язок слабкий, і характеризується коефіцієнтом кореляції 0,36.

6. Зіставлення результатів вивчення тріщинуватості для різних горизонтів на ТЗОВ «Оптима» та ефективності процесу буріння дозволило визначити збільшення тривалості робочого циклу буріння шпурів для горизонтів 186 м, 180 м та 174 м у абсолютному та відсотковому значеннях.

7. Зіставлення результатів прогнозування збільшення тривалості буріння для одного шпура дозволить оптимізувати календарне планування бурових робіт, і як наслідок підвищити ефективність календарного планування видобувних та розкривних (по скельному розкриву) робіт. Результати дослідження дозволяють погоризонтно розбити родовище на певні технологічні зони за ефективністю буріння та одержати очікуваний економічний ефект для ТОВ «Поліський лабрадорит» обсягом 75 тис. грн. на рік.

8. Основні результати цього розділу опубліковані в роботах [111; 31; 67; 86; 87; 91].

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій на підставі вперше встановлених закономірностей формування відхилень шпурів при бурінні породного масиву вирішені актуальне науково-практичні задачі розроблення способів управління ефективністю бурових робіт при видобуванні декоративного каменю.

Основні наукові і практичні результати роботи полягають у такому:

1. Обґрунтовано критерій для визначення максимально допустимих значень відхилення шпура в стрічці від вертикалі, який базується на умові виключення перетину його з сусідніми шпурами. Встановлено, що при заданих середніх значеннях висоти видобувного уступу 5–6 м, діаметрі шпура 42 мм та відстані між осями шпурів 0,2 м значення мінімальних кутів падіння субгоризонтальних тріщин, більше за які викривлення осі шпура буде критичним, становитиме: при перетині однієї тріщини – 2° , двох і трьох тріщин – $1^\circ 30'$.

2. Встановлені аналітичні залежності викривлення осі шпура при бурінні в блочних масивах з чітко вираженою горизонтальною та субгоризонтальною тріщинуватістю від параметрів залягання тріщин, що описується оберненою тригонометричною функцією та доведено, що zenітні відхилення шпура в площині відколу ($\varphi = 0^\circ$) не зменшують питому площину відколу та з точки зору силових параметрів процесу не здійснюють відчутного впливу на зменшення ефективності відколу каменю статичними методами.

3. Виконане дослідження впливу відхилення шпурів на ефективність алмазно-канатної технології підготовки блоків до виймання дозволило встановити, що неточність збійки найчастіше зумовлена неточністю встановлення бурового верстата, тріщинуватістю масиву і напруженнями в масиві та одержати аналітичні вирази для оцінки додаткових площ різання, які виникають внаслідок відхилень площиноутворювальних шпурів, та лінійну емпіричну залежність об'єму втрат сировини від об'єму блоків, яка зумовлена

похибками підготовчого буріння при алмазно-канатному способі відокремлення.

4. Обґрунтовано критерії та розроблено методику оцінки відхилення шпурів при суцільному оббурюванні масиву, що дозволило встановити й аналітично описати поліномами другого порядку залежності кутового відхилення шпурів та відхилення шпурів у напрямку, перпендикулярному площині відокремлення від довжини зони перекриття шпурів.

5. Результати аналізу геопросторової мінливості частоти тріщин свідчать про наявність чіткої тенденції до зменшення частоти тріщин зі збільшенням глибини горизонту, при цьому спостерігається індивідуальна локалізація екстремумів частоти тріщин для кожного горизонту, що викликано складними процесами взаємодії тектонічних процесів та ротаційною складовою руху Земної кори.

6. Зіставлення результатів прогнозування збільшення тривалості буріння для одного шпура дозволить оптимізувати календарне планування бурових робіт і, як наслідок, підвищити ефективність календарного планування видобувних та розкривних (по скельному розкриву) робіт. Результати досліджень дозволяють погоризонтно розбити родовище на певні технологічні зони за ефективністю буріння. Очікуваний економічний ефект для ТОВ «Поліський лабрадорит» склав 75 тис. грн. на рік.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Азгальдов Г. Г. Квалиметрия — наука об изменении качества продукции / Г. Г. Азгальдов, А. В. Гличев. // Стандарты и качество. — 1968. — № 1. — С. 34—40.
2. Акопян Р. В. Расчетно-аналитический метод определения потерь, связанных с трещиноватостью пород при механизированной добыче блоков облицовочного камня / Р. В. Акопян, М. С. Григорян. // Труды НИИКС. Ереван. — 1974. — №7. — С. 45—47.
3. Алабужев П. М. Влияние усилия подачи и угла поворота бура между ударами на скорость ударно-вращательного бурения шпуров / П. М. Алабужев, О. Д. Алимов. // Известия Томского политехнического института, — 1954. — №75. — С. 372—378.
4. Алимбеков Р. И. Построение инклинометрических комплексов с использованием инерциальных технологий / Р. И. Алимбеков, Н. П. Рогатых, В. Г. Терешин. // Вестник УГАТУ. — 2002. — №2. — С. 145—149.
5. Анощенко Н.Н. Отраслевая инструкция по определению трещиноватости и блочности и выбору технологии горных работ на разрабатываемых месторождениях облицовочного камня / Н.Н. Анощенко, Ю.Г. Карасев — М.: МГИ, 1989. — 14 с.
6. Бакка М. Т. Структурні особливості масивів габроїдних порід Коростенського Плутону / М. Т.Бакка, А. О. Криворучко // Збірник тез доповідей Міжнародної науково-технічної конференції “Геоінформатика, геодезія, маркшейдерія”/ ДонНТУ. — Донецьк, 2003. — С. 122—123.
7. Бакка М. Т. Обґрунтування маловідходних технологій за комплексного використання природного каменю / М. Т. Бакка, Г. В. Скиба, О. А. Ткачук // Матеріали науково-технічної конференції Криворізького технічного університету / М. Т. Бакка, Г. В. Скиба, О. А. Ткачук. — Кривий Ріг: Мінерал, 2004. — С. 35—39.
8. Бакка М. Т. Структури технологій відокремлення монолітів декоративного каменю від масиву з використанням невибухових руйнуючих

засобів (НРЗ) / М. Т. Бакка, С. В. Яворська. // Вісник ЖДТУ. — 2003. — №1. — С. 118—126.

9. Бакка Н. Т. Основные направления развития камнедобычи и камнеобработки Украины / Н. Т. Бакка. // Горный журнал. — 2004. — №1. — С. 35—37.

10. Бакка Н. Т. Облицовочный камень. Геолого-промышленная и технологическая оценка месторождений: Справочник. / Н. Т. Бакка, И. В. Ильченко. — М.: Недра, 1992. — 303 с.

