

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**



# **КЕРУВАННЯ РИЗИКАМИ В ГІРНИЧОДОБУВНІЙ ДІЯЛЬНОСТІ**

**Монографія**

**Дніпропетровськ  
НГУ  
2015**

УДК 622.8:331.461

ББК 33н

К 36

Рекомендовано до видання вченою радою Державного вищого навчального закладу  
«Національний гірничий університет» (протокол № 6 від 1 липня 2014 р.).

**Рецензенти:**

**Юзеф Дубіньскі** – д-р техн. наук, проф., генеральний директор (Головний інститут гірництва, Польща);

**В.І. Голінько** – д-р техн. наук, проф., завідувач кафедри аерології та охорони праці (Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет»).

**Керування ризиками в гірничодобувній діяльності** : монографія / Г.Г. Півняк, К36 М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 288 с.

ISBN 978-966-350-534-3

Природно-технічні геосистеми в гірництві володіють динамізмом і високим ступенем невизначеності, тому чинник ризику – невід’ємний атрибут освоєння підземного гірничодобувного простору. Надано оцінку можливості виникнення ризиків при освоєнні підземного простору в період будівництва, реконструкції або експлуатації гірничого виробництва, розроблено класифікацію ризиків, наведено загрозу ризиків при газодинамічних явищах у вугільних шахтах, при водоприпливах у підземні гірничі виробки, при пилоутворенні та запиленості атмосфери гірничих виробок, при самозайманні вугілля в шахтах та ін., розроблено стратегію керування ризиками, спрямовану зрештою на досягнення екологічної, технологічної й експлуатаційної безпеки при освоєнні підземного простору з максимальним економічним ефектом.

Призначено для широкого кола інженерно-технічних працівників, зайнятих у вугільній промисловості, гірничо-хімічній галузі та працюючих у проектних і науково-дослідних організаціях. Може бути корисною викладачам, аспірантам, магістрам і студентам.

УДК 622.8:331.461

ББК 33н

© Г.Г. Півняк, М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський,  
В.С. Фальштинський, 2015

© Державний вищий навчальний заклад  
«Національний гірничий університет», 2015

ISBN 978-966-350-534-3

## Вступ

Зволікання з вирішенням проблем забезпечення економіки власними енергетичними ресурсами на сьогодні загрожує національній безпеці та незалежності України. Для цього необхідно широко розвивати добувні галузі. Різні види діяльності людини у гірничій справі у рамках конкретної природно-технічної геосистеми (ПТГС) несуть в собі ті або інші ризики, які за певних умов виявляються і можуть мати негативні наслідки для усієї системи у цілому та її структурних складових.

Знання про ризики потрібні сьогодні усім: гірничим інженерам, проектувальникам, рятувальникам, екологам, бізнесменам. Вироблення концептуальних уявлень про ризики, велика потреба в аналізі, діагностиці, прогнозуванні та плануванні ризику в процесі розробки родовищ корисних копалини визначили появу нового напрямку в системній геотехнології видобування природних горючих копалин.

При розробці вугільних родовищ ризик об'єднується з необхідністю прийняття рішень щодо забезпечення експлуатаційної технологічної й екологічної безпеки в зоні гірничодобувних робіт. Для цього необхідна специфічна система управління, яка полягає в розумінні суті ризику, розробці та реалізації стратегії відношення до нього при видобуванні корисних копалин [1].

Ризик є присутнім постійно в господарській діяльності людини, однак вивчений він недостатньо. Багато в чому це пов'язано з тим, що ризик як категорія практично не розглядався як об'єкт теоретичних досліджень, а відносився лише до практики.

Зазвичай ризик асоціюють з несприятливими екологічними наслідками господарської діяльності, що призводять до втрат ресурсів і прибутку. Як правило, не беруться до уваги інші види ризику, які, безумовно, пов'язані з економічними аспектами, але мають і свої специфічні риси й особливості прояву.

Умови, при яких реалізуються потенційні ризики, називають причинами [2]. Причини характеризують сукупність обставин, завдяки яким ризики виявляються і викликають ті або інші небажані наслідки, збитки. Форми збитку досить різноманітні – це і травми різного ступеня важкості, і відмови конструкцій підземних споруд, і шкода довкіллю, і тому подібні події.

Ризик, його причини і наслідки є одними з основних характеристик таких небажаних подій, як наприклад, надзвичайна ситуація, аварії, нещасний випадок, пожежа тощо. Як правило, процеси, які переводять потенційні ризики на реальну шкоду, містять у собі декілька причин, тобто є багатопричинними. Один і той же ризик може реалізовуватися в небажану подію за допомогою різних причин, які не пов'язані між собою.

За допомогою вивчення джерел і чинників ризиків різного виду і різного рівня можна запобігти ризику, мінімізувати його або піти з ризикової зони.

Підземна експлуатація гірничих підприємств внаслідок своєї специфіки характеризується розвитком численних форм ризику та їх особливим характером протікання. При цьому освоєння підземного простору на сучасному етапі усе більшою мірою стикається з проблемами забезпечення технологічної й експлуатаційної безпеки, захисту людини і довкілля.

При розробці родовищ корисних копалин використовується концепція “прийнятного ризику”, що дозволяє застосовувати принцип передбачення і прогнозування можливої ризикової події.

Під “прийнятним ризиком” розуміють ризик, що володіє нижнім і верхнім бажаними рівнями безпеки з урахуванням соціально-економічних, екологічних і технологічних чинників, визначуваних компромісом між реальним рівнем ризику і можливостями його досягнення, між рівнем безпеки та можливостями його досягнення.

Оцінка наслідків відмови підземних споруд становить складне завдання зважаючи на їх значну різноманітність, складність математичного опису, а також відсутність необхідних початкових даних і пов'язані з відсутністю початкових даних.

Природні та технологічні катастрофи при освоєнні підземного простору, як правило, відбуваються з різноманітними наслідками. При цьому потрібно залучення єдиної міри оцінки наслідків (наприклад, вартісної) або відповідних вагових категорій, які зводять різні наслідки до єдиного базису.

Незважаючи на відносний характер таких оцінок, дослідження за оцінкою ризику потрібні передусім для того, щоб мати можливість порівняти ризик від нових технічних рішень з ризиком від природних катастроф (чи екологічним ризиком).

В умовах сучасного підходу, що склався, до освоєння підземного простору проблема техногенної небезпеки й еколого-техногенних ризиків набуває особливого значення для гірничодобувної промисловості. При цьому повинен оцінюватися ризик не лише для нормальних умов експлуатації підземних споруд, але і для випадків аварій з руйнуванням несучих конструкцій, винесенням забруднювальних речовин у довкілля.

Кількісні методи аналізу ризику створюють базу для ефективного застосування відповідних методів і прийомів керування ризиками при експлуатації підприємств.

Таким чином, забезпечення безпеки повинні здійснюватися з урахуванням науково-обґрунтованої стратегії керування ризиками, яка може бути охарактеризована як уміння керування ризиками в невизначеній ситуації, ґрунтоване на прогнозуванні ризику і прийомів його мінімізації. Мінімізація ризику можлива тільки за наявності можливості його ідентифікації і методом

зниження одиничних (окремих) ризиків, що є компонентами комплексного показника ризику.

### Список літератури

1. Алымов В.Т. Аналіз техногенного ризику/ В.Т. Алымов, В.П. Крапчатов, Н.П. Тарасов.– М.: Центр “Інтеграція”, 1999. – 161 с.
2. Буянов В.П. Рискология (управления рисками): учебн. пособие для вузов/ В.П. Буянов, К.А. Кирсанов, Л.М. Михайлова. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Изд-во “Экзамен”, 2003. – 384 с.

# 1. РИЗИКИ В ПРИРОДНО-ТЕХНІЧНІЙ ГЕОСИСТЕМІ

## 1.1. Поняття терміну «ризик»

Різні види діяльності людини в гірництві у рамках конкретної природно-технічної геосистеми (ПТГС) несуть в собі ті чи інші ризики, які за певних умов проявляються і можуть мати негативні наслідки для всієї системи у цілому чи її структурних складових.

Як показує практика, в основу концепції безпеки часто закладають принцип «нульового ризику», однак численні аварії та катастрофи останніх десятиріч на вугільних шахтах показують, що така концепція неадекватна законам розвитку природно-технічної геосистеми «шахта – геологічне середовище». Такі закони носять імовірний характер, і можливість аварій і катастроф завжди існує. Виходячи з того, стосовно гірничодобувного підприємства використовується концепція «прийнятного ризику», що дозволяє застосовувати принцип передбачення і прогнозування можливої ризикової події.

При цьому під прийнятим ризиком розуміють ризик, що посідає між нижніми і верхніми бажаними рівнями безпеки з урахуванням соціально-економічних, технологічних і екологічних чинників, і передбачуваний можливий компроміс між реальним рівнем ризику і можливостями його досягнення, компроміс між рівнем безпеки та можливостями його досягнення.

Забезпечення безпеки в процесі розробки родовищ корисних копалин повинно виконуватись з урахуванням науково-обґрунтованої стратегії керування ризиками, яка може бути охарактеризована як уміння керування ризиком у невизначеній ситуації, що базується на прогнозуванні ризику і заходів його мінімізації.

Під природно-технічною геосистемою розуміється сукупність взаємодіючих природних і техногенних підсистем.

Гірничодобувне підприємство розглядається як один із складових елементів складної природно-технічної геосистеми, другим елементом якої є прилеглий породний масив, який оточує шахту. На взаємодію шахтного виробництва і породного масиву суттєвий вплив має технологія гірничих робіт, яка є третім елементом системи. Причому технологія з багатьох чинників визначає характер взаємодії шахтного виробництва й оточуючого його породного масиву на період усього життєвого циклу гірничого виробництва. У вищенаведеній системі під оточуючим гірничим підприємством породним масивом розуміють частину товщі гірських порід, яка безпосередньо впливає на вибір технології гірничих робіт і стійкість гірничого підприємства. Четвертим елементом ПТГС, що має певний екологічний аспект, є оточуюче середовище, яке відображає тектоніко-геологічні, гідрогеологічні та біологічні особливості взаємодії. Ця геосистема має динамічний характер, яка постійно змінює свої властивості та стан її елементів через взаємодію «масиву – підземної споруди – технології – навколишнього середовища» (рис. 1.1).

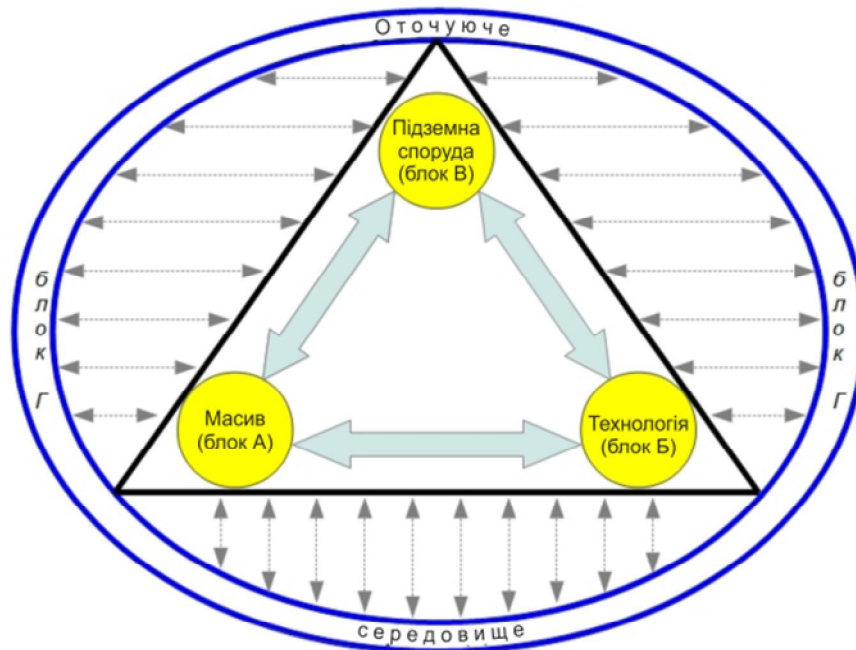


Рис. 1.1. Схема взаємодії природно-технічної геосистеми «масив – підземна споруда – технологія – навколишнє середовище»

Блок А ( гірський масив порід) формує вихідну інформацію про гірський масив, на основі якої можна визначити вимоги до технології гірничих робіт. Блок Б дає опис варіантів технологічних рішень, які можуть бути застосовані для задоволення вимог блоків А і Б. Відповідно блок В описує функціональне призначення підземної гірничої споруди і формує вимоги до характеристик гірського масиву. Тому процес розвитку гірничого виробництва та гірничої науки являє собою тенденцію логістичного розвитку на базі проявів законів і закономірностей. Зміст цього процесу містить у собі заміну старої технології, що віджила, і затвердження нової, накопичення позитивного досвіду і критичну його проробку стосовно умов розробки родовища корисних копалин, що змінилися. На основі закону заперечення гірничої науки розглядає кожний процес, операцію та технології видобування корисних копалин як елемент в загальному ланцюгу поступального розвитку гірничої справи, і згідно з цим визначає шляхи його перебудови.

Розвиток гірничої справи підпадає під закон життєдіяльності геотехнічних систем: життя будь-якої технічної системи виникає, проходить період становлення, розквіту, занепаду і після того замінюється новою системою [2]. Життєдіяльність таких динамічних систем може бути наведена двома S-подібними кривими, які показують зміни в часі ( $t$ ) основних показників геотехнічної системи ( $D$ ) (рис. 1.2).

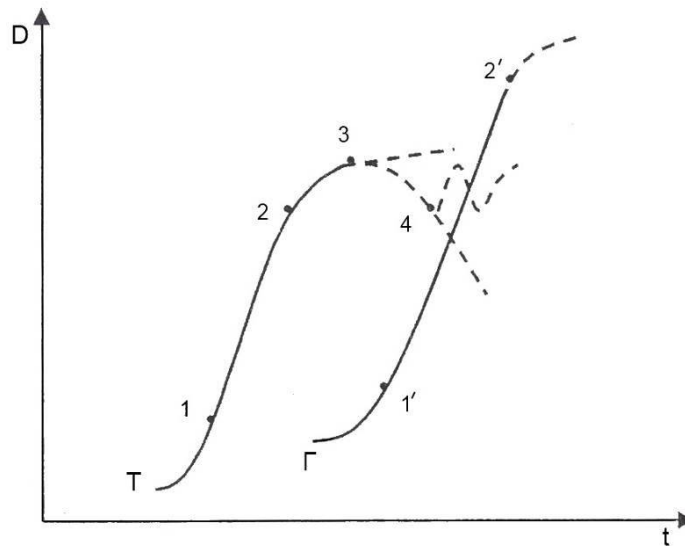


Рис. 1.2. Динаміка технічних систем

Нова технічна система (наприклад, колись нею була традиційна технологія розробки родовищ  $T$  вузькозахоплювальними комбайнами і механізованими комплексами), яка виникла не зразу (у цей час домінувало широкозахоплювальне виймання вугілля), покращує свої техніко-економічні показники: йде відпрацювання системи, що дозволяє на практиці відтворювати нову технологію. Швидкий розвиток системи розпочинається з точки 1, зберігаючи при цьому незмінною загальну технологію з видобутку корисних копалин. У деякий період часу, визначений точкою 2, швидке зростання системи гальмується внаслідок виникнення і загострення протиріч між даною системою і навколишнім середовищем (збитковість виробництва і низькі техніко-економічні показники з видобутку вугілля тощо). Після точки 2 система ще продовжує розвиватись, але загальмованими темпами, наближаючись до точки 3, за якою вичерпується покладений в основу системи принцип дії. В подальшому технічна система залишається без змін або різко знижує показники (пунктирна лінія, точка 4) (наприклад, вугільна промисловість України знизила видобуток вугілля з 238 млн т на рік у 1978 р. до 76 млн т/рік у 1996 р). В окремих випадках, за сприятливих умов (неодноразові значні «вливання» капітальних вкладень, повна самостійність, приватизація та ін.), можливе деяке зростання після точки 4, далі – спад – зріст і т.п. Однак це зростання буде тимчасовим, і спад виробництва є неминучим через об'єктивні протиріччя (погіршення гірничо-геологічних умов, відсутність коштів на розширене виробництво тощо).

У певний період часу  $t$  з'являється нова технічна система  $\Gamma$  – свердловинна геотехнологія, яка повинна замінити систему  $T$ . Представниками свердловинної геотехнології є нетрадиційні методи: підземна газифікація вугілля, виплавка сірки, розчинення солей, вилуговування тощо. За своєю сутністю це найбільш високі форми індустріалізації організації виробництва, оскільки видобуток і перетворення твердих корисних копалин у рухомий стан (розчин, розплав, газ, гідросуміш) ведуться вибірково й одночасно на місці залягання пласта



(покладу) без знаряддя праці за безмашинною (апаратною) технологією і без присутності людей біля предмета праці.

Стратегія розвитку як нової, так і старої технічної системи повинна базуватись на комплексній оцінці діяльності гірничодобувного підприємства і враховувати різні чинники ризику, що пов'язані з галузевою специфікою виробництва. Гірничодобувна промисловість має високий рівень ризику і характеризується об'єктивними і суб'єктивними чинниками. Об'єктивні ризики виражаються кількісно, суб'єктивні виміри не можуть бути зведені до кількісних, але на практиці вони частково перевершують об'єктивні підходи. З екологічної точки зору небезпеки визначаються як вплив на людину чи навколишнє середовище, економіку, культуру та психологію.

Термін «ризик» використовують тоді, коли існує можливість негативних наслідків і небезпека втрат від природних катаклізмів чи виду діяльності людей.

Ризик при розробці родовищ корисних копалин має кількісну оцінку небезпеки внаслідок виконання процесів гірничого виробництва (будівництва, експлуатації, ремонту та реконструкції підземної споруди).

На рис. 1.3 наведена схема ризикової ситуації.



Рис. 1.3 Схема оцінки ризиків

З математичної точки зору ризик  $R$  можна визначити за формулою

$$R = A \cdot B = \int \Phi_{(ш)} \cdot A_{(ш)} \cdot d \cdot Ш, \quad (1.1)$$

де  $A$  – ймовірність набуття події;

$B$  – математичне сподівання шкоди від заподіяної ризикової події;

$\Phi_{(ш)}$  – вагова функція (призначається експертним шляхом), за допомогою якої наслідки різнобічної природи зводяться до єдиної (наприклад, вартісної) оцінки шкоди.

У такому трактуванні ризик фактично визначається як математичне сподівання збитків, яке розглядається у вигляді випадкової величини ( $Ш_i$  – її можливі значення,  $A_i$  – відповідна ймовірність). Тобто один і той же ризик може бути викликаний чи високою ймовірністю відмови з незначними наслідками, чи обмеженою ймовірністю відмови з високим рівнем шкоди.

Ризики бувають двох різновидів – захисний і стимулюючий. Захисна функція ризику має також два чинники: історико-генетичний і соціально-правовий. Зміст першого полягає в тому, що люди завжди стихійно шукають

форми і засоби від можливих небажаних наслідків.

Для цього вони створюють страхові резервні фонди, страхують ризики. За другим чинником люди впроваджують в трудове і карне законодавство правомочності ризику.

Стимулююча функція також має два чинники: деструктивний і конструктивний. Перший – полягає в тому, що прийняття та реалізація рішень з необґрунтованим ризиком ведуть до авантюризму, що складає значну ймовірність неможливості виконання задуманої мети, хоча особи, які приймають рішення, цього не усвідомлюють. У другому – ризик виконує роль каталізатора в процесі вирішення практичних завдань, особливо під час вибору інноваційних інвестиційних рішень.

Таким чином, «ризик» можна визначити як небезпеку потенціальної можливості, ймовірної втрати ресурсів чи недоодержання доходів порівняно з варіантом, який розраховувався на раціональне використання ресурсів у сфері гірничої діяльності. В основі поняття «ризик» лежить чинник під назвою небезпека, який оснований на об'єктивній закономірності. Вона обумовлює процеси кількісної й якісної зміни мікро-, мезо-, макро- і мегасистем, які сприймаються як загроза життєво важливим інтересам людей.

Ризик є одним із видів небезпеки, пов'язаних з політичною, економічною і соціальною діяльністю людей для мінімізації наслідків, яка має ресурси і можливості бути реальною осмисленою й оціненою. За своїм генезисом і ступенем ймовірності небезпека має природне і суспільне походження.

## 1.2. Загальна класифікація ризиків

Класифікація ризиків у гірництві справі сприяє виявленню слабких місць у системі «масив – технологія – підземна споруда – навколишнє середовище» і дає можливість подальшої розробки екологічно безпечних методів і технологій гірничого виробництва з найбільшим економічним ефектом. Тільки при урахуванні взаємовпливу і взаємодії всіх технічних, природних і технологічних чинників можливо забезпечити мінімізацію негативних наслідків – у процесі експлуатації виробництва (рис. 1.4).



Рис. 1.4. Класифікація ризиків у гірничодобувному виробництві

Екологічний ризик має два джерела виникнення: природний і антропогенний ризики, які формують найбільш несприятливі наслідки для функціонування природно-технічної геосистеми «масив – технологія – підземна споруда – навколишнє середовище».

До природних ризиків відносяться: тектоніко-геологічний, гідрогеологічний, кліматичний, орографічний, ґрунтовий, біологічний, космічний.

Антропогенний ризик виникає внаслідок впливу діяльності людини в гірничодобувних регіонах на навколишнє середовище і містить у собі механічний, фізичний, хімічний і мікробіологічний ризики.

Природний ризик обумовлюється проявами стихійних сил природи. Наприклад, тектоніко-геологічний ризик пов'язаний з районом розташування гірничого підприємства і районами розташування вулканів, сейсмонебезпечних зон, вічномерзлих порід.