11. Барон Л. И. Износ инструмента при резании горных пород / Л. И. Барон, Л. Б. Глатман. — М.: Недра, 1969. — 168 с.

12. Букринский В. А. Геометрия недр / В. А. Букринский. — М.: Недра, 1985. — 526 с.

13. Горобчишин О. В. Дослідження впливу видобутку блочного каменю на його підповерхневу структуру / О. В. Горобчишин, Н. В. Зуєвська, О. Є. Мацук. // Вісник ЖДТУ. Серія: Технічні науки. — 2014. — №4. — С. 103—107.

14. Гребенюк Т. В. Експериментальне дослідження впливу динамічних навантажень на процес тріщиноутворення при видобуванні кам'яних блоків / Т.В. Гребенюк, К.К. Ткачук // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. — 2013. — Вип. 2(12). — С. 34 — 40.

15. ДСТУ Б EN 1467:2007 “Будівельні матеріали. Камінь природний. Блоки необроблені. Вимоги”. — К.: Міністерство регіонального розвитку та будівництва України. Національний стандарт України, 2008. — 17 с.

16. Евстифеев М. И. Проблемы расчета и проектирования конструкций микромеханических гироскопов / М. И. Евстифеев. // Гироскопия и навигация. — 2004. — №1. — С. 27—39.

17. Жуков С. А. Напряженно- деформированное состояние массива горных пород карьеров блочного облицовочного камня / С. А. Жуков, С. В. Кальчук // Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды. — Алматы, 2014. — Т. 86. — С. 52—58.

18. Жуков С. А. Природный камень в зодчестве на территории Украины / С. А. Жуков, В. И. Ефименко, В. С. Жукова. — Кривой Рог : Минерал, 2001. — 256 с.
19. Жуков С. О. 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.
20. Жуков С. О. Математичне моделювання спрямованого руйнування природного каменю в субдинамічному режимі / С. О. Жуков, В. І. Кляцький, С. В. Кальчук // Вісник Криворізького національного університету. — 2014. — №36. — С. 40—44.
21. Жуков С. О. Обґрунтування параметрів використання гідродомкратів для перекидання блоків і монолітів у кар'єрі облицювального каменю / С. О. Жуков, С. В. Кальчук, Л. С. Неділько. // Вісник ЖДТУ. — 2010. — №4. — С. 108—111.
22. Жуков С. О. Теоретические основы динамики процесса откола камня шпуровыми методами в карьере / С. О. Жуков, С. В. Кальчук // Сборник научных трудов «Добыча, обработка и применение природного камня». — 2015. — №15. — С. 100—104.
23. Заміховський Л. М. Контроль тріщинуватості буримої гірської породи / Л. М. Заміховський, О. А. Шаповал. // Методи та прилади контролю якості. — 2012. — С. 146—152.
24. Зварыгин В. И. Буровые станки и бурение скважин. 2-е издание. Учебное пособие / В. И. Зварыгин. — М : Издательство «Проспект», 2015. — 265 с.
25. Зуєвська Н. В. Вплив технології видобування природного каменю на його міцнісні характеристики / Н. В. Зуєвська. // Збірник наукових праць ДонНТУ. — 2012. — №2. — С. 3—9.
26. Ивженко А. Н. Пути повышения эффективности бурения трещиноватых пород / А. Н. Ивженко. // Синтетические алмазы и их применение в практике геологоразведочного бурения. — 1991. — №1. — С. 40—44.

27. Информационные характеристики вибрационного микромеханического вибрационного микромеханического гироскопа / [Л. А. Северов, В. К. Пономарев, А. И. Панферов та ін.]. // Гироскопия и навигация. — 2002. — №1. — С. 76—82.
28. Іськов С.С. Геометризація якісних показників покладів гранітоїдних і габроїдних декоративних каменів: автореф. дис. на здобуття ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.01 «Маркшейдерія» / Іськов Сергій Станіславович . — Кривий Ріг, 2009. — 20 с.
29. Казика В. Ф. Исследования процесса бурения трещиноватых горных пород / В. Ф. Казика, В. Г. Гореликов, Ю. А. Бакаржиев. // Создание и внедрение породоразрушающего инструмента с синтетическими алмазами и сверхтвердыми материалами. — 1987. — №1. — С. 68—71.
30. Кальчук С. В. Обґрунтування параметрів пасерування блоків каменю в кар'єрі квазістатичними методами відколу / С. В. Кальчук, В. О. Шлапак, В. А. Стріха // Вісник НУВГП. — 2014. — № 2. — С. 127—133.
31. Кальчук С. В. Отвалообразование горных пород, используемых в строительстве / С. В. Кальчук, О. В. Палий, В. А. Шлапак // Матеріали V Міжнародної науково-технічної конференції «Енергетика. Екологія. Людина» (конференція молодих вчених – аспірантів і магістрантів). Секція «Перспективи розвитку гірничої справи та підземного будівництва». — К.: Підприємство УВОІ «Допомога УСІ», 2013. — С. 125—128.
32. Капутин Ю.Е. Компьютерные технологии и геостатистика / Ю.Е. Капутин. — СПб: Недра, 2002. — 324 с.
33. Карасёв К. А. Формирование критериев эффективности процессов бурения на основе теории размерности / К. А. Карасёв. // Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа – регионам» г. Екатеринбург, 8—9 апреля. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 1—10 апреля 2013 г.): Сборник докладов. — 2013. — С. 246—247.

34. Карасев Ю.Г. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня: учебное пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. — Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный институт, 1997. — 428 с.
35. Карасев Ю. Г. Формирование технологии горных работ по структурно-технологическим зонам на карьерах облицовочного камня высокой прочности : дис. докт. техн. наук : 05.15.02 / Карасев Ю. Г. — Санкт-Петербург, 1993. — 228 с.
36. Кисель Е. А. Некоторые терминологические аспекты классификации потерь декоративных гранитов при их добыче / Е. А. Кисель. // Добыча, обработка и применение природного камня. — 2005. — №5. — С. 106—111.
37. Кисель Е. А. Нормирование готовых к выемке запасов декоративного камня / Е. А. Кисель. // Добыча, обработка и применение природного камня. — 2005. — №5. — С. 95—98.
38. Кисель Е. А. Разработка классификации потерь облицовочного гранита при его переработке на продукцию / Е. А. Кисель. // Добыча, обработка и применение природного камня. — 2006. — №6. — С. 170—174.
39. Кісель О. О. Вивчення закономірностей утворення і формування втрат при видобуванні декоративного облицовального каменю методом суцільного буріння / О. О. Кісель, Р. В. Соболевський. // Вісник Житомирського державного технологічного університету. — 2006. — №38. — С. 183—188.
40. Кісель О. О. Дослідження шляхів мінімізації втрат при буровибуховому способі видобування блоків декоративного каменю / О. О. Кісель, Р. В. Соболевський, В. В. Коробійчук. // Вісник Житомирського державного технологічного університету. — 2006. — №39. — С. 301—308.
41. Кісель О. О. Дослідження закономірностей утворення і формування втрат природного каменю при його видобуванні / О. О. Кісель // Проблеми природокористування, сталого розвитку та техногенної безпеки регіонів. / Матеріали третьої міжнародної науково-практичної конференції. — Дніпропетровськ. — 2005. — С 123—124.

42. Кісель О. О. Проблеми раціонального використання мінерально-сировинних ресурсів України / О. О. Кісель // Збірка тез доповідей VIII Міжнародної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Екологія. Людина. Суспільство» (11—13 травня 2005 р., м. Київ). — 2005. — С. 86.
43. Кісель О. О. Розробка методичних основ оцінки та обліку втрат декоративного каменю при його видобуванні : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук : спец. 05.15.01 «Маркшейдерія» / Кісель О. О. — Донецьк, 2007. — 15 с.
44. Ковшов Г. Н. Инклинометры (основы теории и проектирования) / Г. Н. Ковшов, Р. И. Алимбеков, А. В. Жибер. — Уфа : Гилем, 1998. — 379 с.
45. Колганов В. Н. Инклинометры на базе прецизионных акселерометров и магнитометров / В. Н. Колганов, Д. В. Лебедев. // Гирскопия и навигация. — 1995. — №1. — С. 71.
46. Колесников А. А. Состояние и перспективы развития гирскопических измерительных и забойных систем для буровых скважин сложного профиля / А. А. Колесников, В. И. Решетников. // Гирскопия и навигация. — 1995. — №1. — С. 15—19.
47. Коробійчук В. В. Особенности горной экспертной кваліметрії / В. В. Коробійчук, Е. А. Зубченко. // Добыча, обработка и применение природного камня. — 2006. — №6. — С. 270—274.
48. Коробійчук В. В. Вплив бурових робіт на якість первинного моноліту при його відокремленні від масиву / В. В. Коробійчук, В. В. Котенко. // Вісник ЖІТІ. Серія: Технічні науки. — 2008. — №4. — С. 160—166.
49. Коробійчук В. В. Управління якістю блоків декоративного каменю за допомогою кваліметричних та інформаційно-комп'ютерних технологій : дис. канд. техн. наук : 05.15.03 / Коробійчук В. В. — НТУ"КПІ", 2008. — 188 с.
50. Косолапов А. И. Обоснование рациональной скорости движения фронта добычных работ при разработке месторождений облицовочного мрамора / А. И.

Косолапов. // Добыча, обработка, применение природного камня. — 2002. — №2. — С. 19—28.

51. Котенко В. В. Маркшейдерське забезпечення бурових робіт при бурінні зустрічних свердловин для заведення алмазного тросу при канатному пилянні масиву / В. В. Котенко. // Вісник ЖДТУ. Серія: Технічні науки. — 2008. — №45. — С. 165—169.

52. Котенко В. В. Порівняльний аналіз втрат каменю та продуктивності робіт при підготовці монолітів великого об'єму до виймання різними технологічними комплексами / В. В. Котенко, В. Г. Левицький. // Тези наукових доповідей ХХХ наукової конференції присвяченій 45-ій річниці Житомирського державного технологічного університету. — Житомир, 2005. — С. 72—74.

53. Котенко В. В. Розробка методики оцінки кількісних і якісних параметрів лабрадоритових покладів з метою їх геометризації : дис. канд. техн. наук : 05.15.03 / Котенко В. В. — Кривий Ріг, 2007. — 219 с.

54. Криворучко А. О. Визначення кількісних показників якісних параметрів родовищ габроїдних порід для їх геометризації : дис. канд. техн. наук : 05.15.01 / Криворучко А. О. — Кривий Ріг, 2005. — 181 с.

55. Латышев О. Г. Прогнозирование эффективности процессов бурения горных пород / О. Г. Латышев, О. О. Анохина. // Горный журнал. — 2002. — №4. — С. 69—73.

56. Латышев О. Г. Разрушение горных пород / О.Г. Латышев. — М: Теплотехник, 2007. — 672 с.

57. Ленченко В. В. Основы рационального управления режимными параметрами процесса бурения шпуров / В. В. 60. Ленченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), (11). — 2001. — [Електронний ресурс]. — Режим доступу до ресурсу : <http://cyberleninka.ru/article/n/osnovy-ratsionalnogo-upravleniya-rezhimnymi-parametrami-protssessa-bureniya-shpurov>.

58. Ломоносов Г. Г. Горная квалиметрия/Г. Г. Ломоносов. — М. : Издательство Московского государственного горного университета, 2000. — 201 с.
59. Методи підвищення якості гранітних блоків / К. Н.Ткачук, К. К. Ткачук, І. О. Фоменко, Т. В. Гребенюк. // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». — 2011. — №21. — С. 103—107.
60. Моторный Н. И. Совершенствование методов освоения месторождений габбро-лабрадоритов / Н. И. Моторный, С. Т. Агеев. // Строительные материалы. — 1991. — №3. — С. 5—7.
61. Музапаров М. Ж. Исследование закономерностей естественного искривления скважин при ударно-вращательном бурении. / М. Ж. Музапаров // Сборник материалов конференции «Технический прогресс в разведывательном бурении»й конференции «Направленное бурение геологоразв. скважин» / М. Ж. Музапаров. — Алма-Ата: КазИМС, 1989. — С. 81—102.
62. Музапаров М. Ж. Технология стабилизации и изменения зенитного угла в условиях естественного искривления скважин. / М. Ж. Музапаров // Сборник материалов конференции «Технический прогресс в разведывательном бурении»й конференции «Направленное бурение геологоразв. скважин» / М. Ж. Музапаров. — Чита, 1989. — С. 56—64.
63. Плотников П. К. Элементы теории работы одной разновидности бесплатформенных инерциальных систем ориентации / П. К. Плотников. // Гирокоспия и навигация. — 1999. — С. 23—35.
64. Ржевский В. В. Основы физики горных пород / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. — М: Кн. дом «ЛИБЕРКОМ», 2010. — 360 с.
65. Рац Н. В. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород / Н. В. Рац, С. Н. Чернышев. — М: Недра, 1970. — 164 с.
66. Синельников О. Б. Природный облицовочный камень. Часть I. Облицовочные камни / О. Б. Синельников. — М.: МГГУ, 2000. — 362 с.
67. Соболевский Р. В. Классификация месторождений лабрадорита Житомирской области на основе кластерного анализа / Р. В. Соболевский, С. С.