Гідрогеологічний – ризик зміни характеру міграції підземних вод, їх температурного режиму, хімічного складу й ін. внаслідок будівництва підземної споруди.

Кліматичний – ризик зміни кліматичних факторів, обумовлений будівництвом шахти.

Орографічний – ризик зміни природного ландшафту внаслідок будівництва гірничодобувного підприємства.

Ґрунтовий – ризик зміни складу ґрунта, його структури, складових компонентів і їх подальшої деградації та дефляції під дією будівництва підприємства.

Біологічний – ризик зникнення деяких популяцій тварин і рослин під дією будівництва й експлуатації підземної споруди.

Космічний – ризик, що пов'язаний з сонячною радіацією, приливно-відливними явищами, магнітними бурями, шквалами, буревіями.

Антропогенний ризик існує на всіх стадіях ПТГС і може проявлятися, наприклад, як механічний ризик, що призводить до забруднення навколишнього середовища, через механічні впливи без фізико-хімічних наслідків (породні відвали, скидання шахтної води у водойми).

Фізичний ризик – зміна природного фізичного стану середовища під дією будівництва підземної споруди.

Хімічний ризик – зміна природних хімічних властивостей середовища в процесі видобування корисних копалин, внаслідок якого зростає чи знижується кількість речовин, або проникнення їх у середовище і зростання концентрації, яка перевищує допустимі норми.

Таким чином, під екологічним ризиком розуміється можливість виникнення негативних техногенних змін навколишнього середовища в районі розробки і видобутку корисних копалин. Сучасний підхід до освоєння підземного простору будується на принципі допущеного ризику, який має наступні вимоги:

- відсутність шкоди для здоров'я людини;

- неминучість втрат у природних екологічних системах;
- зведення втрат у природних екологічних системах до мінімуму;
- реальна можливість відновлення втрат;
- сумірність між економічним ефектом і екологічним ризиком.

Експлуатаційний ризик в умовах розробки родовищ корисних копалин пов'язаний з ймовірністю функціонування об'єкта з гіршими ніж у проекті показниками, а також з низькою надійністю експлуатації видобувного підприємства.

Експлуатаційний ризик поділяється ще на п'ять частин:

- ризик від нестикування термінів готовності потужностей сполучених інфраструктур гірничого виробництва;
- ризик низької надійності експлуатації гірничих робіт;
- ризик, пов'язаний з роботою гірничодобувного виробництва з більш низькими ніж у проекті показниками;
- ризик, пов'язаний з порушеннями контрактів постачальниками матеріальних цінностей на шахту;
- ризик від порушення контрактів споживачами гірничої продукції (корисних копалин).

Причинами експлуатаційного ризику зазвичай є помилки, які закладені в проектній документації, порушення правил безпеки, створення зон із вибухонебезпечними концентраціями метану, прояви раптових викидів вугілля і газу, гірські удари, затоплення шахт водою, вибухи шахтного пилю, порушення в технології ведення гірничих робіт, проникнення хімічних продуктів у шахту, обвалення порід у гірничих виробках тощо.

Економічний ризик пов'язаний з погіршенням стану фінансово-кредитного механізму, падінням інвестиційного попиту, зростанням рівня інфляції, порушенням інформаційної безпеки, енергетичним і галузевим ризиками.

Соціальний ризик обумовлений недоврахуванням людського чинника в процесі прийняття рішення з експлуатації гірничодобувного виробництва і визначеності частоти виникнення події  $Q$ , в якій постраждали на певному рівні не менше  $\Phi$  людей від кількості присутніх у шахті  $q$ .

Соціальний ризик поділяють на пожежний, індивідуальний, потенціальний, колективний, юридичний, етнографічний і політичний ризики.

Пожежний ризик пов'язаний з ймовірністю ураження людини під дією небезпечних чинників, які виникають під час пожежі у шахті. Ймовірність ураження людей на пожежі визначається методами статистичних випробувань [3].

Ймовірність виникнення пожежі в шахті можна визначити за формулою

$$N = \frac{Q_{\text{пож}}}{\Phi_{\text{ш}} t},$$

де  $Q_{\text{пож}}$  – кількість пожеж у гірничих виробках шахти за період часу  $t$ ;

$\Phi_{\text{ш}}$  – кількість виробок на гірничому підприємстві;

$N$  – математичне сподівання збитків.

Фактичне значення ймовірності, при якій неможливо евакуювати людей з місця пожежі

$$Z = \frac{\sum_{j=1}^n k_j}{\sum_{j=1}^n K_j},$$

де  $k_j$  – кількість людей, які не змогли евакуюватись із шахти при  $j$ -му статистичному випробуванні;

$K_j$  – кількість людей, які знаходяться в шахті при  $j$ -му випробуванні;

$n$  – кількість статистичних випробувань.

Пожежний ризик можна визначити з формули

$$R = Z \cdot N.$$

Індивідуальний ризик – частота ураження окремої людини внаслідок дії дослідних чинників небезпеки; може бути визначений співвідношенням кількості постраждалих людей  $\Phi$  до загальної кількості людей у шахті за певний період часу  $q$ .

Потенціальний ризик – просторовий розподіл частоти реалізації негативних впливів певного рівня небезпеки, яка не залежить від її місцезнаходження у просторі шахти. Він показує потенціал максимально можливого ризику для конкретних об'єктів впливу, що знаходяться в даній точці простору [4].

Управлінський і виконавчий ризики пов'язані з невиконанням розпоряджень вищепоставлених органів у гірничодобувній галузі підлеглими виконавцями через свою недисциплінованість.

При оцінці можливості виникнення небезпеки необхідно зважати на наступне:

- наявність звичайних або розвинутих здібностей у персоналу для виконання необхідного завдання;
- інформаційність про ризики, які можливі на конкретному об'єкті;
- рівень упевненості при виконанні необхідного завдання без умисного чи неумисного відхилення від правил;
- опірність бажанню відхилитись від приписуваної та необхідної практики безпеки в процесі роботи.

Навики і досвід персоналу можуть впливати на ступінь виникнення ризиків. Однак в першу чергу необхідно домагатись зменшення ризику за допомогою конструктивних заходів або захисних інженерних рішень.

Людський чинник може впливати на ступінь виникнення ризику і повинен братися до уваги при оцінці ризику, а саме:

- взаємодія людини-обладнання при видобуванні корисних копалин;
- взаємодія між людьми;
- психологічні аспекти;
- ергономічні фактори;
- спроможність усвідомлювати ризик в аварійній ситуації, яка залежить від рівня освіченості, досвіду чи здібностей персоналу;

- ідентифікація умов, які можуть викликати зниження безпеки (наприклад, руйнування конструктивних елементів гірничих виробок);
- подання інформації, яка дозволяє визначити необхідні заходи для захисту елементів підземної споруди.

Низький рівень підготовки спеціалістів управлінського та виконавчого персоналу може призвести до низької якості будівельних і експлуатаційних робіт, а в подальшому – до низького рівня надійності робіт у процесі експлуатації гірничого виробництва.

Будівельний ризик виникає під час будівництва конкретної підземної споруди. Цей ризик тим вище, коли нижче вимоги до кваліфікації шахтобудівників, якості та терміну будівництва, надійності гірничопрохідницької техніки [5].

Будівельний ризик поділяється на наступні види:

- технологічний ризик, коли використовується технологія з підвищеним рівнем ризику без достатньої підготовки засобів забезпечення безпеки робіт і ліквідації можливих наслідків;
- ризик фізичного пошкодження конструкцій підземного об'єкта до його повної здачі в експлуатацію;
- ризик невиконання вимог за термінами будівництва;
- ризик незавершення будівництва шахти в запроєктовані терміни тощо.

Комерційний ризик пов'язаний з небезпекою майнових і фінансових втрат у процесі фінансово-господарської діяльності гірничодобувного підприємства. Він поділяється на виробничий, фінансовий, майновий і торговий ризику.

Виробничий ризик пов'язаний з ймовірністю втрат від зупинки видобування вугілля під дією різних небезпек і особливо загибелі людей чи пошкодження основних і оборотних фондів.

Фінансовий ризик залежить від втрат фінансових ресурсів і пов'язаний з покупною спроможністю грошей (інфляційний, дефляційний, валютний і ризик ліквідації підприємства), а також інвестиційний ризик (ризик занедбаної вигоди, зниження дохідності, ризик прямих і фінансових втрат).

Майновий ризик пов'язаний з ймовірністю втрати майна підприємством через крадіжки, халатність, недосконалість технічної та технологічної систем. Втрати майна бувають через пожежі, удари блискавки, затоплення, раптові викиди та гірські удари, землетруси, через виникнення аварійних ситуацій, під час транспортування матеріалів і обладнання тощо.

Торговий ризик – це ризик від затримання платежів, відмови платежу під час транспортування матеріалів, обладнання, недопоставки матеріалів та ін.

Контрактний ризик в умовах видобутку корисних копалин може виявитись у вигляді:

- несвоєчасної або неправильної оплати рахунків на поставку продукції;
- неправильної координації дій між шахтою і виконавцями проектів на розширення виробництва (проекти розкриття нових горизонтів чи вугільних пластів);
- відсутність коштів на укладання контрактів;

- непередбачені зміни в контрактній документації;
- некоректність страхових операцій.

### 1.3. Мінімізація ризиків у гірничій галузі

Мінімізація ризиків може відбуватись за декількома напрямками.

Перший напрям – зниження ймовірності виникнення аварій за рахунок підвищення надійності технологічного обладнання, можливість контролю і підтримання його ресурсу, ефективність управління технологічним процесом гірничих робіт. При цьому важливо установити закономірності виникнення великих аварій у системі «масив – технологія – підземна споруда – навколишнє середовище». Використовують спеціальні методики побудови «дерева відмов» і програми для визначення впливу різних чинників (людський фактор, технології гірничих робіт, прогноз і вентиляція шахти після раптових викидів вугілля, породи і газів, інформаційне забезпечення системи автоматичного управління вентиляцією шахти, визначення ступеня ударонебезпеки крайових зон гірського масиву тощо) на об'єктивні передумови і частоту виникнення аварій різних типів. Вищевказані логічні схеми дозволяють також визначити найбільш ефективні засоби і методи повного блокування окремих «ланцюгів» виникнення аварій при експлуатації підземного підприємства, чи зменшення їх внеску в інтегральне значення ймовірності аварії.

Другий напрям – розробка заходів щодо зниження масштабів ураження людей, зайнятих на гірничих роботах у шахті, і населення (медична допомога, боротьба з пилом як професійною небезпекою, диспетчерське управління, виробничий зв'язок і сигналізація, розробка основних документів, що регламентують експлуатацію підземної споруди тощо). При цьому важливо, щоб працівники шахти правильно розуміли специфіку уражаючих чинників у конкретній аварійній ситуації, має бути відповідна підготовленість персоналу до адекватних дій в умовах надзвичайних ситуацій, наявність індивідуальних засобів захисту чи укриттів під час роботи в зонах потенційної небезпеки.

Зменшення масштабів ураження можна визначити за формулою

$$Y = \int_s B_y(x, y) dY,$$

де  $B_y(x, y)$  – поле потенційної небезпеки;

$Y$  – інтегральні економічні збитки від потенційних аварій на підземному виробництві.

Наступним напрямом мінімізації ризиків є зниження масштабів розповсюдження фізичних геопотенціалів впливу від епіцентру аварії в навколишній простір.

Як показує практика вивчення природних стаціонарних електричних полів, які існують навколо гірничих виробок, розподіл їх параметрів відображає розподіл механічних напружень у масиві гірських порід і можливість достовірного прогнозу фізичних ефектів, пов'язаних з аваріями, а також

сценаріїв їх розвитку і масштабів впливу на навколишнє середовище. Рівень матеріальних витрат на зниження масштабів розповсюдження фізичних полів впливу на виникнення аварій повинен узгоджуватися із загальною стратегією зменшення ризику.

Виведення суб'єкта впливу із зони негативного впливу при його переміщенні відносно небезпечного об'єкта на безпечну відстань є також одним із напрямів мінімізації ризику.

Розглядаючи з економічної точки зору альтернативні варіанти зниження ризику в гірничодобувному виробництві, необхідно визначити вартість кожного варіанта  $B$ . Найбільш вірогідний варіант можна визначити за мінімумом сумарних витрат  $\Sigma B$  на 1 т видобутого вугілля на зниження ризику, який можна визначити за формулою

$$\Sigma B = C + B,$$

де  $C$  – економічний еквівалент збитків, грн/т;

$B$  – витрати на зниження ризику, грн/т

$$C = \sum_{i=1}^j z_{H_i} \cdot N_i,$$

де  $z_{H_i}$  – коефіцієнт економічної відповідності натуральних збитків;

$N_i$  – ризик наслідків для  $i$ -го елемента системи підземного виробництва

$$N = V \cdot K,$$

де  $N$  – математичне сподівання збитків за певний час, збитки/рік;

$V$  – частота виникнення аварійних ситуацій, аварій/рік;

$K$  – кількісна характеристика збитків (руйнування конструкцій підземного підприємства, смерть людей тощо).

На рис. 1.5 наведено графіки залежності сумарних витрат на зниження ризиків на шахті. Із графіків видно, що зі збільшенням витрат  $B$  на зменшення ризиків функція інтегральних економічних збитків  $C$  знижується. А питомі сумарні витрати на 1 т видобутого вугілля зі зростанням виробничої потужності шахти  $A$  спочатку зменшуються, а потім зростають. Існує область оптимальних витрат, де, виходячи із принципу рівноваги в управлінні ризиком, виконується рівняння [6]

$$B = C,$$

Виходячи з характеру функції  $C(B)$ , яка змінюється залежно від способу зниження ризику, то при відомій ймовірності виникнення ризикової ситуації пріоритет надається варіанту, для якого значення функції  $\Sigma B$  є мінімальним порівняно з іншими.

Таким чином, знаючи ефективність дії тих чи інших заходів з мінімізації ризику і розподіл рівнів ризику в економічних еквівалентах, можливо визначити оптимальний варіант заходів з керування ризиками в гірничій системі «масив – технологія – підземне виробництво – навколишнє середовище».



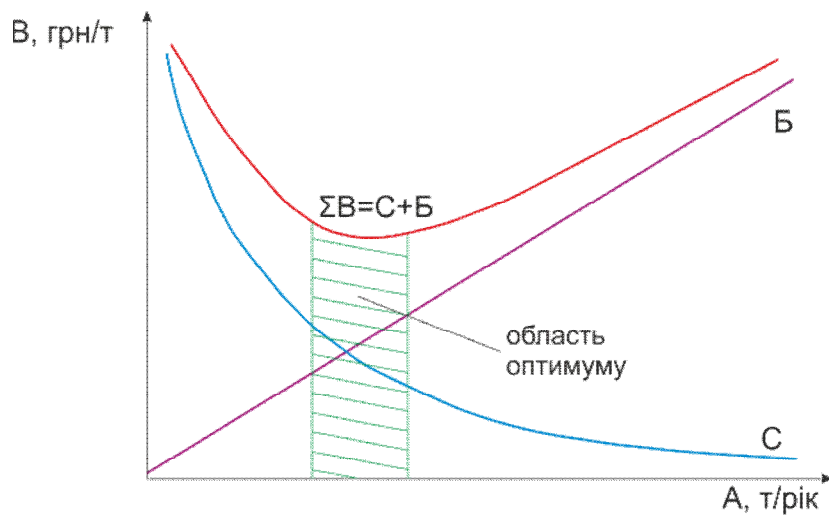


Рис. 1.5. Залежність оптимальних сумарних витрат  $\Sigma B$  на зменшення ризику

### Список літератури

1. Алымов В.Т. Анализ техногенного риска / В.Т. Алымов, В.П. Крапчатов, Н.П. Тарасова. – М.: Центр «Интеграция», 1999. – 161 с.
2. Колоколов О.В. Теория и практика термохимической технологии добычи и переработки угля / О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко, А.М. Эйшинский и др. – Днепропетровск: НГА Украины, 2000. – 281 с.
3. Тэпман Л.И. Риски в экономике / Л.И. Тэпман. – М.: РЭФИА, МО-ОС и ПР РФ, 1995. – 151 с.
4. Деньги В.С. Экологическое страхование в топливно-энергетическом комплексе / В.С. Деньги, Н.Ю. Котельников. – М.: Газоил.-пресс, 1998. – 121 с.
5. Черняк В.З. Управление инвестиционным проектом в строительстве / В.З. Черняк. – М.: Русская деловая литература, 1998. – 801 с.
6. Попович Н.П. Экономический механизм оценки реконструкции угледобывающих предприятий / Н.П. Попович. – М.: Новый век, 2000. – 242 с.

## 2. РИЗИКИ В ГІРНИЧІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

### 2.1. Проблеми прийняття рішень

У процесі проектування і планування роботи гірничих підприємств завжди спостерігаються три якісно різних періоди: період підбору й аналізу вихідних даних, період підготовки рішення шляхом використання різних методів вирішення проектних завдань і період прийняття рішення. На останньому етапі дуже висока ступінь відповідальності особи, яка приймає рішення, бо багато проектних рішень є непоправними в процесі роботи гірничого підприємства.

Проблема полягає не тільки в пошуку відповідей на питання: як і за допомогою яких показників оцінювати результати й ефективність роботи гірничодобувних підприємств, а й у правильності вибору позиції оцінки. Очевидно, що наші оцінки одного і того ж явища, процесу, об'єкта можуть виявитися різними і навіть протилежними залежно від точки зору.

Серйозність, правильність і здійсненність прийнятих рішень залежить від величезної кількості різних чинників: наявності та надійності вихідних даних, правильності прогнозу майбутньої техніко-економічної ситуації, досконалості методів проектування, ерудованості проектувальників тощо. Тому будь-які рішення, що приймаються, несуть в собі елемент невизначеності та пов'язані з ризиком.

У гірничій науці є свої закони, закономірності, принципи, поняття та критерії. На жаль, поширена думка про відсутність законів гірничої науки. Це призводить до того, що нерідко у виробництві та при проектуванні приймаються вольові рішення, які знаходяться в суперечності з законами гірничої науки і призводять до необґрунтованих ризиків, до зриву виробництва. Тому дуже важливо знати і дотримуватися законів і закономірностей [1]. Це дозволить у процесі експлуатації підприємства виключити рішення, які суперечать об'єктивним законам і порушують нормальний ритм роботи. Разом з тим слід зазначити, що закони суб'єктивні, і в процесі проектування й експлуатації підприємства вони можуть порушуватися свідомо, коли рішення приймаються тільки на основі так званого здорового глузду зі значною часткою ризику чи несвідомо (через незнання). У цих умовах дія законів і закономірностей призводить до стихійного характеру і зростання ризиків, зриву планових завдань, неузгодженості гірничих робіт, порушення безпеки робіт, економічного й екологічного дисбалансу.

Більшість законів гірничої науки мають інерційність дії, тобто після деякого застійного періоду неминуче виявляються наслідки порушень законів. Таким чином, знання змісту і вимог законів і закономірностей розвитку гірничодобувної технології є умовою їх свідомого використання та зниження ризиків на виробництві.

Стосовно до проектування та планування роботи гірничих підприємств поняття і кількісна оцінка ризику поки погано розроблені. У той же час очевидно, що переважна більшість вихідних даних, що використовуються при

прийнятті рішень щодо розробки родовища, має імовірнісний характер, а тому і прийняті рішення можуть бути реалізовані в дійсності з великими або малими відхиленнями. Іншими словами, в прийнятих рішеннях завжди має місце певний рівень ризику.

Уміння оцінювати та свідомо використовувати ризик сильно підвищить результативність і глибину наших рішень і дозволить правильно реагувати на отримувані кількісні результати від реалізації проектних пропозицій.

Успіх чи невдача при ризику залежать від прийнятого рівня ризику в конкретних умовах і характеру реалізації прийнятих рішень.

Стосовно розробки родовищ доцільно вважати, що ризик – це вимушений спосіб дій в умовах невизначеності вихідних даних. Ризик може оцінюватися як в абсолютних кількісних показниках, так і відносних.

Відносною мірою ризику зручніше вважати ймовірність невиконання прийнятих рішень або різницю між одиницею та ймовірністю виконання даного рішення.

Рівень (міра) ризику

$$R(A) = 1 - P(A),$$

де  $P(A)$  – ймовірність виконання рішення за чинником  $A$ .

У гірничій справі в основному використовують два типи вихідних даних – геологічні та техніко-економічні. Ці дані завжди не точні, бо про істинну геологічну ситуацію можна дізнатися, тільки повністю виробивши корисну копалину, а техніко-економічні показники стануть відомі тільки в процесі роботи гірничодобувного підприємства. Ці два чинники можна вважати незалежними подіями, і відповідно до методів теорії ймовірностей загальний ризик при взаємодії двох незалежних факторів складе

$$R(A) = R(V) + R(Q) - R(V) \cdot R(Q),$$

де  $R(V)$  і  $R(Q)$  – ризик непідтвердження відповідно геологічних і техніко-економічних даних.

Припустимо, що показник, за яким потрібно прийняти рішення, через можливі відхилення змінюється від  $A_0$  до  $A_5$  при математичному очікуванні  $A_m$  і має розподіл, що показаний на рис. 2.1. Якщо ми прийняли рішення  $A_i$  (точка F), то рівень ризику при цьому складе

$$R(A_i) = \frac{S_i}{S_0},$$

де  $S_i$  – площа під кривою розподілу лівіше прийнятої точки;

$S_0$  – загальна площа під кривою розподілу.

Якщо ввести другу шкалу  $\delta$ , то буде дотримуватися залежність

$$A = A_0(1 + \delta_i),$$

де  $\delta_i$  – відносне збільшення прийнятого показника в порівнянні з його найменшим значенням  $A_0$ .

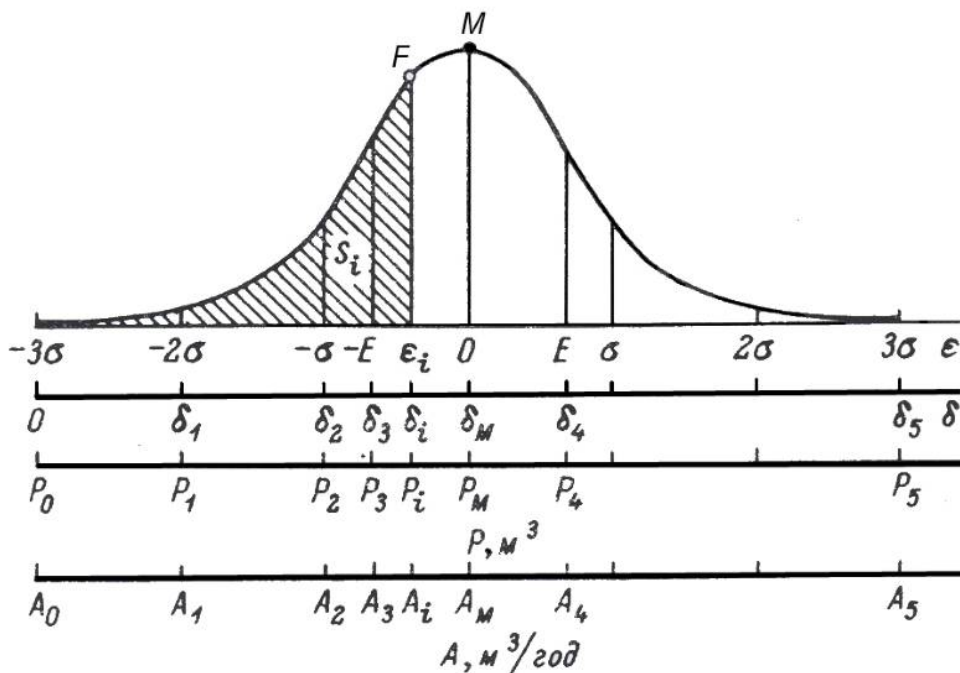


Рис. 2.1. Крива нормального розподілу величин  $\epsilon, \delta, P, A$

Існують два різновиди ризику. Є ризик, пов'язаний з граничним збитком. Наприклад, стрічковий конвеєр може працювати або не працювати, покрівля у лаві може бути стійкою або обвалитися тощо. Другий різновид ризику пов'язаний з монотонною зміною результату. Виробнича потужність шахти відноситься саме до цього різновиду. Якщо, наприклад, рівень ризику завищений, то шахта не припинить роботу, а знизить показники роботи або досягне проектних показників пізніше, ніж це передбачено в проекті і т.д.

Величезною проблемою у прийнятті рішень є встановлення певного рівня ризику в кожному конкретному випадку. У гірничій науці це питання поки розроблено дуже слабо. У той же час всі виробничники, проектувальники, плановики приймають всілякі рішення, в тому числі й рішення утриматися від його прийняття. Проблема ризику становить інтерес ще й тому, що посиленнями на можливий ризик часто пояснюють свою бездіяльність, ухилення від виконання завдання. Ризиком намагаються також виправдати свої помилки, похибки, невміння.

## 2.2. Економічні аспекти ризику

Як відомо, проблема ризику має пряме відношення до економіки. Щоб знизити рівень ризику в гірничій промисловості передбачають різного виду резерви. Це і додаткова кількість обладнання, ресурсів, і занижені завдання з видобутку корисної копалини тощо. Всі ці резерви вимагають залучення додаткових коштів і призводять до подорожчання гірничого виробництва.

Успіх прийнятого рішення залежить від вибору показників успішності – критеріїв ефективності, які повинні правильно відповідати меті рішення.

В узагальненому вигляді вибір оптимального рішення можна представити у вигляді відшукування максимуму (мінімуму) цільової функції (показника успішності):

$$W = f(\alpha_1, \alpha_2, \dots, \beta_1, \beta_2, \dots, x_1, x_2, \dots) \rightarrow \max,$$

де  $\alpha_i$  – задані параметри операції, наприклад, кількість і якість ресурсів;

$\beta_1$  – керовані параметри операції, тобто такі, які ми можемо змінювати, наприклад, технічні характеристики рішень;

$x_1$  – невідомі параметри операції, наприклад, несподівані обвалення порід покрівлі у виробках.

Тоді задача формулюється так: знайти такі значення керованих параметрів  $\beta_1, \beta_2, \dots$ , які при заданих параметрах  $\alpha_1, \alpha_2, \dots$  з урахуванням невідомих параметрів  $x_1, x_2, \dots$ , забезпечують максимум цільової функції – показники успішності  $W$ .

Стосовно до визначення виробничої потужності гірничодобувного підприємства було запропоновано використовувати один з розділів математичної теорії ігор – вибір рішення при ризику. Сутність рішення виглядає наступним чином [2]. Складається матриця прибутку залежно від прийнятої продуктивності підприємства. До цієї матриці вносять значення можливої продуктивності підприємства, їх ймовірності та прийнятої продуктивності. По горизонталі підсумовується наведений у часі прибуток і приймається продуктивність, що забезпечує максимум вибраних критеріїв з використанням вартісних і натурних показників (собівартість, питомі капітальні вкладення і т.п.).

Найбільш повним економічним критерієм для оцінки варіантів при вирішенні гірничих задач, є сумарний приведений прибуток

$$\Pi = \sum C_{\Pi} - \sum Z_{\Pi} + O_{\Pi},$$

де  $\Pi$  – сумарний приведений прибуток за оцінюваний період, грн.;

$\sum C_{\Pi}$  – приведена до того ж часу сумарна вартість товарної продукції за той же термін, грн;

$\sum Z_{\Pi}$  – сумарні приведені витрати за той же термін розробки родовища, грн;

$O_{\Pi}$  – залишкова реалізована вартість основних фондів, приведена до того ж моменту оцінки, грн.

Цей критерій є найбільш об'єктивним для динамічних задач (до яких належить більшість гірничих задач), оскільки він враховує всі види витрат за оцінюваний період, вартість продукції, їх різночасність і нерівномірність.

### 2.3. Психологічні аспекти ризику

Крім суто економічних можливих наслідків прийнятих рішень велике значення мають фактори, пов'язані з психологічним ризиком. Це і рівень нашої

впевненості у достовірних вихідних даних, ступінь (гострота) потреби в даному виді мінеральної сировини, масштаби наших грошових і енергетичних ресурсів і багато інших кількісно невраховуваних чинників.

У загальному вигляді можна аналізувати шість варіантів ставлення до ризику:

1) сміливе, коли применшуються наслідки великого рівня ризику і коли є значні ресурси, для яких не є небезпечним прорахунок у рішенні. Функція побоювання наведена на рис. 2.2, а

$$П_c(\delta) = \alpha(1 - e^{-\delta}); \quad (2.1)$$

2) рівне, коли шкідливість помилки прямо пропорційна рівню ризику (рис. 2.2, б)

$$П_p(\delta) = \alpha \cdot \delta; \quad (2.2)$$

3) обережне, коли перебільшуються наслідки великого рівня ризику і коли немає достовірних ресурсів (рис. 2.2, в)

$$П_o(\delta) = \alpha(e^{\delta} - 1); \quad (2.3)$$

4) ніякого ризику, коли ні за яких обставин не можна ризикувати

$$П_{н.р.}(\delta) = 0; \delta = 0; \quad (2.4)$$

5) гнучке ставлення, коли при невеликому рівні ризику має місце сміливе відношення, а при великому – обережне (рис. 2.2, г).

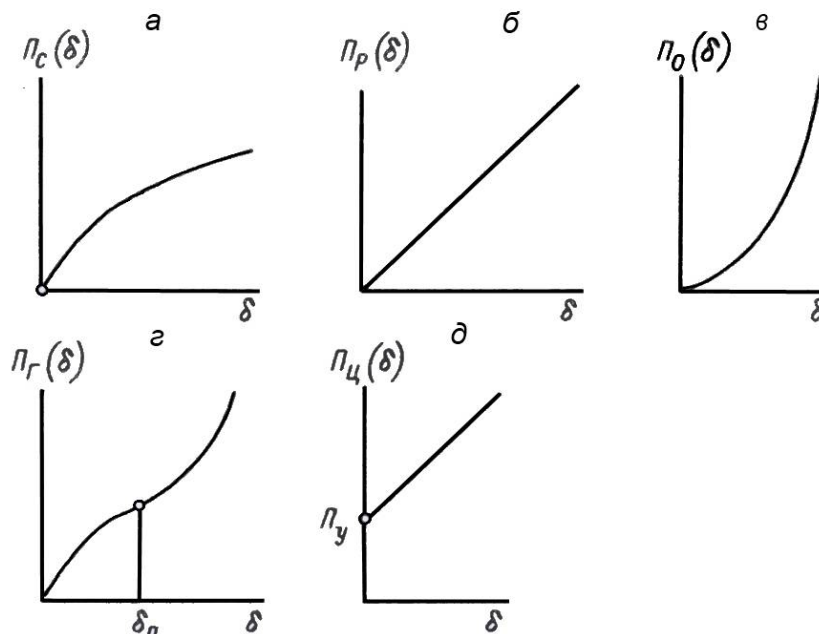


Рис. 2.2. Функції побоювання наслідків ризику при ставленні до ризику: а – сміливому; б – рівному; в – обережному; г – гнучкому; д – цільовому

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } \delta_2 \leq \delta_n \quad П_c(\delta) = \alpha(1 - e^{-\delta}) \\ \text{при } \delta_2 > \delta_n \quad П_o(\delta) = \alpha(e^{\delta} - 1) \end{array} \right\} \quad (2.5)$$

б) цільове ставлення (рис. 2.2, д), при якому метою рішення є неперевищення певного рівня можливого програшу (збитку)

$$\Pi_{ц}(\delta) = \Pi_{у} + \alpha \cdot \delta . \quad (2.6)$$

У формулах (2.1) — (2.6):  $\alpha$  – коефіцієнт;  $\delta$  – відносне збільшення показника в порівнянні з його мінімальним значенням;  $\delta_n$  – порогове значення коефіцієнта  $\delta$ , вище якого починається обережне ставлення до ризику;  $\Pi_{у}$  – допустимий рівень функції, що характеризує можливу величину збитку.

Прийняття оптимального рішення полягає у визначенні величини коефіцієнта  $\delta$ , відповідає нашим уявленням про ставлення до ризику в розглянутому конкретному випадку.

Можливі два підходи до рішення (рис. 2.3):

1) відомо нормативне значення  $\Pi_H(\delta)$  функції побоювання наслідків ризику, і по ньому на графіку  $\Pi(\delta) = f(\delta)$  знаходять шукані значення величини  $\delta$ . Цей шлях поки нереальний, бо неясно, як визначити значення  $\Pi_H(\delta)$ ;

2) приймається апріорно значення  $\delta$  при певному ставленні до ризику, а потім знаходять всі значення при інших ставленнях до ризику. Наприклад, можна вважати, що прийняття рішення по медіані з ризиком 50% є сміливим ( $\delta_C$ ), і за графіком знайти значення для інших ставлень до ризику.

Для оцінки господарського ризику при експлуатації гірничодобувного підприємства можна застосувати як критерій коефіцієнт ризику  $K_Z$ . Якщо відомий розподіл шуканого параметра чи показника (рис. 2.4), то прийняте рішення (точка С, параметр  $P_i$ ) поділить площу під кривою розподілу на дві частини: негативну ( $S_1$ ), попадання результату в яку приносить збитки, і позитивну ( $S_2$ ), попадання в яку дає додаткові, непередбачені в прийнятому рішенні, переваги.

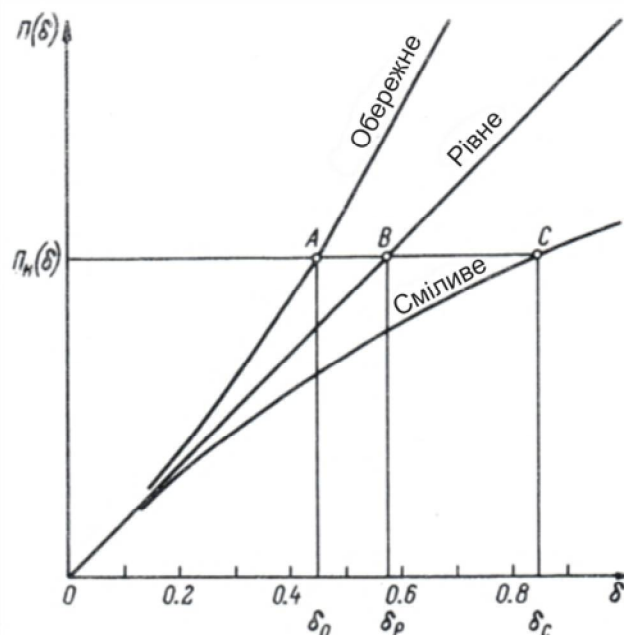


Рис. 2.3. Визначення величини  $\delta$  на основі функції побоювання наслідків

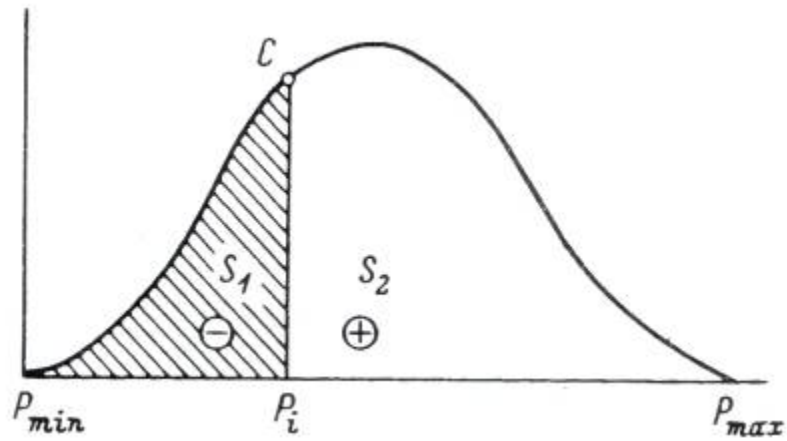


Рис. 2.4. Схема до визначення коефіцієнта ризику  $K_Z$

Коефіцієнт ризику дорівнює:

$$K_Z = \frac{S_1}{S_2},$$

причому  $0 \leq K_Z < \infty$ .

Відзначимо, що між коефіцієнтом ризику і прийнятим нами рівнем ризику існує простий зв'язок. Так рівень ризику

$$R(P_i) = \frac{S_1}{S_1 + S_2},$$

то

$$R(P_i) = \frac{K_Z}{(K_Z + 1)},$$

або

$$K_Z = \frac{R(P_i)}{1 - R(P_i)}.$$

У господарській діяльності гірничих підприємств відомо, що одна і та ж об'єктивна ситуація може означати неоднаковий ступінь психологічного ризику. Крім того, на прийняття рішень впливають і риси характеру особи, яка прийняла рішення, та його схильності. У табл. 2.1 надана шкала психологічних ризиків.

Слід зазначити, що прийняті рішення на рівні медіани  $R(P_i) = 50\%$  оцінюються багатьма вченими як рішення з високим ступенем ризику.



Схема шкали ризиків

Ставлення до ризику	Рівень ризику $R(P_i)$	Коефіцієнт ризику $K_z$
Песимістичне	0 – 0,17	0,20
Обережне	0,18 – 0,29	0,21 – 0,40
Із середнім ступенем ризику	0,30 – 0,38	0,41 – 0,60
Ризиковане	0,39 – 0,44	0,61 – 0,80
З високим ступенем ризику	0,45 – 0,50	0,81 – 1,00
Азартне	0,51 – 0,55	1,10 – 1,25

#### 2.4. Ієрархія показників і параметрів гірничодобувного підприємства

Ніхто не застрахований від помилок, у тому числі і проектувальники та інженерно-технічні служби шахти. Невірність, хибність прийнятих рішень може виникати як від недостатньої компетенції проектувальника, експлуатування, так і від обставин, які було неможливо або дуже важко передбачити.

У зв'язку з цим дуже корисно всі прийняті в проекті параметри і показники розрізняти за ступенем їх інерційності, консервативності, тобто можливості їх уточнити, виправити або змінити в процесі експлуатації шахти. При такому розрізненні можна визначити ступінь обґрунтування того чи іншого параметра, рівень ризику при прийнятті рішення, ставлення до ризику.

Розглянемо деякі показники і параметри.

##### Охорона надр і раціональне використання ресурсів

Охорона надр – комплекс технічних і правових заходів, здійснюваних з метою найповнішого (комплексного) видобування корисних копалин з надр і максимально можливого, економічно доцільного зменшення втрат. Охорона надр здійснюється на всіх стадіях розвідки і промислового освоєння родовища корисних копалин, а саме: при виробництві геологорозвідувальних робіт, у період проектування, будівництва, експлуатації та ліквідації гірничих підприємств і списання забалансових запасів. Конкретні організаційно-технічні заходи повинні намічатися на стадії складання проекту на розробку родовища.

В умовах прискорення науково-технічного процесу актуального значення набуває проблема охорони земних надр і комплексного використання мінеральних ресурсів. Так, наприклад, при некомплексній експлуатації вугільних родовищ добувається лише вугілля, а супутні йому горючі гази, які є

цінною сировиною, викидаються в атмосферу, порода видається на поверхню і складається.

Гірничодобувні підприємства, що провадять підземні гірничі роботи, зобов'язані в процесі гірничо-будівельних і гірничоексплуатаційних робіт здійснювати попереджувальні заходи, що забезпечують збереження земної поверхні та розташованих на ній водойм, лісів та інших природних об'єктів від шкідливого впливу робіт.

Сутність раціонального використання природних ресурсів слід оцінювати і розглядати з позицій максимального задоволення потреб народного господарства у паливі та сировині на основі мінімального ризику і найбільш повного використання всіх компонентів корисної копалини при оптимальному співвідношенні витрат і отриманого результату без нанесення шкоди довкіллю.

Таким чином, заходи щодо раціонального використання ресурсів надр зростаючою мірою набувають не тільки економічний, але і природоохоронний характер, а охорона природи поряд з глибоким соціальним змістом у свою чергу набуває рис конкретної економічної та господарської доцільності.

Технічні заходи охорони надр здійснюються з використанням відповідних рішень, що дозволяють скоротити втрати корисних копалин у надрах при їх вилученні, уникнути збіднювання, виключити затоплення, не допустити забруднення токсичними речовинами, зберегти запаси бідних руд до майбутніх періодів, коли буде створена техніка, здатна забезпечити економічне вилучення та переробку, виключити перетворення земної поверхні. Для зниження втрат корисних копалин у надрах здійснюють вдосконалення організації робіт і систем розробки, поліпшення техніки й технології видобутку, впровадження способів виймання низки корисних копалин із закладанням виробленого простору та ін.

З метою суттєвого скорочення втрат корисних копалин і розширення сировинної бази гірські породи, що попутно добуваються, використовують для виготовлення щебеню, цементу, вапна, скла, силікатної цегли, вогнетривів і формувальних матеріалів і як сировину для фаянсової промисловості.

Основними вимогами в галузі охорони надр при підземній розробці вугільних родовищ є: найбільш повне вилучення з надр і раціональне використання запасів вугілля; охорона вугільних родовищ від підробок, затоплення, обводнення і пожеж; запобігання шкідливого впливу очисних робіт на підземні споруди.

Для скорочення законсервованих запасів вугілля в охоронних ціликах необхідно прагнути до розробки заходів, що знижують деформації гірського масиву в околі підроблюваної поверхні.

У свою чергу зменшити деформації гірського масиву можна відповідним керуванням геомеханічними процесами про підробці. Керувати процесами в заданій області породного масиву можна, регулюючи планування очисних виробок, їх розташування, форму і розміри; напрямки та швидкість посування очисного вибою; обвалення безпосередньої покрівлі й осідання основної.

Розташуванням очисних виробок щодо зони масиву, що охороняється, досягається можливість переміщення зони активних гравітаційних процесів у безпечний район. Кілька очисних виробок можуть бути розташовані таким чином, щоб геомеханічні процеси в охоронюваній зоні компенсувалися (гармонійна підробка).

Регулюванням розміру і форм виробленого простору досягається можливість змінювати обсяг і форму зони геомеханічних процесів, змінювати розміщення в геологічному просторі зон, знижувати кількісний рівень та інтенсивність процесів. Регулюванням напрямку руху очисного вибою можна змінювати розміщення в геологічному просторі гравітаційних зон. Регулювання швидкості посування очисного вибою дозволяє змінювати тривалість активної стадії гравітаційних процесів і швидкість їх перебігу. Застосування закладки різних типів дозволяє зменшити рівень геомеханічних перетворень геосередовища (у порівнянні з рівнем при управлінні покрівлею повним обваленням) у 2 – 10 разів і забезпечити необхідний рівень процесів у будь-яких гірничо-геологічних умовах.

Управління покрівлею часткової закладкою і частковим обваленням знижує лише інтенсивність гравітаційних процесів при збереженні того ж кількісного рівня, що і при повному обваленні.

Науково-технічний прогрес, що охопив практично всі сфери матеріального виробництва, призвів до складних і нерідко конфліктних ситуацій взаємодії економіки та навколишнього середовища.

До економіко-екологічної моделі не повинні включатися варіанти збереження екологічної рівноваги шляхом значного скорочення обсягу і зниження ефективності виробництва або забезпечення зростання виробництва та підвищення його ефективності за рахунок порушення довкілля.

Скорочення втрат, раціональне і комплексне використання мінеральних ресурсів дозволяє значно підвищити економічну віддачу вугледобувних підприємств народному господарству.

**Охорона та рекультивация земної поверхні.** Сучасний розвиток і вдосконалення вугільної промисловості неминуче тягне за собою порушення земельних ресурсів поверхні, їх зневоднення і забруднення.