Иськов, В. А. Шлапак // Материалы Международной технической конференции «Теория и практика добычи, обработки и применения природного камня». — Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова», 2016. — С. 58—68.

68. 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.

69. Соболевський Р. В. Обґрунтування оптимальних технологічних параметрів видобування гранітних блоків на основі показників тріщинуватості / Р. В. Соболевський, В. Г. Левицький. // Восточно-европейский журнал передовых технологий. — 2014. — №3. — С. 48—52.

70. Соболевський Р. В. Обґрунтування раціональної методики визначення виходу негабариту після буровибухових робіт / Р. В. Соболевський, В. О. Шлапак, І. М. Муха // Тези Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів». — Житомир: ЖДТУ, 2015. — С. 109—113.

71. Соболевський Р. В. Оценка пространственной ориентации природной трещиноватости месторождений блочного камня на основе фотограмметрического нейросетевого анализа / Р. В. Соболевський. // Добыча, обработка и применение природного камня: Сборник научных трудов. — 2014. — №14. — С. 84—92.

72. Соболевський Р. В. Управление качеством блочного сырья на основе цифровой фотограмметрии и оптимизационного моделирования// Научно-техническое обеспечение горного производства / Р. В. Соболевський. // Труды Института горного дела им.Д.А.Кунаева. — 2014. — №1. — С. 259—266.

73. Соболевський Р. В. Управління якістю блоків декоративного каменю на основі наземної цифрової фотограмметрії / Р. В. Соболевський, В. Г. Левицький. // Науковий вісник НГУ. — 2014. — №6. — С. 58—66.

74. 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. — Кременчук, 2015. — № 5. — С. 106—111
75. СТУ Б В.2.7-59-97 «Блоки із природного каменю для виробництва облицювальних виробів. Технічні умови». — К. : Держстандарт України, 1997. — 27 с.
76. Сысоев Н. И. Выбор и обоснование параметров скоростного бурения шпуров. / Н. И. Сысоев, Ю. Ф. Литкевич, С. Г. Мирный. // Известия высших учебных заведений. — 1998. — №3. — С. 89—92.
77. Терешин В. Г. К вопросу выбора динамически настраиваемых и волоконно-оптических гироскопов для инклинометрической системы / В. Г. Терешин, Г. А. Иванова. // Вести УГАТУ. — 2012. — №1. — С. 62—69.
78. Ткачук К. К. Методика досліджень полів напружень навколо шпура при статико-динамічному методі видобування кам'яних блоків / К. К. Ткачук, Т. В. Гребенюк, С. В. Диняк. // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво»: Збірник наукових праць. — 2014. — №24. — С. 42—49.
79. Ткачук К. К. Про створення дифракційних режимів навантаження для відбійки кам'яних блоків / К. К. Ткачук, П. З. Луговий, Т. В. Гребенюк // Вісник НТУУ «КПІ». — Серія «Гірництво»: Зб. наук. праць. — 2012. — №22. — С. 52—59.
80. Ткачук К. К. Разработка эффективных методов добычи гранитных блоков : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня докт. техн. наук / Ткачук К. К. — Кривой Рог, 1995. — 32 с.
81. Толкач О.М. Варіограмний аналіз Кур'янівського родовища пірофілітових сланців / О.М. Толкач // Матеріали IV міжнародної науково-технічної конференції «Енергетика. Екологія. Людина». — Київ : НТУУ «КПІ», 2012. — 86 с.

82. Филатова И. В. Геометризация марочного состава углей Донбасса на основе комплексного учета их качественных показателей : дис. канд. техн. наук : 05.15.01 / Филатова И. В. — Донецьк, 2007. — 232 с.
83. Шаповал А. А. Особенности контроля и управления процессом бурения в трещиноватых горных породах / А. А. Шаповал, Т. И. Биншток, В. Ф. Закрытый. // Техника и технология геолого-разведывательных работ работ. — 1984. — №8. — С. 15—24.
84. Шаповал А. А. Повышение эффективности контроля технологического процесса разведочного бурения в трещиноватых горных породах : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук : спец. 05.15.14 / Шаповал А. А. — Ивано-Франковск, 1984. — 16 с.
85. Шаповал О. А. Визначення проходки за оберт при бурінні геологорозвідувальних свердловин / О. А. Шаповал // Нафта і газ України / О. А. Шаповал. — Івано-Франківськ: Факел, 2000. — С. 23—26.
86. Шлапак В. О. Габрові породи і перспективи їх використання як декоративно-облицювального каменю / В. О. Шлапак // Вісник ЖІТІ. Технічні науки. — Житомир: ЖІТІ, 2003. — Вип. 1 (24). — С. 174—177.
87. Шлапак В. О. Обґрунтування оптимальної моделі варіограм для відображення просторової мінливості якісних показників Велико-Гадоминецького родовища первинних каолінів / О. М. Ващук, Р. В. Соболевський, В. О. Шлапак // Матеріали VI Міжнародної науково-технічної конференції «Енергетика. Екологія. Людина» (конференція молодих вчених – аспірантів і магістрантів). Секція «Перспективи розвитку гірничої справи та підземного будівництва». – К.: Підприємство УВОІ «Допомога УСІ», 2014. — С. 99—106.
88. Шлапак В. О. Оптимізація технологічних параметрів процесу розпилювання високоміцного декоративного каменю алмазно-канатопильними верстатами/ В. О. Шлапак // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – Житомир: ЖДТУ, 2011. — № 2. — С. 177—183.

89. Шлапак В. О. Основні напрямки селективної розробки і комплексного використання сировини в кар'єрах по видобуванню гранітів на щебінь / В. О. Шлапак // Вісник Житомирського інженерно-технологічного інституту. – Житомир: ЖІТІ, 2001. — № 16. — С. 172—173.
90. Шлапак В. О. Основні напрямки селективної розробки і комплексного використання сировини в кар'єрах по видобуванню гранітів на щебінь (на прикладі Лезниківського кар'єру) / В. О. Шлапак // Збірка тез та доповідей учасників IV Міжнародної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Екологія. Людина. Суспільство», Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут». — К., 2001. — С. 184—185.
91. Шлапак В. О. Структурні характеристики габрових порід Коростенського плутона та їх вплив на раціональні напрямки видобування та обробки / В. О. Шлапак // Збірник тез, доповідей VI Міжнародної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Екологія. Людина. Суспільство». — К., 2003. — С. 54—58.
92. Шлапак В.О. Ресурсозберігаючі технології видобутку природного каменю шляхом селективної розробки і комплексного використання сировини в кар'єрах по видобуванню гранітів на щебінь (на прикладі Лезниківського кар'єру) / В. О. Шлапак // Матеріали Міжнародної науково-практичної конференції «Проблеми природокористування, сталого розвитку та техногенної безпеки». – Дніпропетровськ: Національна академія наук України «Інститут проблем природокористування та екології», 2001. — С. 219—221.
93. Шрейнер Л. А. Физические основы механики горных пород / Л. А. Шрейнер. — М-Л.: Гостоптехиздат, 1950. — 246 с.
94. Яцкевич В. А. Экспериментальные исследования системы автоматической настройки сверла на оптимальный режим. / В. А. Яцкевич. // Новочеркасский политехнический институт. — 1968. — №176. — С. 27—28.