Про масштаби негативного впливу підприємств вугільної промисловості на земельні ресурси свідчать такі дані: в даний час видобуток підземним способом 1 тис. т вугілля супроводжується видачею 200 – 400 т породи, а на окремих шахтах Донбасу понад 80 т, при відкритій розробці – понад 4 – 5 тис т порід розкриття. Внаслідок цього на поверхні землі утворюються у вигляді відвалів скупчення невикористовуваних гірських порід, багато з яких украй несприятливі для росту і розвитку рослин через високу кислотність і надмірний вміст у них солей, вільних металів і сірки. Породні відвали докорінно видозмінюють і перетворюють навколишній природний ландшафт, охоплюючи своїм негативним діянням значні території.

Будь-які види зрушень підроблених масивів гірських порід вносять у навколишнє середовище порушення поверхні та гідрогеології підземних вод,

перебудову складу і структури ґрунтів, підтоплення поверхні, зсуви, обвалення, обвали, деформації будівель і споруд, провали поверхні та ін.

Досвід країн з розвиненою вугледобувною промисловістю показує, що при оцінці наслідків підробки акцент слід робити на характер та інтенсивність пошкодження землі.

Вирішення проблеми охорони та раціонального використання земельних ресурсів здійснюють у трьох напрямках:

- економне витрачання земельного фонду в ході будівництва й експлуатації шахт, розрізів, збагачувальних фабрик;
- рекультивація порушених при видобутку і переробці вугілля земель, тобто відновлення їх продуктивності до досягнення повної біологічної повноцінності;
- запобігання забрудненню прилеглих до промислових об'єктів територій продуктами змиву з порушених земель шляхом регулювання стоку, а також боротьби з вітровою ерозією.

Найбільш радикальним з цих напрямів є своєчасна й якісна рекультивація порушених земель, яка забезпечує не тільки створення оптимальних техногенних ландшафтів з відповідною організацією території, флорою та фауною, але і сприяє надійному захисту водного та повітряного басейнів від техногенних забруднень. При цьому перевага надається організаційно-технічним заходам, при яких найбільший ефект господарського освоєння відпрацьованих площ досягається за мінімальних трудових і грошових витрат на проведення гірничо-відновлювальних робіт.

Успіх і ефективність цих робіт багато в чому залежать від правильного застосування апробованих способів і засобів рекультивації порушених земель з урахуванням природно-кліматичних умов регіону та металогенічних властивостей порід.

**Спосіб розкриття.** Стаціонарні гірничі виробки дуже складно переносити в інше місце. Прийняте рішення надовго, а іноді й назавжди визначає розвиток у просторі шахт або кар'єрів гірничих робіт. Перебудова способу розкриття сильно відбивається на роботі кар'єру. При комбінованому розкритті глибоких рудних родовищ часто проходять у кар'єрі похилі стволи з конвеєрними лініями і дробарками на неробочому борту кар'єру. Будівництво шахти в кар'єрному просторі порушує всю систему стаціонарних траншей і вимагає перенесення виїзних траншей, наприклад, на робочий борт, тобто робити їх тимчасовими. У результаті кар'єр різко знижує свою продуктивність на час переходу на підземний спосіб розробки.

**Глибина кар'єру** та його межі. Дуже серйозний параметр. Досвід показує, що межі кар'єру систематично переглядаються зазвичай у бік їх збільшення. Отже, потрібно створювати таку можливість. Намагатися не розміщувати близько до верхньої брівки кар'єру довготривалих дорогих споруд, високих відвалів та інших великих об'єктів. Оцінювати в який бік можливе розширення кінцевих меж кар'єру (розрізу).

**Висота уступів.** Дуже серйозно слід ставитися до визначення позначки горизонтів і висоти уступів. Перегляд цього параметра в бік збільшення висоти уступів може призвести до зниження інтенсивності розробки родовища, а у бік зменшення висоти уступів – до великих обсягів розкривних робіт на період переходу.

**Охорона повітряного басейну.** Єдиним критерієм оцінки забруднень атмосфери є гранично допустимі концентрації речовин зовнішнього середовища. Основною фізичною характеристикою домішок атмосфери є концентрація – кількість речовини в одиниці об'єму повітря за нормальних умов, зазвичай в мг/м<sup>3</sup>.

Атмосферні процеси перетворення та взаємодії забруднювачів, а також процеси розбавлення, осідання, адсорбції й абсорбції не запобігають накопиченню в земній атмосфері шкідливих речовин, вплив яких поширюється на великі території. Це викликає необхідність ретельного і дієвого контролю ступеня забруднення повітря з метою збереження чистоти атмосфери. Зазвичай атмосфера забруднюється газами CH<sub>4</sub>, NO<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, SO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, пилом і сажею. Час знаходження забруднюючих речовин в атмосфері різний, але в принципі за цим фактором забруднювачі можна поділити на дві групи:

- з нетривалим часом перебування в атмосфері;
- знаходяться в атмосфері тривалий час.

Джерелами забруднення атмосфери шкідливими газами і пилом у вугільній промисловості є шахтні стволи, вибої розрізів, поверхневі комплекси шахт і розрізів, породні відвали, вугільні склади, сортувально-дробильні та збагачувальні фабрики, кар'єрні дороги, промислові ТЕЦ і комунально-побутові котельні тощо.

Для зниження ризиків забруднення навколишнього середовища необхідно застосувати наступні заходи:

- зрошення водою гірничої маси в процесі ведення підривних робіт та видобутку;
- поливання водою з різними активними домішками кар'єрних автодоріг і робочих площадок;
- використання обладнання з пиловловлення;
- дотримання встановленого технологічного режиму і поліпшення виробничих процесів з метою максимального зниження і ліквідації викидів;
- уловлювання і можливе подальше використання речовин, що викидаються;
- герметизація гірничих і транспортних машин та механізмів;
- зволоження або покриття заповишених поверхонь (відвалів, складів, бортів розрізів, автодоріг і т.д.) запобіжними кірками, плівками й іншими засобами;
- своєчасна технічна та біологічна рекультивация порушених площ і відвалів;

- створення санітарно-захисних зон та дотримання санітарного режиму (озеленення, благоустрій) на території гірничодобувних і переробних підприємств і поблизу них;
- зниження кількості викидів в атмосферу шкідливих речовин за рахунок оснащення всіх підприємств, що здійснюють шкідливі викиди в атмосферу, газо- й пиловловлювальною апаратурою підвищеної ефективності;
- розробка технологічних процесів виробництва, які б максимальною мірою імітували природні процеси, тобто створення маловідходних технологій виробництва, які дозволили б утилізувати всі шкідливі для біосфери речовини;
- перехід на нормовані викиди безпосередньо на самому підприємстві;
- організація систем контролю за викидами, оснащення підприємств сучасними методами і приладами контролю за вмістом пилу, окислів азоту, вуглецю, сірчистого ангідриду і т.д.;
- вдосконалення технології спалювання палива, автоматизація контролю повного його спалювання;
- запобігання самозайманню вугілля в пластах і відвалах.

**Охорона та раціональне використання водних ресурсів.** Загальне навантаження на використання водних ресурсів останнім часом різко зростає. Зростає також дефіцит води в багатьох країнах світу.

Процес вичерпання та забруднення зачіпає і підземні води. Інтенсивний забір води протягом наступних десятиліть призвів до того, що в низці місць рівень ґрунтових та підземних вод знизився більш ніж на 200 м і продовжує знижуватися. У результаті виникла дуже серйозна проблема осідання ґрунту і провалів. Так у Центральній Арізоні в деяких місцях ґрунт за останні 40 років осів на 3 – 4 м.

Одночасно відзначається збільшення забруднення підземних вод у силу змивання частини добрив з полів і при недбалому зберіганні хімічних речовин. Щоб не допустити отруєння людей і тварин доводиться закривати артезіанські свердловини та колодязі.

Вугільні підприємства споживають для власних потреб порівняно невелику кількість води, але мають значний вплив на стан поверхневих і підземних вод. Безпосередньо шахтні та кар'єрні води формуються за рахунок ґрунтових, тріщинних і карстових підземних вод, а також дренажних вод з гідрографічної мережі й інфільтрації атмосферних опадів, технологічних вод основного виробництва. До стічних вод вугледобувного виробництва відносяться води поверхневого і промислового стоків. До поверхневих відносяться води природного стоку з породних та вугільних відвалів, доріг і з усіх інших об'єктів, що знаходяться в межах гірничих відводів. Вугільні підприємства можуть забруднювати водойми також відпрацьованими промисловими водами та звичайними каналізаційними стоками. На першій стадії здійснюється механічне очищення, призначене для видалення суспензій і дисперсно-колоїдних частинок. Подальше очищення від хімічних речовин

здійснюється фізико-хімічними (флотація, абсорбція, іонообмін, дистиляція, зворотний осмос та ультрафільтрація й ін.), хімічними (реагентне очищення), електрохімічними та біологічними методами. Типова схема очищення шахтних і стічних вод наведена на рис. 2.5.

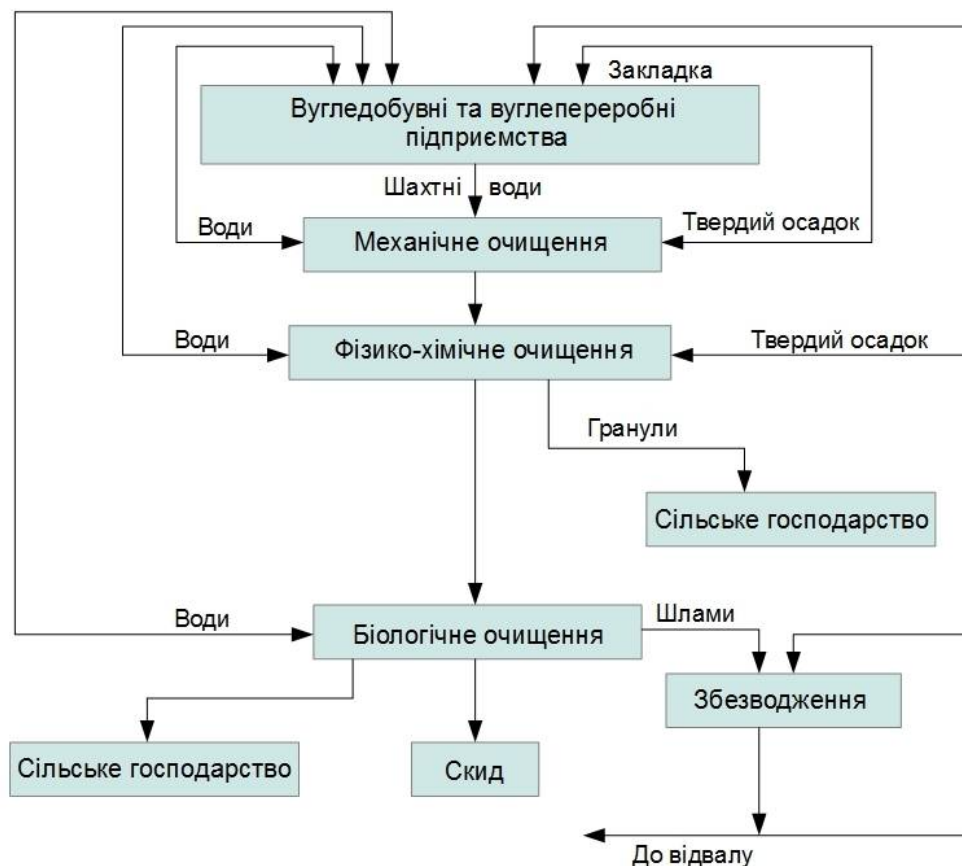


Рис. 2.5. Схема очищення та використання шахтних і стічних вод

Відходи видобутку і збагачення вугілля є небезпечними джерелами забруднення водних ресурсів. Водні й агрохімічні властивості ґрунтів у зоні, прилеглої до відвалів, на відстані 80 – 130 м від його основи мають тенденцію до погіршення. Зростає мінералізація вод, збільшується вміст заліза й алюмінію.

Ґрунтові води в зоні впливу відвалів шахт відрізняються підвищеним вмістом заліза, сульфатів, алюмінію, а також великими значеннями загальної жорсткості. Шахтний водовідлив порушує динаміку підземних вод. Відкачування вод із шахт і розрізів змінюють гідрогеологічний режим цілих районів: на прилеглих територіях зникають джерела, пересихають колодязі, повністю осушуються водоносні горизонти. Все це вимагає спеціальних методів їх охорони при розробці родовищ.

Допустимий рівень перетворень підземного водоносного горизонту за умовою збереження водотривкого шару визначається за формулою

$$N_{np} = S_0/s,$$

де  $S_0$  – величина безпечного осідання, що визначається за умови збереження суцільності водотрива;

$s$  – вертикальне переміщення підробленого масиву.

Ця рівність може бути досягнута при застосуванні закладки виробленого простору. Закладка виробленого простору або часткове відпрацювання пласта за площею є ефективним засобом від руйнування водотривів і знижує ризик затоплення шахт.

Захист водоносних горизонтів від виснаження внаслідок дренажування їх гірничими роботами провадиться також екрануванням (улаштуванням водонепроникних завіс, баражу) зони тріщин. Верхні водоносні горизонти можуть захищатися з земної поверхні рядами свердловин.

Противільтраційні екрани влаштовуються як з земної поверхні, так і з гірничих виробок на ділянках інтенсивного дренажу. Заходи щодо захисту від виснаження проводяться лише під час надходження води в шахту об'ємом понад 100 м<sup>3</sup>/год.

У даний час на шахтах застосовують низку технологічних схем очищення шахтних вод від шкідливих домішок. При цьому найбільше поширення одержали горизонтальні та вертикальні відстійники, ставки-освітлювачі, фільтри різних конструкцій.

Слід зазначити, що застосування високопродуктивної техніки в шахтах пов'язано з використанням великої кількості мінеральних масел. Частина цих масел неминуче потрапляє в шахтні води, забруднюючи їх домішками, найбільш небезпечними для флори і фауни водойми.

Застосування очисних споруд дозволяє використовувати шахтні води у зворотному циклі для виробничих потреб (пилоподавлення, приготування і подача закладки, збагачувальні процеси і т.д.), а також виключити шкідливий вплив мінералізованих шахтних вод на засолення ґрунтів, мінералізацію річок, водойм і підземних вод. Метод і ступінь очищення стічних вод повинні визначатися залежно від місцевих умов з урахуванням можливого використання очищених стічних вод для промислових або сільськогосподарських потреб. У вугільній промисловості очищена шахтна вода застосовується для пилоподавлення і технічних потреб.

Для поливу використовують шахтні води з вмістом солі до 3 г/л за умови, що параметри жорсткості води будуть в межах норми (відношення вмісту натрію до кальцію не більше 1; натрію до суми кальцію і магнію не перевищує 0,7; суми інгредієнтів до суми натрію і магнію не більше 4 для середньо- та важкосуглинистих ґрунтів і 5 – для легкосуглинистих).

Шахтні води при тих же показниках, але з мінералізацією понад 3 г/л, підлягають розбавленню в процесі руху по руслах балок і в ставках.

Гірничотранспортне обладнання на кар'єрах можна досить безболісно замінювати в процесі експлуатації підприємства. Тільки більш потужне і велике обладнання потребує розширення робочих площадок і транспортних шляхів, а це може спричинити за собою збільшення обсягу розкривних робіт.



Прийнята в проекті виробнича потужність кар'єру як з корисних копалин, так і по породах розкриття зазвичай у процесі експлуатації змінюється.

Якщо кар'єр жорстко пов'язаний зі збагачувальною фабрикою, здатною переробляти постійну кількість корисної копалини, то відбувається зміна інтенсивності розробки й обсягу розкривних робіт за рахунок уточнення місця, обсягу й якості корисної копалини.

За відсутності жорсткого зв'язку перегляд виробничої потужності провадиться у зв'язку з уточненням геології родовища, зміною потреби, введенням до кар'єру нового обладнання і т.д.

Доцільно у проекті виявляти можливу область зміни виробничої потужності та наслідків введення в кар'єр нового перспективного обладнання.

### Список літератури

1. Колоколов О.В. Про сутність та умови виявлення деяких законів геотехнології / О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко// Підземна розробка тонких і середньої потужності вугільних пластів. – Тула: ТПП, 1986. – С. 3 – 10.

2. Шитов Д.І. Визначення проектної продуктивності кар'єру з урахуванням її імовірнісного характеру / Д.І. Шитов / Изв. вузов. Горный журнал. – 1981. – № 3. – С. 14 – 19.

### 3. ЗАГРОЗА РИЗИКІВ ПРИ ГАЗОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩАХ У ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ

#### 3.1. Природа раптових викидів і гірських ударів

Досвід роботи шахт Донбасу на великих глибинах свідчить про виникнення проявів газодинамічних явищ при розробці викидонебезпечних пластів, коли порушується природний стан рівноваги вугленосного масиву в процесі ведення гірничих робіт.

Для створення безпечної й ефективної технології розробки ударо- та викидонебезпечних пластів є досить розвинена теоретична база.

Геомеханічна модель, що ілюструє схему припливу енергії з вміщуючих порід у вогнище руйнування вугілля або породи при гірському ударі, наведена на рис. 3.1. Встановлено, що у прояві гірського удару бере участь система, що містить у собі частину вугілля (породи), що руйнується, і частину прилеглого масиву гірських порід. Енергія гірського удару  $E$  складається з енергії  $E_z$ , накопиченої зруйнованим вугіллям (породою) й енергії  $E_p$  пружних деформацій гірських порід, прилеглих до ціликів або крайової частини пласта вугілля (породи). Саме приплив енергії ззовні ( $E_z$ ) повідомляє про динамічність гірського удару.

Показником динамічності гірського удару може слугувати коефіцієнт

$$\varphi_d = E_z / E_p, \quad (3.1)$$

де  $E_z$  – енергія, яка надходить із зовнішнього середовища після подолання опору породи дії стиснення, зсуву, розтягу або їх комбінацій;

$E_p$  – енергія, необхідна для руйнування породи.

Значення  $\varphi_d$  може змінюватися від нуля до 10 і більше.

Виходячи з теоретичних уявлень про природу гірських ударів та раптових викидів, прийнято їх поділяти на стріляння, мікроудари, власне гірські удари, поштовхи і гірсько-тектонічні удари.

**Стріляння** – крихке руйнування породи (вугілля, руди) на відслоненні, що проявляється у вигляді відскакування від крайової частини масиву лінзоподібних пластин різних розмірів і супроводжується різким звуком. Обсяг зруйнованих порід при стріляннях, як правило, не перевищує  $0,5 \text{ м}^3$ .

**Мікроудари** – крихке руйнування крайової частини цілика або масиву на глибину до 1 м від відслонення, що виявляється у вигляді викиду породи (руди, вугілля) в гірничі виробки обсягом до  $2 - 3 \text{ м}^3$  без важких руйнівних наслідків і без порушення технологічного процесу в очисному або підготовчому вибої. Мікроудар супроводжується різким звуком, незначним струсом масиву й утворенням пилу.

**Власне гірський удар** (або руйнівний гірський удар) – крихке руйнування цілика, його частини або частини масиву порід (руди, вугілля) на глибину понад 1 м від відслонення з викидом гірничої маси обсягом зазвичай понад 3 м<sup>3</sup> з важкими руйнівними наслідками, що порушують технологічний процес. Удар супроводжується різким звуком, сильним струсом масиву, утворенням великої кількості пилу і повітряною хвилею.

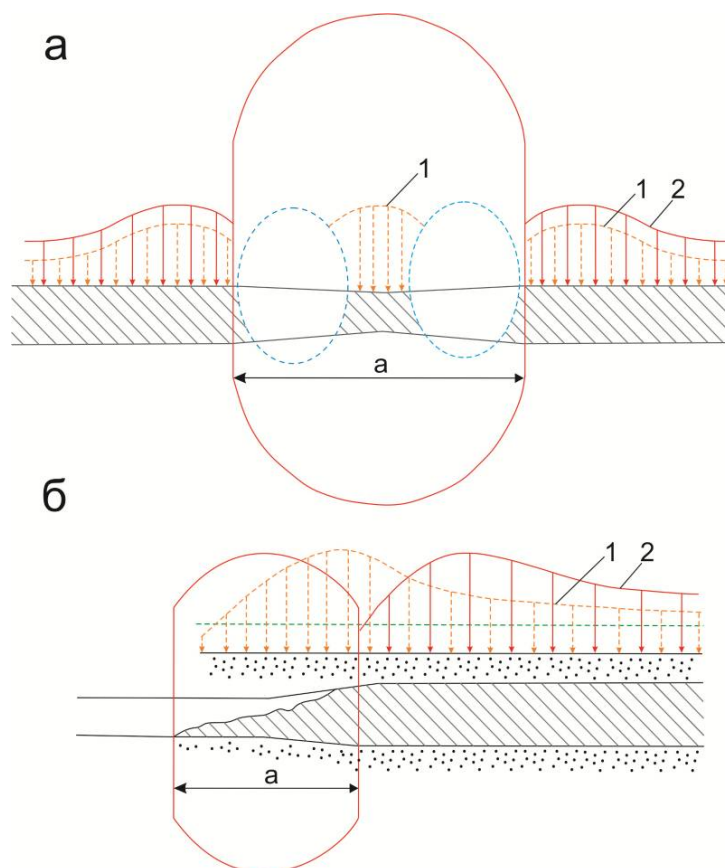


Рис. 3.1 Схема, яка відображає участь вміщуючих порід у проявах гірських ударів у цілику (а) і крайовій частині пласта (б): 1 – зони опорного тиску і розвантаження до гірського удару; 2 – те ж саме після гірського удару

**Гірсько-тектонічний удар** – крихке руйнування порід у глибині масиву у вигляді поштовху, який викликає крихке руйнування порід (руди, вугілля) в ціликах і крайових частинах масиву, прилеглого до виробок, у формі руйнівного гірського удару. Гірсько-тектонічний удар супроводжується сильним струсом масиву, різким звуком, утворенням пилу і повітряною хвилею.

**Раптовий викид вугілля** (породи) і газу являє собою крихке руйнування вугілля (породи) попереду вибою гірничої виробки в результаті силової дії потенційної енергії пружного деформування порід і вугілля й енергії вільного

газу з винесенням гірничої маси газом, що розширюється, з важкими руйнівними наслідками. Викид супроводжується глухими ударами, струсом масиву, повітряною хвилею і заповненням гірничої виробки викинутим вугіллям (породою).

Останніми роками раптові викиди пов'язують як з дією гірського тиску при високому рівні напруги в силовому полі вуглевмісного масиву, так і з дробильною та металльною дією газів, що розширюються.

Відомо, що небезпечні пласти характерні наявністю особливо вибухонебезпечних зон, ймовірність раптового викиду в межах яких на 1 – 2 порядки перевищує можливість викиду газу і вугілля при веденні гірничих робіт на тих же небезпечних пластах, але поза цими зонами. Поширення небезпечних зон є значним – на викидонебезпечних пластах Донбасу протяжність потенційно викидонебезпечних зон становить близько 30% загального посування лав.

Причини походження газодинамічних явищ у даний час поділені на кілька груп. До першої причини відносяться фактори, обумовлені силами гірського тиску від ваги верхньої товщі порід і певними фізико-механічними властивостями схильної до викиду породи. Друга причина пов'язана з наявністю газів у вуглепородному масиві. До третьої причини можна віднести тектонічні напруги, величина яких набагато більше виникаючих гравітаційних напруг від ваги порід налягаючої товщі [1, 2].

Раптовий викид вугілля і газу являє собою руйнування вугільного масиву, що швидко розвивається, попереду вибою з подальшим викидом зруйнованого вугілля у виробку і виділенням газу. Маса викинутого вугілля коливається від декількох тонн до декількох тисяч, а іноді десятків тисяч тонн. Кількість газу, що виділяється, зазвичай становить 15 – 40 м<sup>3</sup>, у деяких випадках 180 – 200 м<sup>3</sup> на 1 т викинутого вугілля [3].

Раптові викиди часто супроводжуються повітряною ударною хвилею, особливо сильною при викидах, що викликані хитним висаджуванням. Повітряна хвиля посилює, зупиняє або перекидає вентиляційний струмінь.

Раптові викиди не відбуваються миттєво. Процес викиду триває певний проміжок часу, зазвичай до 3 – 5 хв. Акустичні та сейсмоакустичні спостереження показують, що викиди, як правило, розвиваються досить повільно, навіть якщо вони викликані хитним висаджуванням. Розвиток викиду відбувається уповільнено, поштовхами, його прояви то посилюються, то зменшуються. Між окремими поштовхами можуть проходити досить значні проміжки часу. Так після хитного висаджування може відбутися невеликий викид, а через кілька днів відбудеться основний викид з повним засипанням викинутим вугіллям прилеглих виробок.

Викинуте вугілля буває, як правило, більш-менш подрібненим. Дрібні та пилоподібні частинки відкидаються від місця викиду на значну відстань. Більш крупний матеріал переміщується як «поточна маса» по ґрунту пласта або виробки. Потік викинутого вугілля обтікає перешкоди і переносить великі куски й окремі брили через повороти і сполучення виробок. Викинутим вугіллям переміщуються або перекидаються вагонетки, мнуться або рвуться вентиляційні труби, скидаються трубопроводи і навіть згинаються рейки. Пошкодження кріплення зазвичай незначні.

При викидах, викликаних підливними роботами, механічні пошкодження бувають важчими. У вибоях стволів, наприклад, великі брили породи можуть бути підкинуті на десятки метрів. При раптових викидах пісковиків і соленосних порід кріплення й армування стволів пошкоджуються на великій відстані від вибою. При раптових викидах вугілля і газу разом з вугіллям можуть виноситися вміщуючі породи.

При досить великій протяжності горизонтальних або похилих виробок викинута гірнична маса розташовується подовженими експоненціально зменшеними відкосами. Тонкоподрібнене і пилоподібне вугілля розподіляється за ходом вентиляційного струменя. Якщо ж обсяг виробок, прилеглих до порожнини викиду, недостатній, то порожнина викиду залишається більшою чи меншою мірою заповненою відірваним від масиву матеріалом. У цьому випадку у викинутій гірничій масі утворюються плоскі або каналоподібні порожнечі, за якими з порожнини в гірничі виробки проривається газ.

Винесення гірничої маси і власне сам викид припиняються, якщо в результаті заповнення простору перед вогнищем викиду цей процес гальмується самостійно або якщо порожнина викиду буде обмежена будь-якою перешкодою. У той час як винесення породи в процесі раптового викиду припиняється порівняно швидко, газовиділення може тривати кілька годин або днів.

Крім першої хмари пилу, іноді досить значної, для повністю розвиненого раптового викиду породи і газу характерне утворення дрібного пилу, що забиває дихальні шляхи людей, які гинуть від асфіксії навіть у тому випадку, якщо їх не засипає викинутою масою.

Таким чином, для виникнення раптового викиду вугілля (породи) і газу необхідні наступні передумови:

- ослаблена або невелика механічна міцність порід і зв'язків між породними шарами поблизу виробки або свердловини;
- досить великий природний тиск газу в небезпечному шарі вугілля (породи) на близькій відстані від виробки або свердловини;
- досить висока газоносність порід;

- схильність породи до крихкого руйнування;
- наявність зони посиленого гірського тиску;
- здатність вугілля до швидкої газовіддачі.

На шахтах України застосовуються два різновиди поточного прогнозу для контролю викидонебезпечності вугільних пластів: оснований на вимірюванні сейсмоакустичної активності пласта і оснований на вимірюванні початкової швидкості газовіддачі небезпечного пласта в шпури.

Сейсмоакустичний прогноз викидонебезпечних зон оснований на визначенні динаміки величини годинної та середньогодинної шумності під впливом технологічних процесів і зміни газодинамічного стану пласта. Ознакою входу вибою в небезпечну зону вважається стійке зростання середнього значення годинної шумності, газоносного гірського масиву. Реєстрацію і виміри сейсмоакустичної активності пласта здійснюють за допомогою звукоуловлювальної апаратури.

Орієнтовний поточний прогноз викидонебезпеки за початковою швидкістю газовіддачі пласта здійснюється за допомогою шпурів. Якщо абсолютна величина швидкості газовіддачі не досягає 1 л/хв, то зона пласта відноситься до безпечної за викидами. Зона вугільного пласта є небезпечною, якщо початкова швидкість газовіддачі пласта в контрольний шпур перевищує 1 л/хв.

У більшості випадків раптовим викидам передують низка явищ: збільшується газовиділення з пласта, відскакування кусків вугілля від вибою, посилюється гірський тиск на кріплення виробок, у масиві з'являється тріск і удари, що нагадують звук гарматної стрілянини, в окремих випадках спостерігалися випинання ґрунту та виділення води. Однак на деяких небезпечних пластах раптові викиди відбувалися без попереджувальних ознак або ж ознаки виявлялися тільки в момент викиду.

Основна маса викинутого вугілля зазвичай представлена тонким пилом. Часто пил покриває викинуте вугілля шаром товщиною до 0,5 м. Поверхня викинутого пилу іноді буває хвилястою, на ній помітні канавки, орієнтовані за напрямком руху газу. В інших випадках на поверхні вугільного пилу спостерігаються невеликі воронкоподібні поглиблення, що вказують на те, що бурхливе виділення метану з викинутого вугілля і пилу тривало і після викиду.

### **3.2. Методи нейтралізації ризиків при газодинамічних проявах на вугільних шахтах**

Запобігання викидам на шахтах України при розкритті викидонебезпечних пластів квершлагами, проведення підготовчих виробок і в процесі очисного

виймання відбувається за рахунок регіональних заходів – випереджаючого відпрацювання сусідніх з викидонебезпечним захисних вугільних пластів і випереджаючої дегазації чи зволоження небезпечних пластів і локальних заходів – спеціальної гідрообробки викидонебезпечних масивів і штучної зміни їх напружено-деформованого та газодинамічного стану привибійної зони газоносного викидонебезпечного вугільного пласта.

Випереджаюча дегазація викидонебезпечних пластів свердловинами, які бурять завчасно на викидонебезпечному пласті на всю висоту поверху, більш широко використовується при розробці пластів понад 1,5 м і видобуванні до 40% всього відсмоктуваного метану, що складає 60 – 70 млн м<sup>3</sup>/рік, знижуючи за рахунок випереджаючої дегазації природну газоносність небезпечного пласта з 20 – 30 до 10 – 15 м<sup>3</sup>/т.

У Донбасі широко використовують локальні противикидні заходи – гідрообробка масиву пласта попереду вибою й утворення спеціальних розвантажувальних щілин і пазів. Методи гідропушуння, гідровіджимання, гідрорізання, торпедування масиву зарядами підвищеної ваги й утворення розвантажувальних щілин і пазів використовують у третини загальної кількості підготовчих вибоїв на викидонебезпечних пластах.

Для запобігання викидам газу і вугілля при розкритті небезпечних пластів (особливо в шахтах, що розробляють круті викидонебезпечні пласти) використовують метод гідровимивання вугільного масиву небезпечного пласта поблизу пересікання пласта квершлагом. Для підвищення безпеки робіт процес гідровимивання виконують дистанційно. Запобігання можливості виникнення ризикованої ситуації при розкритті викидонебезпечного вугільного пласта (зростання концентрації напружень і градієнта тиску газу при одночасному скороченні дистанції між початковими і граничними точками) досягається шляхом виймання пласта у зоні його розкриття на дільниці, межі якої на 1,5 м і більше виходять за проектний контур перерізу квершлагоу, що проходять. Процес розмивання масиву небезпечного пласта відбувається через свердловини, які бурять з квершлага в небезпечний пласт через породну пробку (шар) товщиною понад 4 м, яку залишають між вибоєм квершлага та небезпечним пластом. Діаметр свердловин 80 – 200 мм. У пробурені до розкривного пласта свердловини заводять гідромонітор з вигнутою насадкою діаметром 6 – 10 мм. Середня швидкість гідровимивання порожнини при розкритті пластів 0,5 м/хв. Розкриття небезпечного пласта після закінчення процесу його вимивання відбувається за допомогою підричних робіт (без присутності людей у вибої квершлага) чи прохідницьким комбайном після зниження тиску метану від природної величини (4 – 12 МПа) до залишкового тиску метану до 1 МПа у контрольних свердловинах, які бурять з вибою

квершлягу і що пересікають розкривний небезпечний пласт у 4 – 5 м від проектного контуру квершлягу. Вимивання вугілля небезпечних пластів, які мають м'які, сипучі вугілля, відбувається в низхідному (зверху вниз) порядку гідровимивання, при якому для запобігання обваленню навислого вугільного масиву в порожнини верхня її частина заповнюється через контрольні свердловини швидкотвердіючим густим бетоном, після чого процес гідровимивання продовжується до закінчення. При високій міцності вугілля небезпечного пласта використовується висхідний порядок гідровимивання.

Значні труднощі виникають під час проходки дільничних виробок (штреків) на викидонебезпечних високогазоносних пластах, оскільки у штреках важкість наслідків викидів значно більша ніж у лавах – вищі матеріальні та трудові витрати на ліквідацію наслідків викидів, більша складність видалення виверженого вугілля і розбавлення метану тощо. Низькі темпи посування вибоїв штреків на викидонебезпечних пластах здорожчують підготовчі роботи й ускладнюють використання прогресивних методів розробки пластів.

Проходка виробок по викидонебезпечних вугільних пластах виконується буропідричним і комбайновим способами. Підричні роботи в режимі хитного висаджування, як правило, на шахтах виконують не більше одного разу на добу, внаслідок чого темпи посування виробок низькі. Трудомісткість противикидних заходів в особливо складних умовах досягає 25 – 30% загальної трудомісткості проходки виробок. Одним із напрямів підвищення темпів посування гірничих виробок є їх механізована (комбайнова) проходка. Однак необхідність використання спеціальних противикидних заходів суттєво знижує швидкість посування вибоїв штреків при використанні прохідницьких комбайнів – середні темпи звичайної комбайнової проходки штреків на викидонебезпечних вугільних пластах Донбаса не перевищують 60 – 70 м/місяць при загальному обсязі комбайнової проходки близько 15%.

### **Методи запобігання газодинамічним явищам**

Під час проходки виробок по викидонебезпечних вугільних пластах і породах (пісковиках) використовують регіональні та локальні противикидні заходи. Із регіональних на шахтах України використовується в основному випереджаюча розробка захисних пластів, противикидна захисна дія яких створюється внаслідок часткового розвантаження і дегазації викидонебезпечного гірського масиву, зміни його напружено-деформованого стану і покращення газодинамічного стану – зменшення величини тиску метану в пласті, зниження метаності (кількості метану, який міститься у вугіллі у вільному та сорбованому стані), підвищення газопроникності масиву небезпечного пласта.



Основними способами запобігання раптовим викидам у Донбасі (особливо на пластах положистого залягання, які, як правило, не мають захисних пластів) є локальні заходи, за допомогою яких на викидонебезпечних пластах Донбасу проходять до 50% всіх виробок.

**Гідророзпушування** вугільного пласта, гідровіджимання, гідрорізання і торпедування викидонебезпечних вугільних пластів, зміна напружено-деформованого стану небезпечних пластів за допомогою розвантажувальних пазів, щілин і порожнин використовувалось в 26% підготовчих вибоїв і близько 18% лав на викидонебезпечних пластах. Найбільш широке використання із локальних противикидних заходів одержав спосіб спеціальної гідрообробки привибійної зони викидонебезпечного вугільного пласта, що базується на високонапірному нагнітанні води у привибійну зону пласта в режимі гідророзпушування.

Останніми роками для кардинального вирішення проблеми безпечної проходки виробок на газоносних викидонебезпечних пластах вугілля і пісковиках використовують нові способи запобігання виникненню викидонебезпечних ситуацій в період виконання процесу противикидних заходів. Ці способи добре поєднуються з основними технологічними процесами проходки штреків.

**Гідровіджимання** привибійної зони небезпечного вугільного пласта відбувається завдяки нагнітанням води в пласт під високим тиском (10 – 35 МПа) з метою деформації напружено-деформованого газоносного вугільного масиву і розвантаження привибійної зони від напруження.

Гідровіджимання використовують в очисних і підготовчих вибоях. Максимальний тиск води визначають з виразу

$$N_{max} \geq 0,75 \cdot H + N_g, \quad (3.2)$$

де  $H$  – глибина залягання пласта, м;

$N_g$  – втрати тиску в гідромережі, Па.

Довжина герметизації шпурів для нагнітання води складає 3 – 6 м. Довжину шпуру приймають на 0,3 – 0,4 м більше від довжини герметизації.

Насосні установки повинні мати продуктивність не менше 30 – 35 л/хв і розташовуватись в 100 – 150 м від підготовчої та очисної виробок.

Обробка привибійної зони гідровіджиманням призводить до зменшення несучої здатності вугілля в зоні віджимання, перерозподілу гірського тиску, максимум концентрації напружень якого переміщується вглиб вугільного масиву, і до зниження величини тиску метану у привибійній зоні масиву. Величина і швидкість деформацій пласта в бік вибою виробки зростає зі збільшенням об'єму витрат води, що нагнітається в масив, і також зі скороченням глибини герметизації. Гідровіджимання привибійного масиву

небезпечного пласта в штреках відбувається за допомогою коротких (4 – 6 м) свердловин діаметром 42 – 50 мм і з глибиною герметизації 2 – 3 м. При швидкості високонапірного нагнітання води 15 – 30 л/хв витрати води на один цикл посування вибою штреку складають 2 – 3 м<sup>3</sup>.

Гідровіджимання привибійної зони вугільного пласта збільшує швидкість зсуву (конвергенцію) бокових порід у 30 – 80 разів у порівнянні зі зсуванням у ремонтні зміни. Максимальна швидкість зсуву бокових порід відбувається під час самого процесу гідровіджимання, а потім в обробленому гідровіджимом привибійному масиві небезпечного пласта відмічається більш спокійний та рівномірний зсув порід, ніж в необробленій зоні.

### **Гідровимивання порожнин у вугільному пласті**

Гідровимивання вугілля небезпечних пластів при проходці штреків призводить до утворення в пласті випереджаючих вибій штреку свердловин-порожнин глибиною до 20 м з початковим діаметром 300 – 400 мм. Швидкість вимивання вугілля 0,4 – 0,7 м/хв, тиск води під час гідровимивання пластів з міцним вугіллям 5 – 6 МПа, а з м'яким вугіллям 2 – 4 МПа. В процесі гідровимивання випереджаючої порожнини із пласта в штрек виноситься 15 – 30 т вугілля. Процес гідровимивання супроводжується зростанням об'єму метану на 150 – 300 м<sup>3</sup>, який виділяється в штрек, що складає 5 – 10 м<sup>3</sup>/т вугілля в розрахунковій зоні впливу порожнини гідровідмивання. Гідровимивання вугілля небезпечного пласта у штреку, також як і гідровіджимання, значно (в 3 – 6 разів) збільшує величину добових зсувів (зміщень, конвергенції) бічних порід у штреці при одночасному суттєвому зменшенні затримок таких зсувів.

Шахтними замірами встановлено, що деформації небезпечного вугільного пласта склали в бік штреку 2 – 8 мм і в 0,8 м від гідропорожнини – до 6 – 8 мм. Величина зони ефективного противикидного впливу гідропорожнини попереду вибою штреку 0,8 – 1 м. Постійне незнижувальне випередження вибою штреку порожниною гідровимивання вугілля повинно складати 4,5 – 5 м.

Більш висока (у 2 – 3 рази надійніша) противикидна ефективність забезпечується у випадку, коли замість гідровимивання випереджуючих свердловин-порожнин із вибою штреку у випереджаючому вугільному масиві поблизу від покрівлі штреку вимивають щілину шириною 1,5 – 2 м і глибиною до 10 м.

### **Гідророзпушування викиднебезпечного вугільного пласта.**

Гідророзпушування пласта передбачає штучне зменшення напружено-деформованого стану і збільшення фільтраційних властивостей небезпечного пласта під високим тиском. Тиск нагнітання води в пласт при гідророзпушуванні  $(0,01 - 0,2)\gamma H$  МПа ( $\gamma$  – середня щільність шарів породи, т/м<sup>3</sup>;  $H$  – глибина від поверхні, м), темп нагнітання залежить від механічної

міцності, геологічної будови та проникності пластів і повинен бути не менше 3 л/хв, об'єм закачування дорівнює 20 л/т. Оптимальна довжина свердловини 7 – 12 м, глибина герметизації нагнітальних свердловин 4 – 8 м.

Мета гідророзпушування небезпечного вугільного пласта – збільшення природно-експлуатаційної зони розвантаження пласта у привибійній частині вугільного масиву, бо величина зони розвитку інтенсивної експлуатаційної тріщинуватості пласта попереду рухомого вибою штреку непостійна і може змінюватись від 0,3 – 0,7 м до декількох метрів. Під дією нагнітання води у привибійну зону пласта в режимі гідророзпушування в пласті розкриваються існуючі природні й експлуатаційні тріщини й утворюються нові, що підвищує фільтраційні властивості масиву. Завдяки цьому зростає процес природної (без відсмоктування газу через свердловини під вакуумом) дегазації пласта, зона максимуму опорного гірського тиску зміщується в глибину масиву, знижується рівень потенціальної енергії у привибійній зоні і, як наслідок, усуваються умови можливого утворення викидонебезпечних ризиків у штреку.

Кількість води, що подається в одну свердловину в процесі нагнітання, визначається з виразу

$$W = \frac{2 \cdot Q \cdot r \cdot m \cdot \gamma}{1000} \cdot (h_n + h_2), \quad (3.3)$$

де  $W$  – об'єм води для нагнітання через одну свердловину, л/хв;

$Q$  – питомі витрати води, л/т ( $Q \geq 20$  л/т);

$r$  – ефективний радіус насичення водою пласта, м;

$m$  – потужність пласта, м;

$\gamma$  – щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$h_n$  – незнижувальна відстань випередження, м ( $h_n = 2$  м);

$h_2$  – глибина герметизації свердловини, м ( $h_2 = 3 - 6$  м).

Гідророзпушування привибійного масиву викидонебезпечного пласта є завершеним при одночасному виконанні (дотримуванні) трьох умов: появи води на вугільній поверхні у вибої, зниженні тиску води у високонапірному трубопроводі не менше ніж на 30% величини тиску нагнітання та подачі кількості води в свердловину не менше 20 л/т розроблюваного вугілля в масиві.

**Спосіб передового гідрорізання масиву.** Для забезпечення високої швидкості посування підготовчих вибоїв на високометаносних малогазопроникних ( $\lambda \leq 1,5 \cdot 10^{-3}$ ,  $\mu\text{D}$ ) небезпечних пластах використовується передове гідрорізання породного масиву. За допомогою спеціальних пристроїв під високим тиском через свердловину довжиною 100 – 150 м у масиві створюється порожнина-щілина шириною до 1,5 м, висотою 0,1 – 0,2 м і довжиною, яка дорівнює передовій свердловині. Для створення щілини з вибою

виробки в напрямку її проходки вибурюється свердловина діаметром 100 – 150 мм і довжиною до 100 – 150 м. У пробурену свердловину вводять постав штанги, на кінці якої монтується гідроперфоратор з двома протилежно направленими насадками конусовидної форми, які перетворюють статичний напір у швидкісний, що різко збільшує швидкість водяного струменя, дальність польоту і силу удару. Процес гідрорізання вугільного масиву відбувається під тиском нагнітання води  $180 \text{ Н/см}^2$  з витратами  $35 \text{ м}^3/\text{год}$  у напрямку від вибою свердловини до її устя. Такий спосіб зміни початкового газодинамічного стану вугільного пласта забезпечує високу ефективність дегазації масиву (65 – 85%) і зміну його напружено-деформованого стану. Так, природня метаноносність вугілля в зоні розвантажувально-дегазувального впливу передової щілини знизилась через 1 – 2 доби на  $2 – 3 \text{ м}^3/\text{т}$ , через 5 – 6 діб – на  $6 – 7 \text{ м}^3/\text{т}$  і через 8 – 10 діб – на  $10 – 11 \text{ м}^3/\text{т}$ . Штучна зміна газодинамічних властивостей і підвищення інтенсивності дегазації пласта за рахунок перерозподілу гірського і газового тиску в пласті обумовлює усунення зони підвищеного напружено-деформованого стану і високого тиску метану, що в кінцевому рахунку дозволяє у 3 – 5 разів збільшувати темпи проходки виробки.