95. A stochastic penetration rate model for rotary drilling in surface mines / O.Saeidi, S. Torabi, M. Ataei, J. Rostam. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2014. — №68. — P. 55—65.
96. Altindag R. Evaluation of drill cuttings in prediction of penetration rate by using coarseness index and mean particle size in percussive drilling / R. Altindag. // *Geotech. Geol. Eng.*. — 2004. — №22. — P. 417—425.
97. Chen J. Ground characterization using breaking-action-based zoning analysis of rotary-percussive instrumented drilling / J. Chen, Z. Q. Yue. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2015. — P. 33—43.
98. Chiang L. E. Modeling impact in down-the-hole rock drilling / L. E. Chiang, D. A. Elias. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2000. — №37. — P. 599—613.
99. Clark B. Principles of rock drilling / B. Clark. // *Colo School Mines*. — 1979. — №74. — P. 91—93.
100. Downhole High-Pressure Air Hammers for Open Pit Mining / [A. A. Repin, B. N. Smolyanisky, S. E. Alekseev та ил.]. // *Journal of Minig Science*. — 2014. — №50. — P. 929—937.
101. Franca L. F. Experimental and numerical study of a new resonance hammer drilling model with drift / L. F. Franca, H. I. Weber. // *Chaos, Solitons & Fractals*. — 2004. — №21. — P. 789—801.
102. How to determine the appropriate methods to identify the geometry of in situ rock blocks in dimension stones / R.Yarahmadi, R. Bagherpour, L. M. Sousa, S. G. Taherian. // *Environmental Earth Sciences*. — 2015. — №74. — C. 6779—6790.
103. Instrumented borehole drilling for subsurface investigation / W.Gui, K. Soga, M. Bolton, J. Hamelin. // *Geotech. Geoenviron Eng.* — 2002. — №128. — P. 283—291.
104. Luiz F.P. A bit-rock interaction model for rotary-percussive drilling / F. P. Luiz, F.P. Franca. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2011. — №48. — P. 827—835.

105. Misra A. K. Influence of stone quarries on groundwater quality and health in Fatehpur Sikri, India / Anil Kumar Misra. // *International Journal of Sustainable Built Environment*. — 2013. — №2. — P. 73—88.
106. MPU-6050 Datasheet (PDF) [Электронный ресурс] // List of Unclassified Manufacturers. — 2015. — Режим доступа до ресурсу: <http://www.alldatasheet.com/datasheetpdf/pdf/517744/ETC1/MPU-6050.html>.
107. Numerical Simulation of Impact on Pneumatic DTH Hammer Percussive Drilling / B.Changgen, Q. Yageo, C. Zhigiang, L. Baolin. // *Journal of Earth Science*. — 2009. — №20. — P. 868—878.
108. Ozcelik Y. The effect of the rock anisotropy on the efficiency of diamond wire cutting machines / Y. Ozcelik, E. Yilmazkaya. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2011. — №48. — P. 626—636.
109. Rabia H. Specific energy as a criterion for drill performance prediction / H. Rabia. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 1982. — №19. — P. 39—42.
110. Shadrina A. Exploration and determination of the principles of rotary-percussive underground slimhole drilling / A. Shadrina, L. Saruev. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2014. — №24. — P.245—249.
111. Sobolevskyi R. Quality control of drilling operations for efficiency upgrading of creation of separation plane by lineage drilling. / R. Sobolevskyi, V. Shlapak // *Metallurgical and mining industry*. — 2016. — № 2. — P. 167—173.
112. Sousa L. M. Influence of fracture system on the exploitation of building stones: the case of the Mondim de Basto granite (north Portugal). / L. M. Sousa, A. S. Oliveira, I. M. Alves. // *Environmental Earth Sciences*. — 2016. — №75. — C. 1—16.
113. Variation of vertical and horizontal drilling rates depending on some rock properties in the marble quarries / [S. Demirdag, N. Sengun, I. Ugur та ін.]. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. — 2014. — №24. — P. 269—273.

114. Yaşar E. R. An experimental investigation into the drilling and physico-mechanical properties of a rock-like brittle material / E. R. Yaşar, P. G. Ranjith, D. R. Viete. // *Petrol Sci Eng.* — 2011. — №76. — P. 185—193.

**МОДЕЛЮВАННЯ ВПЛИВУ КУТА ПАДІННЯ СУБГОРИЗОНТАЛЬНОЇ
ТРИЩИНИ НА КУТ ВИКРИВЛЕННЯ ОСІ ШПУРА**

Таблиця А.1.

№ з/п	Кут падіння субгоризонтальної тріщини	Кут відхилення осі шпура від вертикалі, град		
		1 пластова тріщина	2 пластові тріщини	3 пластові тріщини
1	0°30'	0°21'50"	0°29'24"	0°32'24"
2	1°	0°43'41"	0°58'48"	1°4'48"
3	1°30'	1°5'31"	1°28'12"	1°37'12"
4	2°	1°27'22"	1°57'36"	2°9'36"
5	2°30'	1°49'8"	2°27'36"	2°42'36"
7	3°	2°10'59"	2°57'	3°15'
8	3°30'	2°32'49"	3°26'24"	3°47'24"
9	4°	2°54'36"	3°55'48"	4°19'48"
10	4°30'	3°16'26"	4°25'12"	4°51'36"
11	5°	3°38'13"	4°54'	5°24'

Додаток Б

Залежність відстані між тріщинами від висотної позначки

Таблиця Д.1.

Висотна позначка, м	Частота тріщин, шт/м
173,13	0,5
173,63	0,3
173,93	2,3
174,17	2
176,18	1,7
176,23	1,2
177,43	0,8
177,88	0,3
178,18	2,6
178,23	3
178,3	1,2
178,47	1,6
179,5	1,85
180,47	1,2
180,78	0,5
181,23	6
181,28	1,5
181,35	1,2
182,07	1,4
182,55	0,05
182,6	1,1
182,78	0,4
183,18	1,4
183,27	0,8
183,7	0,2
183,9	0,3

Продовження Таблиці Д.1.