**Випереджаюче відпрацювання захисних пластів.** Найбільш надійним і ефективним способом запобігання ризикам, пов'язаних з раптовими викидами метану і вугілля, є випереджаюче відпрацювання сусідніх (захисних) вугільних пластів, які, звичайно, мають меншу, ніж підзахисні викидонебезпечні пласти, потужність, гіршу якість і велику міцність вугілля. Тому відробка захисних пластів звичайно відбувається лише для забезпечення можливості безпечного виймання захисних викидонебезпечних пластів. При цьому випереджаюче виймання одного із світи зближених вугільних пластів – захисного, викликає зрушення і зміщення вміщуючих цей пласт породних товщ, що в свою чергу призводить до перерозподілу гірського тиску в сусідніх з розроблюваним захисним пластом породних і вугільних шарах. Тому надробка й особливо підробка вугільних пластів різко збільшує фільтраційну здатність і газопроникність підзахисних викидонебезпечних пластів внаслідок проявів розтяжних зусиль, які викликають розкриття природних (тектонічних, ендегенних, кліважних) і виникнення нових (експлуатаційних) тріщин. Часткове розвантаження від гірського тиску збільшує обсяг підзахисних викидонебезпечних вугільних пластів до 0,1 – 0,4% за рахунок пружних деформацій порід і розгалуження тріщиноутворення, що в свою чергу порушує існуючу в пласті рівновагу в системі «вугілля-метан-вода», значно збільшуючи десорбцію метану з підроблених і надроблених пластів. Тому утворення загальної системи газопровідних тріщин з природних і експлуатаційних тріщин

у міжпластовій породній товщі та підзахисних пластах підвищує газовіддачу вугілля підзахисних пластів на 2 – 4 порядки у порівнянні з природною.

Однак в Україні не всі викидонебезпечні пласти (в основному крутого залягання) розробляються під повним захистом, частина пластів не має надійного захисту через велику потужність міжпластів, малу потужність та погану якість вугілля захисних пластів, високе газовиділення тощо. Тому проблема ефективного використання захисних пластів у глибоких шахтах має три основні завдання: підвищення надійності захисної дії підробки й особливо надробки викидонебезпечних пластів при безперервному зростанні газоносності вугілля та газового тиску в пластах з глибиною; штучного збільшення радіуса надійної захисної дії; забезпечення планомірного відпрацювання захисних пластів в умовах підвищення метану у виробках за рахунок більш швидкого зростання газовиділення з вироблених просторів.

Також використовують метод штучного збільшення ступеня дегазації під- і надроблених викидонебезпечних пластів з метою підвищення радіуса (зони) захисної дії в 1,4 – 1,6 разів за рахунок більш повної дегазації підзахисних пластів, що дозволяє підвищити обсяг захисного відпрацювання в Донбасі до 50 – 60 %.

Розроблено метод прогнозування величини залишкового тиску газу у викидонебезпечному пласті залежно від співвідношення потужностей міжпласта і захисного пласта, кута падіння і міцнісних властивостей гірських порід як для умов звичайно використовуваних схем підробки і надробки, так і для умов захисного відпрацювання в комплексі з дегазацією. Розроблено комплексний критерій захисту за газовим і деформаційним чинниками. У типових гірничо-геологічних умовах розробки вугільних пластів у Донбасі величина безпечного газового тиску складає 6 – 8 Н/см<sup>2</sup>. Для визначення ступеня захищеності викидонебезпечних вугільних пластів за комплексним критерієм (з урахуванням газодинамічного і напружено-деформованого стану пластів) розроблено метод оцінки ступеня захищеності викидонебезпечного пласта.

Розвантаження порід від напружень навколо очисної виробки – умова необхідна, але недостатня. На деякій відстані від захисного пласта ступінь розвантаження може бути недостатнім для того, щоб повністю виключити ризик можливого динамічного явища. Виникає необхідність встановити критерій захисної та розвантажувальної дії, який може дати відповідь: чи стан масиву гірських порід є критичним чи ні.

Критерій безпеки за чинником гірського тиску ґрунтується на використанні вихідних нормальних до напластування напружень  $\sigma_{y0}$ . Якщо на

глибині  $H_0$  відбувся динамічний викид, то середні нормальні до напластування напруження  $\sigma_{y0}$  на поверхні виробки [4] становлять

$$|\sigma_{y0}| = \gamma \cdot H_0 \cdot (\cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha), \quad (3.4)$$

де  $\sigma_{y0}$  – вертикальне головне напруження, Н/м<sup>2</sup>;  
 $\gamma$  – середня щільність шарів верхньої товщі порід, т/м<sup>3</sup>;  
 $H_0$  – глибина від поверхні, м;  
 $\lambda$  – коефіцієнт бічного розпору порід;  
 $\alpha$  – кут залягання пласта, град.

Якщо в кожній точці масиву гірських порід, де проходить виробка по небезпечному пласту, напруження  $\sigma_y$  не більше  $|\sigma_{y0}|$ , то умова безпеки за чинником гірського тиску буде виконана. Критерій безпеки за чинником тиску

$$|\sigma_y| < |\sigma_{y0}|. \quad (3.5)$$

Сутність критерію полягає в тому, що глибина  $H_0$  як би «випробувана» практикою відпрацювання захисного пласта на різних глибинах  $H < H_0$ . При цьому вважається, що умови відпрацювання захисного пласта містили в собі весь діапазон можливих гірничотехнічних ситуацій, тобто виникали напруження майже до максимально можливих.

Виникнення динамічного явища визначається напруженим станом крайової частини пласта. Розподіл навантажень в зоні опорного тиску може бути визначено через коефіцієнти інтенсивності  $K_i$  нормальних до напластування напружень. Сутність коефіцієнта інтенсивності напружень можна пояснити на прикладі розв'язання задачі про ізольовану виробку. Рішення задачі про опорний тиск при різних навантаженнях на підшві виробки має особливість степінь 1/2 при наближенні до країв виробки (точки  $\pm x_0$ ). Коефіцієнт інтенсивності нормальних до напластування напружень, що характеризує «силу» цієї особливості визначається за формулою

$$K_i = - \frac{1}{\sqrt{n_{x_0 - x_0}}} \int_{x_0}^x \sqrt{\frac{x_0 - x}{x_0 + x}}.$$

Критерієм безпеки за коефіцієнтами інтенсивності є нерівність [4]

$$|K_i| < |K_{i0}|,$$

де  $K_{i0}$  – безпечне значення коефіцієнта інтенсивності.

Коефіцієнти інтенсивності лінійно залежать від вихідного рівня нормальних до напластування напружень –  $K_i = \varphi \cdot \sigma_{усер}$ . При цьому функція  $\varphi$  залежить тільки від геометричних особливостей гірничотехнічної ситуації.

Також було показано [4], що критерій безпеки (3.2) є частковим випадком більш загального критерію (3.4). В результаті захисні зони, які розраховані з використанням критерію (3.2), визначаються з деяким запасом порівняно з випадком розрахунку за критерієм (3.4).

Перевагою критерію (3.2) є те, що при його використанні не потрібно враховувати виробку, яку проходять по небезпечному пласту. Це дозволяє спростити й узагальнити роль різних чинників, що впливають на захисні зони.

Критерій (3.4) ґрунтується на тому, що в захисній області нормальні до напластування напруження знижені до такого рівня, при якому проходка виробки в цій зоні призведе до небезпечних концентрацій напружень. Тому в процесі розрахунку захисних зон за критерієм (3.4) знаходять відображення такі чинники, як ширина виробки, розташування і порядок відпрацювання стовпа.

Область можливого використання підходу для оцінки небезпечного чи безпечного стану гірського масиву є достатньо широкою. Так, якщо на деякій глибині  $H$  виникли труднощі з підтримкою підготовчих виробок і існує можливість для першочергового відпрацювання суміжних пластів, то прийнявши  $H = H_0$  і використовуючи комплексний критерій (3.1), можна створити умови ефективного використання захисної дії пластів за чинником підтримання й охорони виробок.

Розглянемо приклад розрахунку напруженого стану і визначення захисної зони під час розробки двох пластів.

Пласти потужністю 1 м відпрацьовані у низхідному порядку до глибини 700 м без залишення ціликів. Небезпечний пласт і підроблюючий його захисний залягають під кутом  $\alpha = 60^\circ$  до лінії горизонту. Потужність міжпластя дорівнює 50 м. Необхідно встановити при якій ширині виробки на захисному пласті під захистом буде ділянка небезпечного пласта між горизонтами з відмітками 700 – 820 м (рис. 3.2). За критерій захисту приймемо умову (3.2) при  $K_i \cdot \gamma \cdot H_0 = 7,5$  МПа.

Після відпрацювання на захисному пласті горизонту з відмітками 700 – 820 м відбувається розвантаження прилеглих порід і небезпечного пласта. Захищена зона за нормальним до напластування напруженням (ізолінія  $|\sigma_y| = 7,5$  МПа) обмежена на рис. 3.1 заштрихованою лінією. Підробка небезпечного пласта дозволила в даній ситуації захистити верхню половину горизонту, який розглядається. Однак відпрацювання одного горизонту на захисному пласті виявилось недостатнім для того, щоб нормальні до напластування напруження на розглянутій ділянці небезпечного пласта не перевищували критичного значення  $K_i \cdot \gamma \cdot H_0$ .

Для забезпечення захисту небезпечного пласта на всю висоту поверху можна провести відпрацювання захисного пласта на нижньому горизонті 940 м.

Розподіл нормальних до напластування напружень (ізолінія  $|\sigma_y| = 7,5$  МПа) для цієї ситуації наведено на рис. 3.1 суцільною лінією. Розрахунки показують, що в захищену зону потрапляє більша частина небезпечного пласта на ділянці, що розглядається. Однак тепер незахищеним стає 30-метровий проміжок у верхній частині гор. 820 м. Це можна пояснити впливом частково відновлених навантажень на захисному пласті. В той же час у захисну зону потрапляє 75-метрова ділянка наступного горизонту на небезпечному пласті (гор. 940 м). Тому при випередженні очисних робіт на захисному пласті до глибини близько 880 м небезпечний пласт буде захищений на всю висоту поверху.

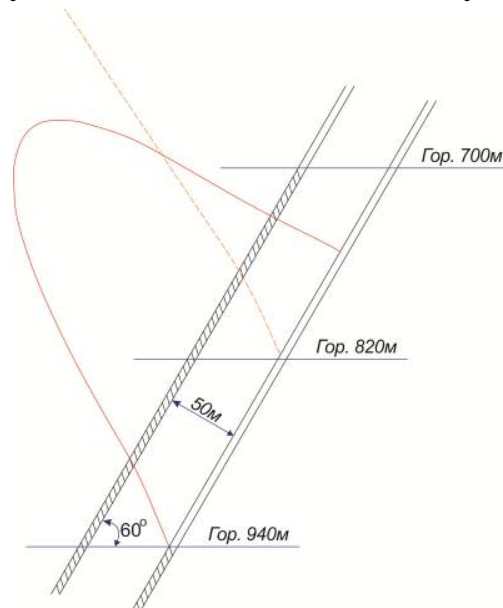


Рис.3.2. Захищені зони при відпрацюванні захисного пласта з випередженням на горизонт при низхідному порядку відпрацювання поверхів

Порівняльними дослідженнями газової динаміки надроблених крутих вугільних пластів з використанням штучної дегазації свердловинами із статистичними даними про викиди, що відбулися в надроблених пластах і які залягають на різних відстанях нижче захисного, встановлено, що надійним критерієм  $K$  захисної надробки в комплексі з дегазацією небезпечного пласта є величина відносного залишкового тиску метану в захисному пласті.

При  $K \leq \frac{P_z}{P_n}$ , де  $P_z$  – абсолютна величина залишкового тиску метану у

підзахисному пласті, МПа;  $P_n$  – величина природного тиску метану у викиднебезпечному пласті, МПа.



При  $K = (0,4 - 0,5) \frac{P_z}{P_n}$  – вірогідність і сила викиду різко знижуються

внаслідок захисної надробки, а при  $K > 0,6 \frac{P_z}{P_n}$  – небезпечний пласт надробкою не захищається.

Встановлено, що при міжпластовій потужності  $M \leq 35$  м захисна надробка без штучної дегазації пласта досить ефективна. При  $M > (35 - 45)$  м (залежно від літологічного складу порід міжпластя) надробка небезпечного пласта без штучної дегазації недостатньо ефективна. При  $M > 50$  м дегазація є ефективним засобом захисту надроблюваного пласта і при  $M > (70 - 90)$  м використання захисної надробки в комплексі з дегазацією небезпечного пласта не відвертає раптового викиду.

Відстань між пластами, м	Відстань між свердловинами за простяганням, м	Кількість свердловин у куці
$\leq 25$	–	–
25 – 35	30*	1
35 – 45	25 – 30	1
45 – 60	20 – 25	2
$> 60 - 70$	10 – 15	3

\* Дегазація використовується для прискорення одержання ефекту захисту і за наявності дуже міцних потужних шарів пісковика в складі порід міжпластя.

**Розвантажувальні щілини.** Цей метод є універсальним для запобігання раптовим викидам у вибоях підготовчих виробок. Сутність цього локального метода запобігання викидам вугілля і метану в процесі проходки штреків по небезпечному вугільному пласту (ефективний також і для запобігання викидам породи і газу) полягає в штучній зміні напружено-деформованого та газодинамічного стану привибійної частини викидонебезпечного масиву гірських порід за допомогою спеціальних розвантажувальних порожнин і щілин. Під дією розвантажувально-дегазуювальних порожнин і щілин відбувається зниження напружень у викидонебезпечному газоносному масиві за рахунок пружного відновлення у зоні, яка безпосередньо прилягає до порожнини. Окрім цього, утворення розвантажувальної порожнини біля небезпечного пласта призводить до повної чи часткової дегазації привибійної частини небезпечного масиву внаслідок різкого підвищення його фільтраційних властивостей в зоні впливу порожнини.

Під час утворення розвантажувальної порожнини поблизу небезпечного пласта відбувається розвантаження і дегазація привибійного масиву, що супроводжується вивільненням потенціальної енергії. Розподіл питомої потенціальної енергії в глибину вугільного масиву суттєво залежить від розмірів (глибини, ширини) порожнини.

Напружений стан і, як наслідок, величина потенціальної енергії в масиві біля розвантажувально-дегазувальної порожнини залежить від розмірів порожнин-щілин і відстані між порожниною і небезпечним пластом.

Основними параметрами штучного керованого вивільнення енергії викиднебезпечного масиву є відстань між порожниною і вугільним пластом  $l$  і швидкістю утворення порожнини  $V$ . Мінімальна величина за умовами безпеки складає  $l = 0,5$  м;  $V = 0,28$  м. Вибурювання порожнин у вугільному пласті відбувається у вміщуючих породах на відстані 0,5 м вище небезпечного пласта. Максимальне розвантаження небезпечного вугільного відбувається при ширині розвантажувальної порожнини більше сумарної величини зміщення її контуру, тобто одним із чинників захисної дії є її ширина. Висота захисної щілини-порожнини для штреків з перерізом до 20 м<sup>2</sup> повинна бути не менше 0,1 м. Середня фактична величина безпечної зони попереду вибою виробки складає 1 м без розвантажувальної порожнини і 1,8 – 2,1 м при вибуреній на глибину 1,8 м розвантажувальної порожнини. Шахтними спостереженнями встановлено, що напруження в межах безпечної зони розвантаження не перевищують 15 кг/см<sup>2</sup>.

У період проходки виробок комбайнами вибіркової дії для двократного запасу надійності величина незнижувального випередження розвантажувальної порожнини по відношенню до вибою повинна бути не менше 0,6 м. Процес формування безпечної (напружено-здегазованої) зони у привибійній частині вугільного пласта (у штрєці) під чи над розвантажувальною порожниною найбільш інтенсивно відбувається протягом перших 30 хв після утворення щілини і практично завершується через 3 години.

Порода під час утворення розвантажувальної порожнини за допомогою прохідницького комбайна виймається в перерізі виробки пошарово з вийманням шарів у напрямку від найбільш віддаленої від пласта точки у покрівлі виробки до вугільного пласта західками (у глибину порожнини) глибиною до 0,5 м.

Розвантажувальна порожнина глибиною 2 – 3 м створюється в напрямку проходки штреку і повинна виходити у бокові сторони штреку за межі проектного контуру перерізу на 0,6 – 0,7 м.

Виймання вугілля і залишкового шару породи (між порожниною і вугільним пластом) у межах перерізу штреку відбувається на глибину до

1 – 1,3 м комбайном.

При буропідривному способі проходки штреків порожнини-щілини створюються висотою 0,15 – 0,2 м за допомогою спеціальної щілинорізної установки і звичайно розташовуються вище небезпечного пласта в 0,5 м.

**Нагнітання в пласт полімерних розчинів.** Зменшенню ризиків і підвищенню безпеки гірничих робіт сприяє нагнітання полімерних розчинів для запобігання раптовим викидам і ударам вугілля (породи) й обвалення порід.

Полімерні розчини доцільно нагнітати при проведенні виробок на крутих пластах із слабким, сипучим вугіллям, газодинамічна активність якого проявляється у вигляді раптових викидів, обвалень і висипань з підвищеним газовиділенням.

Обробка вугілля твердіючими полімерними розчинами дозволяє знизити газодинамічну активність пластів. Зниження активності досягається за рахунок блокування метану у тріщинно-поровому об'ємі вугілля, зміни характеру напруженого стану крайової частини пласта і зменшення відношення діючих у пласті напружень до міцнісних характеристик вугілля, зростання несучої здатності вугільного пласта і зміни властивостей вугілля.

Розв'язання задачі про розповсюдження розчину у вугільному пласті з урахуванням властивостей розчину як фільтрувальної рідини і вугільного пласта як фільтрувального середовища дозволило встановити закономірність розподілу величини питомого насичення

$$W = W_0 \cdot \left( 1 - e^{-\alpha P_c} + \frac{2\alpha P_c x}{\varepsilon} \cdot \sqrt{t} - \frac{\alpha P_c x^2}{\varepsilon^2} \right),$$

де  $W_0$  – величина граничного питомого насичення вугілля розчином,  $\text{дм}^3/\text{т}$ ,

$$W_0 = \frac{A \cdot b \cdot P_c}{1 + b \cdot P_c},$$

$P_c$  – тиск нагнітання, Па;

$t$  – тривалість нагнітання, с;

$x$  – відстань до осі свердловини, м;

$\alpha$  – константа швидкості заглиблення розчину в структуру вугілля  $(\text{Па} \cdot \text{с})^{-1}$ ;

$$\alpha = \frac{K_c}{P_c};$$

$\varepsilon$  – параметр, що дорівнює  $\sqrt{\frac{2K \cdot P_c}{\mu \cdot n}}$ ,  $\text{м} \cdot \text{с}^{-\frac{1}{2}}$ ;

$K$  – коефіцієнт проникності пласта,  $\text{м}^2$ ;

$\mu$  – в'язкість розчину,  $\text{Па} \cdot \text{с}$ ;

$n$  – тріщинна пористість пласта;

$A, b, K_c$  – константи, що визначаються експериментально.

Значення величин  $A$ ,  $b$ ,  $K_c$ , які кількісно характеризують процес поглинання полімерного розчину вугіллям, для трьох викидонебезпечних пластів Центрального району Донбасу наведено в табл. 3.1

Таблиця 3.1

Характеристика поглинання полімерного розчину

Викидонебезпечний пласт	Параметр насичення		
	$A$ , дм <sup>3</sup> /т	$b$ , Па <sup>-1</sup>	$K_c$ , с <sup>-1</sup>
Пласт $h_3$	21,5	$1,52 \cdot 10^{-7}$	$6,10 \cdot 10^{-5}$
Пласт $m_3$	27,2	$1,65 \cdot 10^{-7}$	$0,83 \cdot 10^{-5}$
Пласт $m_3^1$	29,1	$1,80 \cdot 10^{-7}$	$4,70 \cdot 10^{-5}$

Із табл.3.1 видно, що проби вугілля, які відібрані з різних пластів, суттєво відрізняються за швидкістю поглинання полімерного розчину (характеристика  $K_c$ ). Різні швидкості поглинання для пластів  $m_3^1$  і  $m_3$  складають 7,3 рази, що досить важливо під час проектування параметрів фізико-хімічної дії і насамперед в процесі визначення радіуса ефективного впливу свердловини. Радіус ефективного впливу свердловини  $R_{ef}$  дорівнює розміру зони (в кожную сторону від нагнітальної свердловини), в якій величина питомого насичення не менше необхідного рівня. Використовуючи рівняння (3.8), можна визначити величину  $R_{ef}$ :

$$R_{ef} = \varepsilon \cdot \sqrt{t} - \sqrt{\frac{2K}{\mu \cdot n \cdot \alpha} \ln \frac{W_0}{W_0 - A_T + 100 \cdot n}}, \quad (3.5)$$

де  $A_m$  – необхідний рівень питомого насичення вугілля розчином (15 дм<sup>3</sup>/т).

Вираз (3.5) дозволяє визначити основні параметри закладання свердловин – відстань між свердловинами, їх довжину та глибину герметизації.

Для нагнітання в вугільні пласти використовуються водні розчини смол КМ-2, КМ-3, цемент, КССОМ-1П, ПНТ-5м, ПН-3, рідке скло, МФ-17, поліуретан та ін. з часом твердіння до 20 год. При обробці порушених і сильнотріщинуватих зон, а також під час виконання тампонажних робіт час твердіння необхідно зменшити до 1 – 2 годин, а при значних розтіканнях розчину – до 10 – 20 хв.

При насиченні у тріщинно-порову структуру вугілля полімерний розчин частково дестабілізується, в крупних тріщинах (більше 50 мкм) розчин твердіє з утворенням міцного продукту, адгезійно пов'язаного з поверхнею вугілля. Більш мілкі тріщини заповнюються продуктами дестабілізації розчину. При концентрації розчину понад 24 % і часу твердіння в межах 20 – 100 год

спостерігається одночасне збільшення міцнісних і пластичних властивостей порушеного вугілля.

Виходячи із результатів промислової перевірки в умовах Донбасу для закріплення порід покрівлі в очисних виробках рекомендуються наступні параметри: довжина шнурів 4 – 4,5 м, відстань між шпурами 3 – 5 м, кут нахилу шпурів до площини 10 – 20°, глибина герметизації шпурів 1,2 – 1,5 м, витрати розчину на один шпур 100 – 250 л, темп нагнітання складу 5 – 10 л/хв, тиск нагнітання до 7 МПа.

На шахтах Центрального Донбасу були проведені експериментальні роботи щодо фізико-хімічного впливу (ФХВ) перед розкриттям на крутий викидонебезпечний пласт твердіючим розчином на основі полімерної смоли КМ-3.

За результатами промислових випробувань була розроблена технологічна схема ФХВ на крутий вугільний пласт, що розкривається (рис.3.3). Промислові випробування підтвердили ефективність ФХВ як противикидного заходу при розкритті пластів. У пласт нагнітали розчин смоли КМ-3, що має 0,3% щавелевої кислоти, яка тверділа через 6 годин. Контроль ефективності ФХВ відбувався за початковою швидкістю газовиділення і тиском газу. Заміри проводили в контрольних шнурах, які бурили між нагнітальними свердловинами на 4 м правіше, 4 м вище і 4 м нижче контуру виробки. В цих же шпурах керновідбірником відбирали проби вугілля для визначення руйнівності пласта і вмісту полімеру. Результати вимірювань наведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Фізико-хімічний вплив на властивості пластів  $m_2$  і  $m_3$

Пласт	Потужність, м	Швидкість газовиділення, л/хв		Руйновність, мм		Тиск газу, МПа	
		до ФХВ	після ФХВ	до ФХВ	після ФХВ	до ФХВ	після ФХВ
$m_2$	0,45-0,50	0,33	0	9,02	4,63	3,7	0,61
$m_3$	1,1	0,23	0	10,14	3,27	6,5	0,82

Розкриття викидонебезпечних пластів після ФХВ відбувалось повним перерізом у режимі хитного висаджування без викидів вугілля і газу.

У цілому на шахтах Центрального району Донбасу з використанням способу ФХВ проведено понад 80 розкриттів. Застосування фізико-хімічного впливу визначило його переваги: ресурсозберігаючий характер, безпечність і

простоту в реалізації, надійність як противиکیدного заходу з нейтралізації ризиків на крутих викидонебезпечних пластах.

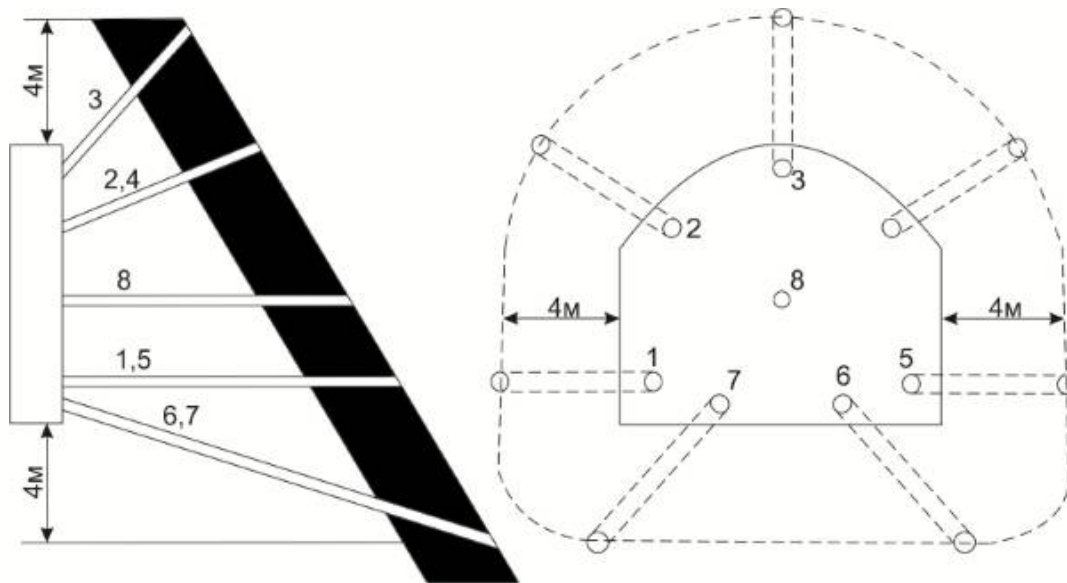


Рис. 3.3. Технологічна схема способу розкриття крутого викидонебезпечного пласта з використанням фізико-хімічного впливу:

1 – 7 – нагнітальні свердловини; 8 – компенсаційна свердловина

**Попередня обробка викидонебезпечного пласта водою.** В процесі закачування води в пласт відбувається зміна властивостей і особливостей вугільного масиву. Тому виникла ідея створення методу одночасної боротьби з метаном і пилом, а також гірськими ударами, раптовими викидами вугілля і газу та самозайманням вугілля [5]. Суть цього методу проявляється у зміні механічних, фільтраційних і термічних властивостей вугілля шляхом попередньої обробки пластів водою (рідиною) на великих площах з використанням спеціального режиму її нагнітання у довгі свердловини і з урахуванням низки чинників (у тому числі фізико-хімічних), які сприяють підвищенню якості обробки вугільного масиву.

Запобігання гірських ударів досягається внаслідок зміни механічних властивостей вугільного масиву; зниження газовиділення є наслідком зменшення фільтраційної здатності вугілля. Боротьба з раптовими викидами вугілля і газу полягає у зміні механічних і фільтраційних властивостей.

Стосовно до вугілля середньої стадії метаморфізму і середнього ступеня викидонебезпечності пластів встановлено, що при вологості вугілля 5% і більше раптових викидів вугілля і газу не відбувається. Для цих умов можна прийняти  $W_n = 0,05 \text{ м}^3/\text{т} = 50 \text{ л/т} = 5\%$ .

З урахуванням природної вологості вугілля  $W_0$  норма прирощення вмісту рідини

$$\Delta W_H = W_H - W_0.$$

Максимально можливе прирощення вологості вугілля

$$\Delta W_{max} = W_{max} - W_0,$$

де  $W_{max}$  – максимальна вологомісткість вугілля, %. Для кам'яного вугілля  $W_{max} = 6 - 9 \%$ .

Тиск, під яким необхідно нагнати рідину в пласт, повинен бути вище тиску газу, але не нижче тієї межі, при якій відбувається гідравлічний розрив вугільного масиву. Тиск нагнітання води визначається із умови

$$N_2 < N'_H < 0,075 \cdot \gamma \cdot H \pm (h_{cv} \cdot \sin \alpha') / 20,$$

де  $N_2$  – пластовий тиск газу, Па;

$N'_H$  – тиск води у свердловині, Па;

$H$  – відстань від устя свердловини до поверхні землі, м;

$h_{cv}$  – довжина свердловини, яка пробурена в площині пласта, м;

$\alpha'$  – кут нахилу свердловини до горизонту, град.

Знак «+» відповідає свердловині, яка пробурена за падінням пласта, знак «-» – за підняттям.

Активний тиск води в пласті, що визначає її рух у тріщинах, складає

$$N_H = N'_H - N_2.$$

Величина тиску газу  $N_2$  у вугільному пласті приймається за результатами його замірів на глибині  $H$ .

Таким чином, висока ефективність методу боротьби з ризиками небезпечних явищ залежить від якості обробки вугільних пластів водою чи іншими рідинами.

**Проблеми і ризики при викидах породи і газу.** Викиди породи і газу відбуваються під час проходки стволів і горизонтальних польових виробок.

Викиди породи – це процес некерованого руйнування газоносного породного масиву під час відбивання гірничої маси буропідривним способом. Викиди газоносної породи відбуваються тільки при проведенні підривних робіт, тобто при відсутності людей. У Донбасі викидонебезпечними є тільки міцні пісковики з підвищеним вмістом органічної речовини, які під час викидів

руйнуються до фракцій дрібнозернистого піску і відкидаються на відстань до 100 м. Вже проведена виробка (квершлаг, польовий штрек) заповнюється на повний переріз викинутим дрібноподрібненим пісковиком, серед якого зустрічаються куски породи розміром  $0,4 \times 0,4 \times 0,4$  м і масою до 100 – 200 кг. При цьому стінки порожнини викиду в шарі пісковика оконтурені дископодібними пластами пісковика, товщина яких у напрямку незайманого (незачепленого викидом) масиву зростає.

Мінімальна глибина гірничих робіт на шахтах України, на якій відбулися перші викиди пісковика і метану, складає 700 м. Зі зростанням глибини гірничих робіт щорічно збільшується кількість шахт, на яких відбуваються викиди породи і метану. В процесі крупних викидів породи порожнини на 10 – 15 м виходять за межі проектного перерізу квершлягу чи польового штреку, що призводить до великих трудових і матеріальних витрат для ліквідації наслідків викидів (відновлення кріплення, заповнення утворених порожнин кріпленням тощо). Тому середня швидкість проходки гірничих виробок у викидонебезпечних породах дуже мала і складає всього 20 – 30 м/міс, а на особливо небезпечних породах (сила викидів породи понад 1000 т) швидкість посування вибою дорівнює 12 – 15 м/міс.

Викидонебезпечні зони у пісковиках вугленосних відкладень мають локальний характер як за падінням і простяганням породних шарів, так за потужністю шару.

Локальність викидонебезпеки пісковиків стає технічно (за умови безпеки і швидкості проходки) невиправданим і економічно недоцільним постійним збереженням режиму хитного висаджування і підсиленого газового режиму.

Безпечні умови роботи та зменшення витрат у процесі проходки виробок на викидонебезпечних пісковиках можуть бути досягнуті за рахунок своєчасного виявлення (небезпечних зон і використання в них відповідного ступеня їх небезпеки, тих чи інших противикидних заходів). На шахтах України використовується метод прогнозування ступеня викидонебезпеки порід під час проходки виробок, який базується на кількісній оцінці ступеня й інтенсивності розшарування на диски керна, що вибурюється із контрольно-розвідувальної свердловини [3]. Такий метод прогнозування дозволяє проводити підривні роботи на невикидобезпечних ділянках у звичайних для ординарних умов режимах, а для викидонебезпечних ділянок пісковика – вибрати спосіб запобігання викиду породи і газу залежно від ступеня викидонебезпеки пісковика. В період проходки виробок у викидонебезпечних пісковиках прохідницькими комбайнами роторного типу спеціальним виконавчим органом із відповідною лімітованою швидкістю (швидкість посування комбайна для пісковиків різноманітного ступеня викидонебезпеки різна і визначається



кількістю і формою дисків розшарування керна) необхідність у використанні противикидних заходів виключається.

До ефективних методів запобігання викидів газоносного пісковика відносяться проходка виробок у небезпечних породах прохідницькими комбайнами і штучне утворення випереджаючих вибій розвантажувальних щілин. У процесі проходки виробок у викидонебезпечних породах прохідницькими комбайнами запобігання викиду породи і газу досягається за рахунок регулювання швидкості посування вибою, оформлення круглої форми поперечного перерізу виробки та сферичної форми її вибою. В основу методу запобігання викиду породи в процесі проходки виробок у газоносних пісковиках покладено принцип зміни напружено-деформованого стану за допомогою суцільних розвантажувальних щілин у породі та вибої, які створюються механічним способом. Керована зміна газодинамічних параметрів (величини тиску газу, газопроникності породного масиву) і напружено-деформованого стану привибійної частини породного масиву виконується за допомогою регулювання швидкості утворення розвантажувальної щілини, а рівномірність зміни – безперервністю процесу обробки привибійної зони.

Механізм впливу розвантажувальних щілин на викидонебезпечний породний масив оснований на вивільненні потенціальної енергії, яка реалізується у пружних і непружних деформаціях порід у процесі утворення щілин. Щілини для запобігання викидів створюються в породах виконавчим органом прохідницького комбайна чи спеціальною щілинонарізною установкою. В процесі створення горизонтальних щілин захищена зона утворюється вище і нижче щілини у вигляді еліпса, при цьому довжина осі напівеліпса, розташованого вище щілини, приблизно в два рази більше осі напівеліпса, розташованого нижче створеної щілини. Величина відносних деформацій розвантаження породного масиву в межах зон впливу розвантажувальних щілин зменшується з віддаленням від щілини і дорівнює на контурі щілини від  $1,3 \cdot 10^{-2}$  до  $2,9 \cdot 10^{-2}$  і на межі розповсюдження зони захисту – від  $0,11 \cdot 10^{-2}$  до  $0,29 \cdot 10^{-2}$ .

Розвантаження викидонебезпечного породного масиву відбувається в процесі вибурювання щілини, а формування безпечної захищеної зони завершується практично через декілька хвилин після створення щілини, що дозволяє проходити виробку одразу ж після вибурювання щілини.

У період механічного руйнування викидонебезпечного пісковика (робота прохідницького комбайна, буріння свердловин діаметром 42 – 1000 мм і буріння виробок діаметром 2800 – 3200 мм) викиди пісковиків не відбуваються. Експериментально встановлена залежність між силою і вірогідністю викиду породи, з одного боку, і величиною площі, на якій відбувається руйнування

масиву, з другого. Умови виникнення викидів у процесі механічного руйнування викидонебезпечних пісковиків визначаються співвідношенням енергії гірського масиву і величиною роботи його руйнування. Доведено в Інституті геотехнічної механіки НАН України, що, якщо контуру гірничої виробки надати таку форму, щоб на контурі виникли тільки стискуючі напруження, то матимуть місце мінімальні величини деформацій пружного відновлення і пружної післядії масиву, тобто відбудеться зменшення сили та вірогідність виникнення викиду породи і газу. Умови створення на контурі виробки тільки стискуючих напружень задовольняє еліптична форма поперечного перерізу виробки з відношенням осей еліпса, що дорівнюють співвідношенню компонент напружень у масиві, і з напрямком великої осі еліпса, яка співпадає з напрямком великої компоненти напруження.

У період зміни напруженого стану вивільнена потенціальна енергія газоносного пісковика реалізується частково на зміну обсягу і частково на зміну форми гірського масиву. При цьому тільки енергія зміни обсягу (пружні форми) може бути переведена в роботу крихкого руйнування, а енергія, що витрачена на зміну форми (непружні деформації), безперервно і повністю розсіюється. Співвідношення між кількістю енергії, витраченої на пружні та neprужні деформації, залежить від реологічних властивостей порід і швидкості зміни їх напруженого стану.

Таким чином, швидкість руйнування викидонебезпечного пісковика є одним із основних чинників, які забезпечують запобігання викидам у період комбайнової проходки виробок. Зміна швидкості руйнування газоносного пісковика дозволяє регулювати величину вивільненої потенціальної енергії, зменшуючи її за рахунок релаксації напружень у масиві.

Другим суттєвим чинником, що визначає умови запобігання викидам породи в період комбайнової проходки виробок, є площа, на якій руйнується газоносна порода. Експериментально в шахтах встановлено, що в процесі механічного руйнування периферійної частини вибою викидонебезпечного пісковика породний масив у центральній частині вибою руйнується самостійно під дією сил гірського тиску. Тому для зменшення величини площі вибою, який руйнується прохідницьким комбайном, порода у вибої руйнується не на всій площі вибою, а тільки на його периферійній частині.

Промислові випробування такого способу проходки виробки комбайном (механічне руйнування – відбивання породи у вибої комбайном) проведені на шахті ім. О.О. Скочинського (Донбас) на глибині 1200 м. Раніше польовий штрек на особливо викидонебезпечному газоносному пісковіку потужністю 30 м проходився за допомогою буропідривних робіт і впродовж 100 м (по довжині штреку) відбулося 72 викиди породи і метану. В процесі переходу на

комбайнову проходку і виймання – руйнування породи у вибої виконавчим органом комбайна тільки за контуром (периферії) виробки – вибій прийняв сферичну форму, стріла прогину якої змінилась у межах від 0,2 до 0,3 діаметрів польового штреку. Зі зростанням ступеня викидонебезпеки пісковика радіус сфери зменшувався і навпаки. Швидкість руйнування в центральній частині вибою була аналогічною швидкості виймання – руйнування породи виконавчим органом комбайна на периферії виробки. Максимальна швидкість проходки штреку комбайном склала 1,1 м/г.

Обсяг руйнування породи виконавчим органом комбайна – всього 15 – 20% загального обсягу породи, що руйнується в процесі проходки штреку, а 80 – 85% усієї породи руйнується під дією сил гірського тиску, що значно знижує енерговитрати на проходку штреку при одночасному підвищенні безпеки.

Розроблені та використовувані на шахтах України способи дегазації вугільних пластів, контролю стану викидонебезпечного масиву і противикидні заходи в основному забезпечують безпеку гірничих робіт під час виймання небезпечних за газодинамічними явищами вугільних пластів і дозволяють економічно більш ефективно експлуатувати високобагатогазові глибокі шахти.

Для зменшення ризиків розроблено основні положення правил ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, під час виймання пластів довгими очисними вибоями:

- вибої повинні бути прямолінійними;
- необхідно передбачити достатній простір для проходження людей;
- недоступність гострих кутів між вибоєм лави і стінкою штреку;
- у кожному вибої повинно бути забезпечено місцеве провітрювання;
- хитне висаджування необхідно виконувати на обох кінцях лави;
- ніші (випереджаючі виробки на кінцях лави) повинні мати глибину не більше 2 м плюс глибина комплекту шпурів, які випереджають основну лінію вибою;
- дозволяється тільки обертальне буріння, недопустиме використання пневматичних відбійних молотків для виймання вугілля;
- використовувати ефективне вивільнення запасів потенціальної енергії гірських порід ( під- і надробка (розвантаження) викидонебезпечних пластів і шарів пісковика, утворення розвантажувальних щілин, пазів, буріння свердловин, проходка виробок комбайнами з виконавчими органами розвантажувальної дії тощо);
- необхідно забезпечувати максимальну повноту виймання запасів, уникати утворення у вміщуючому масиві техногенних аномальних зон підвищеної пружності;
- назріла потреба в межах шахтного поля враховувати плікативну тектонічну порушеність пластів і визначати при прогнозуванні місця і межі розташування природних аномальних зон у силовому полі

вміщуючого масиву;

- суттєве зниження метаноносності розроблюваних вугільних пластів за рахунок штучної (попередньої) та природної дегазації зменшує ризики раптових викидів і сприяє високопродуктивній роботі очисних вибоїв у метанових шахтах.

### Список литературы

1. Волшин Н.Е. Основы тектонофизической теории выбросов твердых ископаемых и пород в шахтах/ Н.Е. Волшин – Донецк: СПД Дмитренко, 2007. – 61 с.
2. Зборщик М.П. Тектонофизическая природа газодинамических явлений при разработке пологих пластов/ М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин// Уголь Украины. – 2010. – №11. – С. 8 – 11.
3. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах/ А.Т. Айрани /. М,: Недра, 1981. – 243 с.
4. Теория защитных пластов / И.М. Петухов, А.М. Линьков, В.С. Симонов и др. – М.:Недра, 1992. – 311 с.
5. Чернов О.И. Движение жидкости в угольных пластах / О.И. Чернов, В.С. Черкасов, А.Т. Горбачев. – Новосибирск: Наука, 1991. – 129 с.

## 4. ЗАХИСТ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ ВІД ПІДЗЕМНИХ ВОД

### 4.1. Водоприпливи в підземні гірничі виробки

У процесі розробки вугільних пластів супутнім чинником є шахтні води. Так, на 1 т вугілля, що видобувається шахтами України, припадає біля 3 м<sup>3</sup> води. Шахтні води формуються з підземних (грунтових) і поверхневих вод. Грунтові води попадають в шахту при пересіканні гірничими виробками водонасичених горизонтів, а також внаслідок дренажу підземних вод у вироблений простір з верхніх водонасичених горизонтів. За рахунок поверхневих вод вони поповнюються додатково або шляхом інфільтрації останніх через товщу порід, або шляхом їх безпосереднього проникнення в гірничі виробки через стовпи, шурфи, свердловини, тріщини як тектонічного походження, так і утворені в процесі обвалення масиву порід над виробленим простором вугільних пластів.

З поглибленням гірничих робіт збільшуються припливи води в шахти, але не безмежно. Наприклад, приплив води в шахти Донецько-Макіївського району збільшувався до глибини 700 – 750 м і підчинявся закону параболи. Більш висока водонасиченість властива породам, які вміщують низькометаморфізоване вугілля, а сама низька – які вміщують високометаморфізоване вугілля. Тому на глибинах 1000 м у зонах високометаморфізованого вугілля виявляються сухі області порід. Особливо різко зі зростанням глибини знижується водонасиченість водоносних горизонтів у тектонічно непорушених породах. Досить значне скорочення водоприпливів, втрата гідравлічного зв'язку між різними обводненими зонами пояснюється зростанням тиску гірських порід, яке призводить до закриття різноманітних тріщин і пор у масиві.