Висотна позначка, м	Частота тріщин, шт/м
184,2	0,4
184,58	2,35
184,6	1,1
184,67	1,3
185,47	0,7
185,7	5,1
186,77	0,05
186,93	0,25
187,18	0,8
187,47	1,7
187,52	0,25
187,98	1,4
189,22	0,1
189,38	0,75
189,47	0,15
189,57	0,05
189,72	0,05
189,77	0,05
189,82	0,05
189,87	0,15
189,92	0,1
190,07	0,05
190,13	0,2
190,17	0,05
190,22	0,1
190,27	0,2
190,37	0,1
190,57	0,9
190,8	1,4
192,2	0,6

Додаток В

Параметри горизонтальних та субгоризонтальних тріщин

Таблиця В.1.

Координати тріщин		Висотна позначка початку тріщини, м	Відстань між тріщинами	Висотна позначка кінця тріщини, м	Кут падіння, град
X	Y				
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
5611998,93	3620260,2	195,5	2,7	192,8	90
5611998,93	3620260,2	195,5	3,3	192,2	90
5611998,93	3620260,2	195,5	4,7	190,8	90
5611942,61	3620349,53	194,87	3,3	191,57	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,2	190,67	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,3	190,57	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,5	190,37	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,6	190,27	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,65	190,22	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,7	190,17	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,8	190,07	90
5611942,61	3620349,53	194,87	4,95	189,92	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5	189,87	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,05	189,82	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,1	189,77	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,15	189,72	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,3	189,57	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,4	189,47	90
5611942,61	3620349,53	194,87	5,65	189,22	45
5611942,61	3620349,53	194,87	7,35	187,52	90
5611942,61	3620349,53	194,87	7,4	187,47	90
5611942,61	3620349,53	194,87	8,1	186,77	75

Продовження таблиці В.1.

<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
5611868,63	3620333,72	194,18	3,85	190,33	90
5611868,63	3620333,72	194,18	4,05	190,13	45
5611868,63	3620333,72	194,18	4,8	189,38	85
5611868,63	3620333,72	194,18	6,2	187,98	90
5611868,63	3620333,72	194,18	7	187,18	90
5611868,63	3620333,72	194,18	7,25	186,93	90
5611899,24	3620224,11	193,23	6	187,23	85
5611899,24	3620224,11	193,23	12	181,23	80

Зіставлення результатів вивчення тріщинуватості та ефективності процесу буріння для різних горизонтів

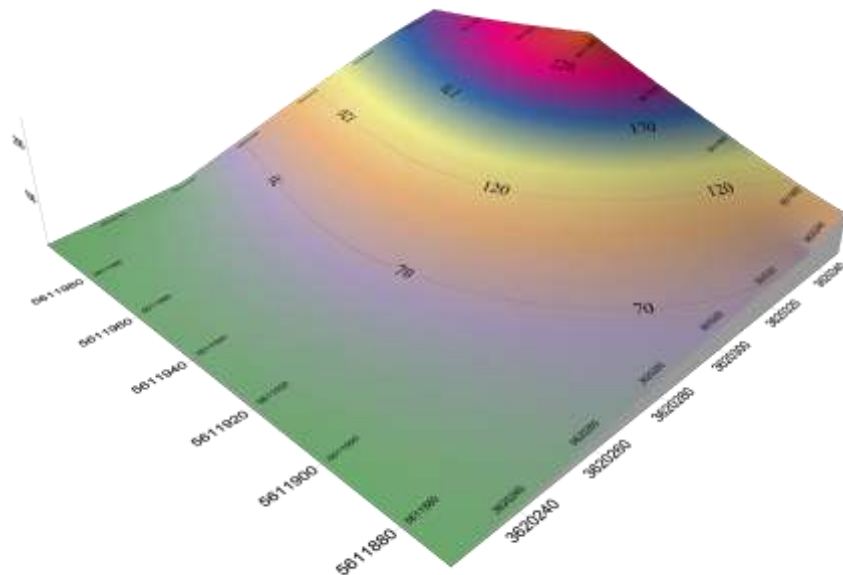
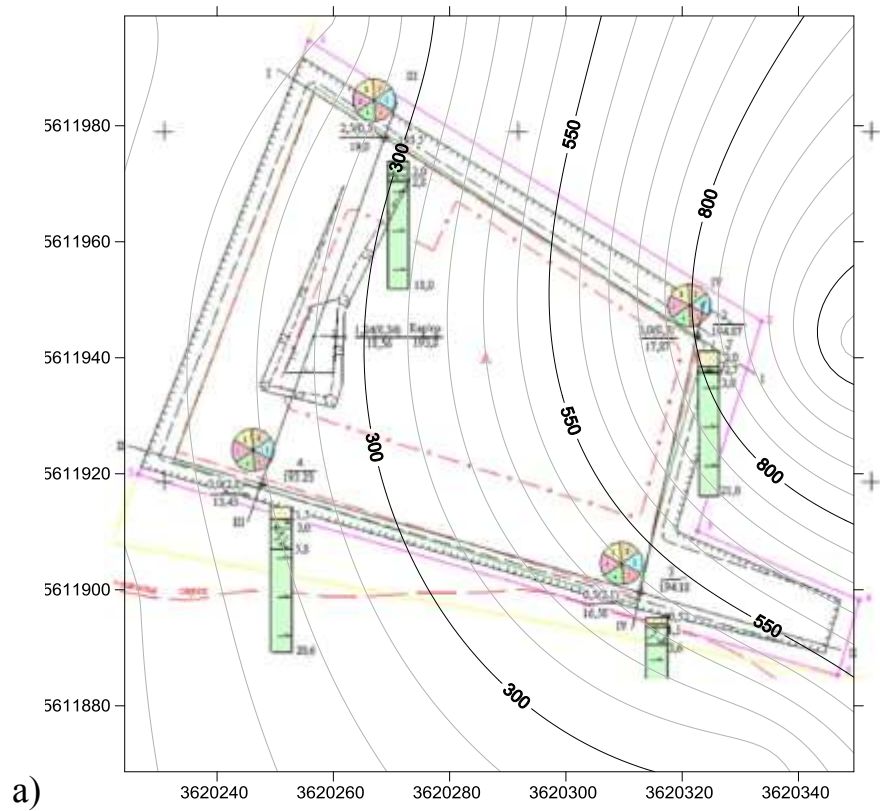


Рис. Д.1. Збільшення часу на буріння одного шпура в умовах ТзОВ «Оптима» для 186 видобувного горизонту: а– накладання ізоліній часу буріння на план гірничих виробок; б – тривимірна модель просторового розподілу часу буріння

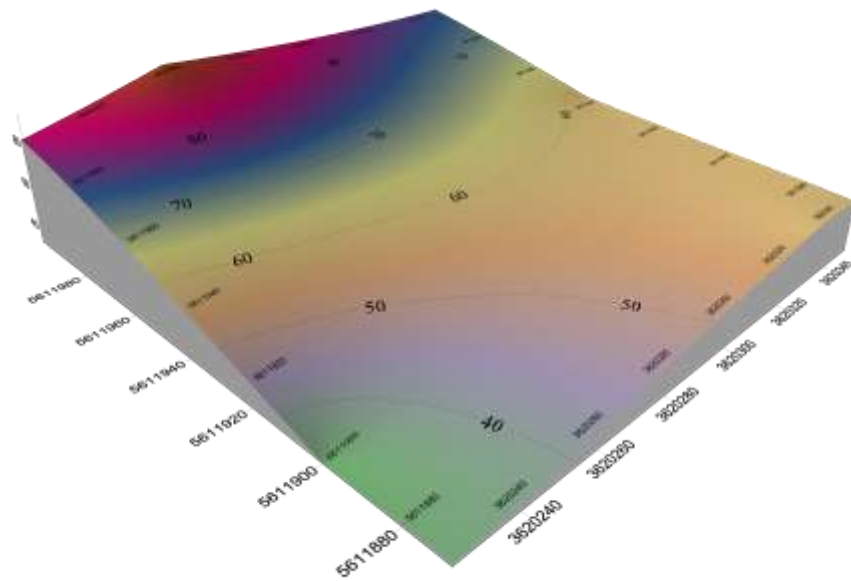
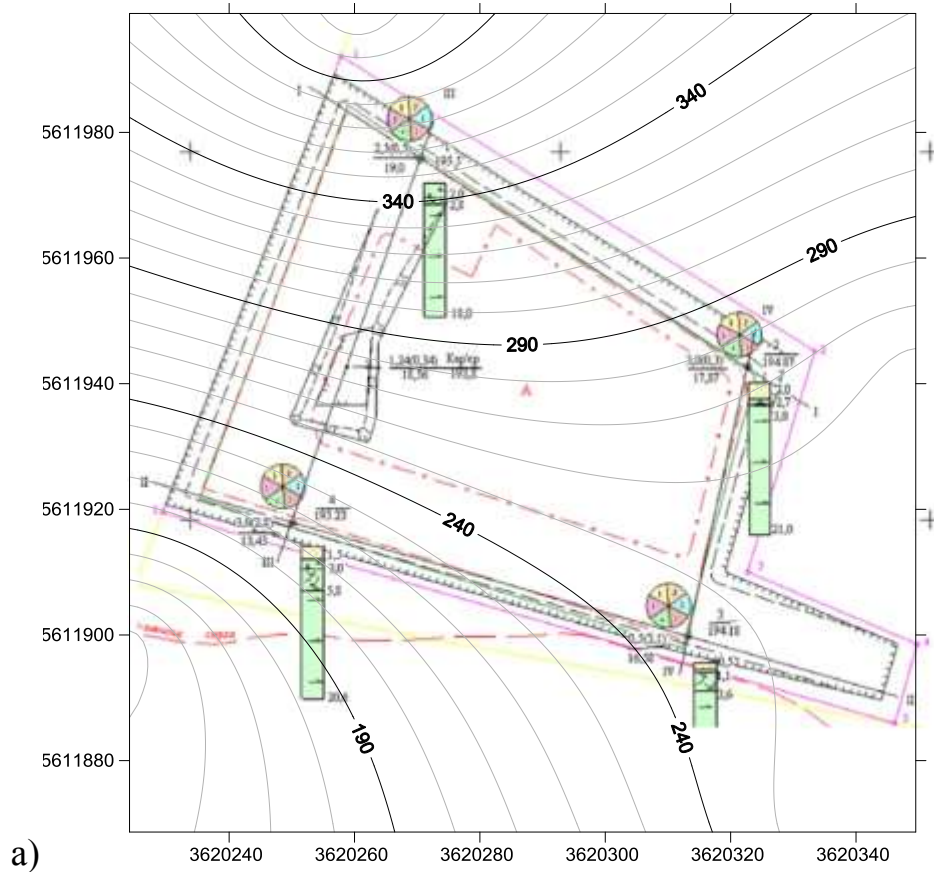


Рис. Д. 2. Збільшення часу на буріння одного шпура в умовах ТзОВ «Оптима» для 180 видобувного горизонту: а – накладання ізоліній часу буріння на план гірничих виробок; б – тривимірна модель просторового розподілу часу буріння

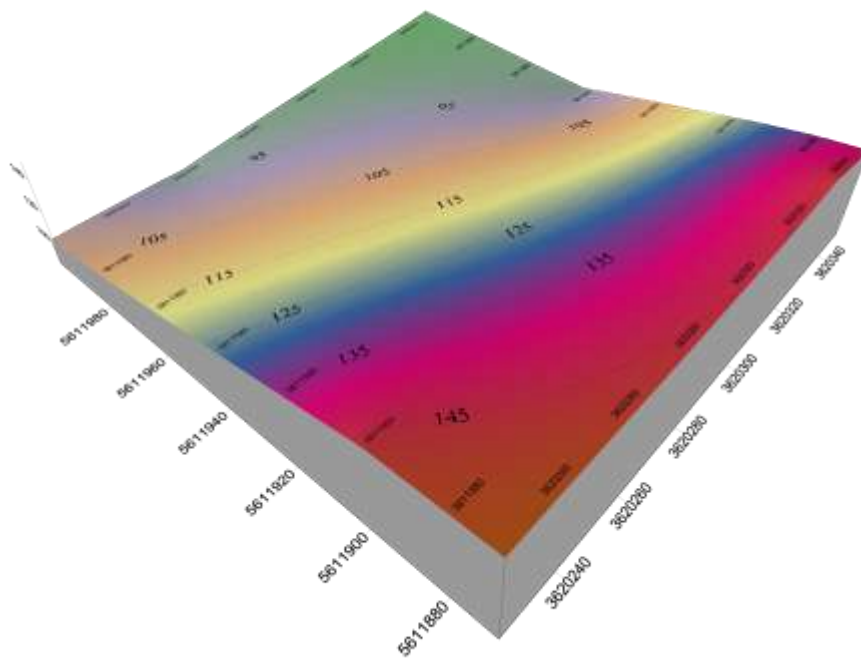
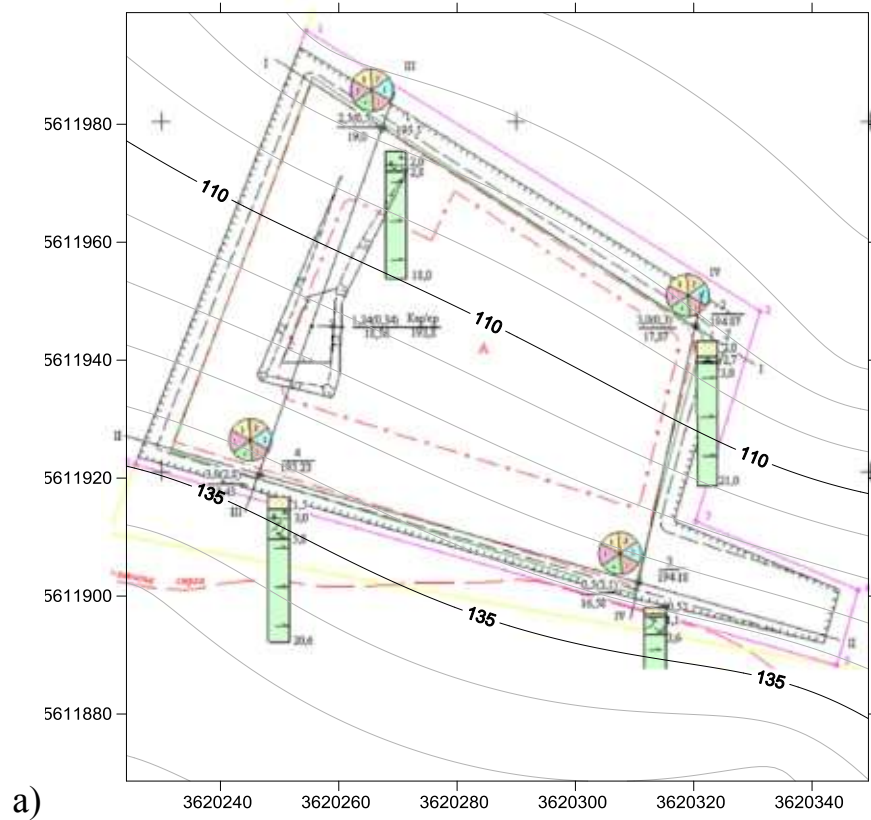


Рис. Д. 3. Збільшення часу на буріння одного шпура в умовах ТзОВ «Оптіма» для 174 видобувного горизонту: а – накладання ізоліній часу буріння на план гірничих виробок; б – трьохвимірна модель просторового розподілу часу буріння

Додаток Е

**Довідка про практичне використання у навчальному процесі
Житомирського державного технологічного університету результатів
дисертаційної роботи**

«Затверджую»:



Перший проректор Житомирського
технологічного

д.е.н., проф. Олійник О.В.

22 квітня 2016р.

ДОВІДКА

про практичне використання в навчальному процесі результатів кандидатської дисертаційної роботи Шлапака Володимира Олександровича «Управління ефективністю бурових робіт при видобуванні декоративного каменю»

Результати дисертаційної роботи впроваджені у навчальному процесі Житомирського державного технологічного університету при підготовці бакалаврів за напрямом 6.050301 «Гірництво» при вивченні предмету «Технологія розробки стінового каменю та блоків» та спеціалістів зі спеціальності 7.050301 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом розробки)» під час проходження переддипломної практики на гірничо-видобувних підприємствах у технологічних процесах яких використовується буріння шпурів при підготовці породи до виймання.

Завідувач кафедри геотехнологій
ім.проф.М.Т.Бакка Житомирського
державного технологічного
університету, д.г.м.н.

Підвисоцький В.Т.

Додаток Ж

**Довідка про використання результатів дисертаційних досліджень на
ТОВ «Поліський лабрадорит»**

«ЗАТВЕРДЖУЮ»

Генеральний директор ТОВ «Поліський лабрадорит»

Єрмаков А.П.

2016 року



ДОВІДКА

про використання результатів дисертаційних досліджень Шлапака В.О.
«Управління ефективністю бурових робіт при видобуванні декоративного
каменю»

ТОВ «Поліський лабрадорит» підтверджує прийняття до впровадження результатів дисертаційних досліджень Шлапака В.О. на тему «Управління ефективністю бурових робіт при видобуванні декоративного каменю» в процесі підготовки блоків каменю до виймання.

Використання результатів дисертаційної роботи дозволяє підвищити раціональність використання сировини і досягнути зменшення питомої витрати інструменту, матеріалів, паливно-мастильних матеріалів при видобуванні блоків лабрадориту, а також зменшити собівартість готових товарних блоків.

Очікуваний розрахунковий економічний ефект на ТОВ «Поліський лабрадорит» від впровадження результатів дисертаційних досліджень Шлапака В.О. становить 75 тис. грн. на рік.

Головний інженер

Шешко С.М.

Додаток 3

**Розрахунок економічного ефекту від використання результатів
дисертаційних досліджень на ТОВ «Поліський лабрадорит»**

«ЗАТВЕРДЖУЮ»

Генеральний директор ТОВ «Поліський лабрадорит»

Єрмаков А.П.



РОЗРАХУНОК

Очікуваного економічного ефекту від використання в 2016 році на ТОВ «Поліський лабрадорит» результатів дисертаційних досліджень Шлапака В.О. «Управління ефективністю бурових робіт при видобуванні декоративного каменю» представленої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук.

За базу для розрахунку економічного ефекту прийняті отримані на ТОВ «Поліський лабрадорит» дані 2015 року при існуючій технології видобування блоків лабрадориту.

Очікуваний економічний ефект на ТОВ «Поліський лабрадорит» за рахунок зменшення витрат сировини та паливно-мастильних матеріалів при бурових роботах з підготовки блоків до виймання забезпечить зменшення собівартості видобування блоків лабрадориту. Очікується підвищення видобування блоків лабрадориту до 1040 м³ (1000 м³ в 2015 році) зниження собівартості видобування 1 м³ блоків на 72,11 грн.

Економічний ефект розраховано за формулою:

$$E = [(C_1 + E \cdot K_1) - (C_2 + E \cdot K_2)] \cdot A_2$$

де C_1, C_2 – собівартість видобування 1 м³ блоків лабрадориту в базовому та розрахунковому році, грн.;

E – нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень (0,15);

K_1, K_2 – питомі капітальні вкладення у виробничі фонди кар'єру відповідно у базовому та розрахунковому роках, грн. (в даному випадку $K_1=K_2$);

A_2 – загальна кількість видобутих блоків, м³.

Головний інженер



Шешко С.М.