На великих глибинах очисні роботи будуть відбуватися в зонах застійного режиму підземних вод лише навколо пластів низького ступеня метаморфізму, а також у зонах тектонічного порушення буде більш динамічний режим підземних вод, а тому буде простежуватись водонасиченість гірничих виробок навколо діючих вибоїв. Це підтверджується досвідом роботи шахт на глибинах 1200 – 1300 м.

На зростання водоприпливу також впливають концентрація робіт і інтенсивність нарощення протяжних виробок, а також зв'язок останніх з ліквідованими виробками інших шахт, у тому числі вже закритих, але пов'язаних гідравлічно через систему виробок з діючими шахтами.

Тому, хоча зі зростанням глибини водоприплив на розроблюваному горизонті зменшується, у цілому по шахті абсолютні значення водоприпливу змінюються незначно і навіть зростають внаслідок дренажу води зі старих ліквідованих горизонтів через порушені підробкою породи і закритих шахт. Це явище характерно для Донбасу, де більш нові шахти також пов'язані гідрологічно та гідравлічно зі старими шахтами. Таким чином, шахтні води, що надходять в головні водозбірники, складені, як правило, з двох потоків: що припливають з відпрацьованих горизонтів і закритих шахт через ліквідовані й

інші виробки; що стікають з розроблюваних горизонтів діючих вибоїв. Зі зростанням терміну дії шахти частка вод, що стікають з відпрацьованих горизонтів, збільшується. Вже через 10 – 20 років припливи цих вод значно зростають [1].

Обводнення гірничих виробок на діючих горизонтах з плином часу обумовлено величиною проникності порід водонасичених горизонтів. За наявності високої початкової проникності активне виділення води із навколишнього масиву у виробку відбувається практично безпосередньо за посуванням вибою. В цьому випадку діючий вибій обводнюється і стає мокрим, а стінки прилеглої до вибою проведеної виробки залишаються сухими. Навпаки, при низькій початковій проникності вода проникає із прилеглого масиву через покрівлю і стінки проведеної виробки і зволожуються лише після розвантаження вміщуючих порід від гірського тиску. На шахтах використовують спосіб управління покрівлею повним обваленням з відповідним кроком. Тому розвантаження порід покрівлі відбувається активно, хоча і з відставанням у часі. Меншою мірою ці процеси відносяться до порід подошви. Внаслідок розвантаження утворюється вторинна тріщинуватість порід, тому їх проникність зростає. Швидкість розвантаження, його значення визначаються вихідним напруженим станом і міцністю порід, а також залежить від площі їх відслонення. Після плину деякого часу за наявності достатньої площі відслонення порід в очисній (чи підготовчій) виробці розвантаження і проникність досягають критичних значень, починається активне водовідділення з масиву. В такій ситуації діючий вибій, як правило, буває сухим, а водонасичення проведеної виробки (виробленого простору) розповсюджується з відставанням і продовжується на деякий ділянці довжиною 200 – 250 м, а пізніше затухає.

Обводненість (водонасиченість) різних шахт в основному характеризується двома параметрами: значенням середньогодинного водоприпливу і коефіцієнтом водонасиченості. Для шахт Донбасу характерні наступні водоприпливи, м<sup>3</sup>/год: 50 (11%); 50 – 100 (28%); 100 – 200 (31%); 500 – 1000 (30%).

Коефіцієнт водонасиченості змінюється від 0,8 до 7,5 м<sup>3</sup>/т і складає в середньому 2,8 м<sup>3</sup>/т. Як бачимо, шахти відносяться до помірно обводнених. При цьому обводненими є шахти, які розробляють пологі пласти.

Вода, що надходить із діючих вибоїв (очисних і підготовчих), а також із виробленого простору шахти, за допомогою елементів водовідливого господарства транспортується у центральні водозбірники, які розташовані біля стовпів, звідкіля вона відкачується на поверхню.

## **4.2. Негативний вплив підземних вод на гірничі роботи**

Ризики, що впливають під дією підземних вод на гірничі роботи, різнобічні. Підземні води в породах подошви виробок знижують її несучу

здатність, викликають здимання підшви. Тому продуктивність прохідницьких і вуглевиймальних машин різко падає. Підземні води в породах покрівлі сприяють зростанню гірського тиску, що призводить до деформації кріплення. На дільницях, де безпосередньо над вугільним пластом залягають водонасичені піски, спостерігається капіж води. Незважаючи на незначний водопріплив, капіж погіршує умови праці робітників, знижує ефективність використання гірничої техніки і засобів автоматизації виробництва.

Від'ємний вплив підземні води спричиняють також на роботу гірничо-транспортного і водовідливного устаткування, яке швидко зношується від присутності у транспортованій гірничій масі чи у відкачуваній воді абразивних частинок.

Наявність води в очисному вибої призводить до зростання природної зволоженості товарного вугілля, а попадання піску у видобуте вугілля – до погіршення його якості.

На дільницях, де напір підвугільних (надвугільних) вод перевищує крайні безпечні значення, можливе проникнення великих об'ємів підземних вод у гірничі виробки у вигляді раптових проривів, які супроводжуються виносом піску і пливунів. Прориви – явище катастрофічне, яке призводить, передусім, до затоплення, запісочування гірничих виробок, втратам гірничої техніки і виходу з експлуатації на тривалий час цілих ділянок шахтного поля.

Недостатня вивченість механізму проривів води і наявність великої кількості чинників не дозволяють з високою точністю прогнозувати проривні ділянки і розробляти необхідні передбачені заходи.

Головними причинами виникнення проривів води є:

- відставання чи недостатній обсяг роботи з дренажу водонасичених порід у межах виїмкового стовпа;
- порушення технологічних режимів ведення гірничих робіт (обвалення порід у незакріпленій зоні штреку, несвоєчасне спорудження дренажних свердловин, введення лав в експлуатацію при недостатній кількості виїмкових стовпів та ін.);
- раптове розкриття вибоєм гірничих виробок різних геологічних порушень (розмиви вугільного пласта, карстові порожнини тощо), ділянок, на яких відсутня суцільність водотривких шарів.

У більшості випадків ризику проривів води є наслідком деформування масивів і зсувів вміщуючих порід у процесі ведення гірничих робіт.

Прориви води у підготовчі виробки звичайно відбуваються внаслідок обвалення порід покрівлі, яка закріплена з відступом від встановлених паспортів. Утворене внаслідок обвалення порід покрівлі склепіння протягом часу розповсюджується вгору, порушує водотривкі шари верхнього водонасиченого горизонту, що призводить до проривів води у виробку.

Помилкова розбудова й експлуатація підземних дренажних пристроїв також створюють ризику, які пов'язані з проривами води у підготовчі виробки, наприклад, при порушенні технології буріння і розкриття водонасиченого

горизонту дренажними пристроями чи неякісне встановлення сальників, які ізолюють порожнини між стінками свердловин і фільтруючими трубами [2].

Ризики, що пов'язані з проривами води в очисні виробки, відбуваються внаслідок низької ефективності виконаних заходів з дренажу водонасичених порід у зоні обвалення. Це пов'язано з недостатньою достовірністю даних з наявності та розповсюдження локальних зон скупчення підземних вод у підроблених породах, які отримують в основному за геологічними та гідрогеологічними ознаками. Прориви води відбуваються в процесі введення лав в експлуатацію на не просушених виїмкових стовпах, коли залишкові напори води в обвалених породах покрівлі перевищують допустимі.

При раптових проривах приплив води в лави буває різним. У більшості випадків (75%) початкові припливи складають до 50 м<sup>3</sup>/год. Прориви з початковим водоприпливом понад 100 м<sup>3</sup> на годину бувають значно рідше (10%). Крупні прориви води (з початковими припливами понад 500 м<sup>3</sup>/год) відбуваються доволі нечасто.

Раптові прориви води звичайно продовжуються нетривало: 60 – 70% їх мають протяжність дії до 10 діб, 10 – 15% проривів продовжуються понад 100 діб, разові прориви – більше року.

Ризики, що пов'язані з раптовими проривами води і з винесенням пливуну, складають приблизно 20 – 30 діб, що знижує середнє навантаження на очисний вибій на 20 – 25%.

Заходи щодо запобігання раптовим проривам води у гірничі виробки звичайно малоефективні через невисоку надійність методів виявлення проривонебезпечних зон, які не тільки характеризуються наявністю невиявлених ділянок існування великих об'ємів води у підроблених горизонтах, але й пов'язані з процесами деформування масиву при зсувах гірських порід. При цьому найбільш небезпечним є період деформування масиву у початковій стадії відпрацювання виїмкових стовпів – зростаючою максимальною частотою проривів води.

### **4.3. Вимоги до водозахисту гірничих виробок**

У процесі експлуатації обводнених вугільних родовищ необхідно виконувати вимоги, що зменшують ризики проникнення води у гірничі виробки і забезпечують необхідну продуктивність засобів комплексної механізації на гірничих роботах.

Нормальними для проходки підготовчих виробок прохідницькими комбайнами вважаються умови, коли:

- приплив води у вибій за рахунок розсіяного її надходження (капіж, струмок води) із порід покрівлі та підшви не перевищує 2 – 5 м<sup>3</sup>/год;
- зволожені породи підшви мають таку несучу здатність, при якій прохідницька техніка не “потопає”;



- виконано всі заходи із запобігання раптовим проривам підземних вод і пливунів, немає відставання у веденні робіт з дренажу водоносних горизонтів;

- вода при поступовому надходженні у гірничі виробки постійно відводиться чи відкачується.

Нормальними для ведення очисних робіт засобами комплексної механізації вважаються умови, коли:

- підземні води в лаву не надходять чи надходять у незначній кількості (не більш 2 – 5 м<sup>3</sup>/год), причому вони не виносять пісок;

- зволожені породи підосви мають таку несучу здатність, при якій секції механізованого кріплення не вдавлюються у підосву, а вода не перешкоджає роботі комплексу;

- надвугільні піски на площі виїмкового стовпа висушені повністю, виконані необхідні заходи із захисту гірничих робіт від раптових проривів води з поверхневих (підземних) водойм, водотоків і старих затоплених гірничих виробок.

Для забезпечення нормальних умов ведення очисних робіт механізованими комплексами по кожному підготовленому виїмкового стовпу з урахуванням перерахованих вимог розробляється гірничо-геологічний паспорт, в якому регламентуються, залежно від конкретних умов, заходи щодо захисту від підземних вод. У цьому документі на основі спеціальних геофізичних досліджень стану висушування вуглевмісних порід, спостережень за припливом і рівнем води видаються висновки про готовність лав до введення в експлуатацію.

Ведення гірничих робіт під обводненими породами можливе тільки при вирішенні питання про допустимі напори води у підроблюваних водоносних горизонтах. На випадок прориву води повинні бути забезпечені безпека людей у вибої, збереження гірничого обладнання і мінімальний термін ліквідації наслідків від проривів.

Напори води у надвугільних пісках до початку проходки підготовчих виробок знижують до 10 м з розрахунку, що у разі прориву першочерговий приплив води не перевищує 12 м<sup>3</sup>/год. За відсутності глин у покрівлі вугільного пласта чи їх потужності менш 1 м рівень води знижують до того ж значення і в інших верхніх водоносних горизонтах. У таких умовах штреки проходять з випереджаючим осушенням похилими свердловинами. Довжина свердловин і відстань між фільтрами при цьому пов'язуються зі швидкістю проходки виробки таким чином, щоб над вибоєм напори води не перевищували 2 м. При такому напорі у випадку прориву приплив води не перевищує 0,5 – 1 м<sup>3</sup>/год. Однак і у цих випадках з метою запобігання ризикам при прориві води у покрівлі штреку залишають захисний шар вугілля потужністю 0,5 – 1 м.

За наявності у покрівлі вугільного пласта водонепроникного шару потужністю понад 1 м осушення надвугільних пісків проводять після оконтурення виїмкових стовпів підготовчими виробками, однак при цьому виконують контрольне буріння зондом свердловин з розкриттям глин на 0,5 м.

При незбіжності оконтурення виїмкових стовпів підготовчими виробками й осушуванням надвугільних пісків швидкість проходки виробок більша в 1,5 – 2 рази. В цьому випадку деяка втрата часу на осушення компенсується інтенсивним проведенням дренажних робіт після оконтурення виїмкових стовпів.

При дотриманні необхідної технології проходки підготовчих виробок і високої надійності прогнозу, який виключає зустріч виробками карстових порушень вугільного пласта, можливо проходити штреки без зниження напорів води у покрівлі виробки.

При веденні очисних робіт напори води у подошві вугільного пласта доцільно знизити до рівня найменших відміток на висушуваній площі, яка розробляється. Цим виключається можливість підживлення надвугільних пісків через окремі місця їх гідравлічного зв'язку з надвугільними пісками й усувається небезпека проривів води внаслідок мінливості геологічної будови і властивостей водостійких шарів.

В окремих умовах, коли в подошві вугільного пласта залягають глини потужністю понад 10 м, допускається напір води в надвугільному горизонті вище подошви вугільного пласта, але не більше мінімальних відміток залягання надвугільних пісків. У цьому випадку при раптовому прориві приплив води в очисний вибій не перевищує допустимі межі (5 м<sup>3</sup>/год) і виключається постійне находження напірних надвугільних вод з надвугільних пісків, які дрениуються.

У надвугільних горизонтах до моменту їх підробки напори води в межах виїмкового стовпа знижують: повністю – в обводнених породах, що втягуються в зону обвалення (приймається, що 0,5 м потужності обводненої частини пісків є допустимою величиною); з залишенням деякої (до 1 м) потужності обводненої частини водоносного горизонту в межах можливого утворення водопровідних тріщин; із залишенням істотних (більше 1 м) напорів – у горизонтах, що розташовані вище зони водопровідних тріщин у водостійких шарах. У всіх цих випадках необхідна умова, що при проривах води її приплив в очисний вибій не перевищить допустимі межі.

Допустимий напір води (м) у підробленому горизонті з урахуванням захисних властивостей водотривів визначається залежністю

$$H_0 = \sum m_{zл} / (m_6 \sqrt[3]{K}), \quad (4.1)$$

де  $\sum m_{zл}$  – сумарна потужність пластів глин під підроблюваним водоносним горизонтом, м;

$m_6$  – потужність вийманого вугільного пласта, м;

$K$  – коефіцієнт фільтрації обводнених порід, м/добу.

При цьому необхідно дотримуватись умови  $\sum m_{zл} > 5m_6$ , причому потужність одного з пластів глин в зоні обвалення повинна бути не менше  $2m_6$ .

У водоносних горизонтах, в яких сумарна потужність підроблюваних водоупорних шарів  $\sum m_{zл} = (3 - 5)m_6$ , допустимі напори приймаються рівними

1 м, а при  $\sum m_{zл} < 3m_в$  – не більше 0,5 м. У цих умовах захисні властивості водотривких шарів оцінюються як ненадійні, в зв'язку з чим допустимі напори води у підроблюваних водоносних горизонтах визначаються з розрахунку мінімальних водоприпливів в очисні вибої.

Допустимі напори води  $H_д$  (м) у підроблюваному горизонті можна визначити з номограми (рис.4.1). На номограмі наведено розв'язок числового прикладу. Дано  $\sum m_{zл} = 20$  м,  $m_в = 2$  м,  $K = 2$  м/добу. Відповідь:  $H_д = 8$  м.

У період очисних робіт на ділянках з залишковими напорами води, що визначаються залежністю (4.1), випадків раптових проривів не спостерігалось. Це дає підстави вважати методичний підхід до визначення допустимих напорів води у підроблюваних водоносних горизонтах обґрунтованим і надійним. Використання його на практиці дозволяє в певних гірничо-геологічних і гідрогеологічних умовах виконувати гірничі роботи з мінімальними ризиками і витратами засобів і часу на висушування.

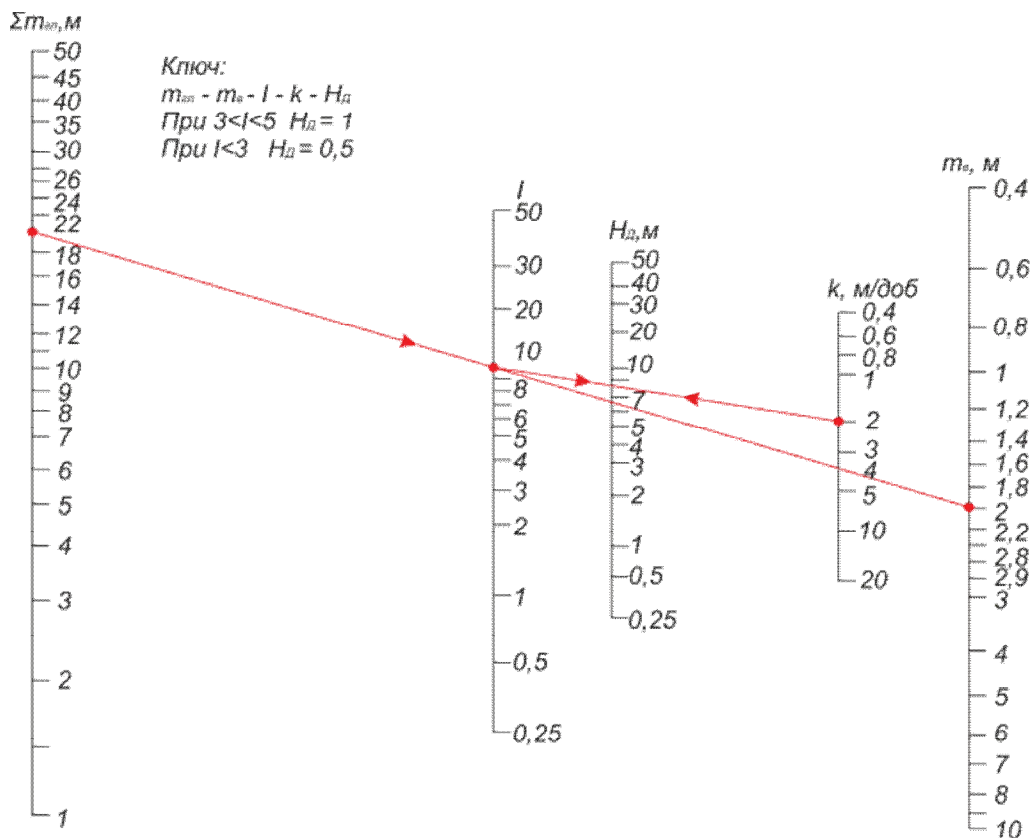


Рис. 4.1. Номограма для визначення допустимих напорів води у підробленому горизонті ( $I = m_{zл} / m_в$ )

#### 4.4. Способи і засоби захисту шахт від підземних вод

Залежно від гірничо-геологічних і гідрогеологічних умов залягання вугільних пластів захист гірничих виробок від підземних вод виконують способом дренажу, баражу чи спеціальними способами (наприклад, за допомогою замороження порід).

**Дренаж** – це спосіб водозахисту, який передбачає перейняття підземних вод на шляху руху їх до гірничої виробки і зниження рівня води до необхідних меж на площі розгалуження гірничих робіт. Дренажні пристрої створюють як з денної поверхні, так і з підземних виробок і поділяють на поверхневі, підземні та комбіновані. Поверхневі дренажні пристрої вводять в дію, зазвичай, до початку гірничих робіт. Підземні дренажні засоби застосовують перед, одночасно чи після закінчення гірничо-підготовчих робіт. У перших двох випадках вони забезпечують умови для проходки підготовчих виробок і осушення виїмкових стовпів, у другому – переважно для їх осушення.

**Бараж**, як спосіб захисту шахт від підземних вод шляхом повного чи часткового захисту гірничих виробок за допомогою водонепроникних засобів, може бути ефективним переважно при існуванні безнапірних режимів підземних вод, що залягають на видержаних за простяганням і потужністю водоупорних шарах на глибині 50 – 200 м.

Спосіб **заморожування** порід використовують в окремих випадках, коли гірничі виробки проходять через обводнені породи з низькими фільтраційними властивостями ( $k = 0,5$  м/добу).

**Поверхневі дренажні пристрої** використовуються для зниження напорів підземних вод нижче підошви вугільного пласта у підвугільних водоносних горизонтах, а також часткового зниження рівня води чи повного висушування надвугільних водонасичених горизонтів до проходки підготовчих гірничих виробок. За допомогою дренажних пристроїв з поверхні в певних гідрогеологічних умовах можна забезпечити безпечні умови ведення гірничих робіт, оперативно керувати процесом висушування (інтенсивністю зниження напорів чи рівнів підземних вод і терміном формування депресійної воронки).

До поверхневих дренажних пристроїв відносяться водознижувальні і водовбирні свердловини.

**Водознижувальні** свердловини, конструкції яких наведені на рис. 4.2 і 4.3, використовуються для дренажу більшості водонасичених горизонтів і можуть слугувати для відкачування води з одного або одночасно з декількох водоносних горизонтів.

Водознижувальні свердловини вибурюють переважно верстатами ударно-канатного буріння. Діаметр і конструкція свердловини залежать від її довжини, літологічного складу порід, які пересікаються, кількості водоносних горизонтів, які підлягають дренажу, діаметра насоса, яким передбачається обладнати свердловину.

Найбільш важливою умовою ефективної роботи водознижувальної свердловини є визначення такої технології створення і конструкції фільтра, які забезпечують максимальну водопоглинальну здатність, довготермінову роботу свердловини і насоса. В стійких і неруйнівних вапняках фільтри не ставлять, а в слабких вапняках свердловину звичайно закріплюють перфорованою обсадною трубою.

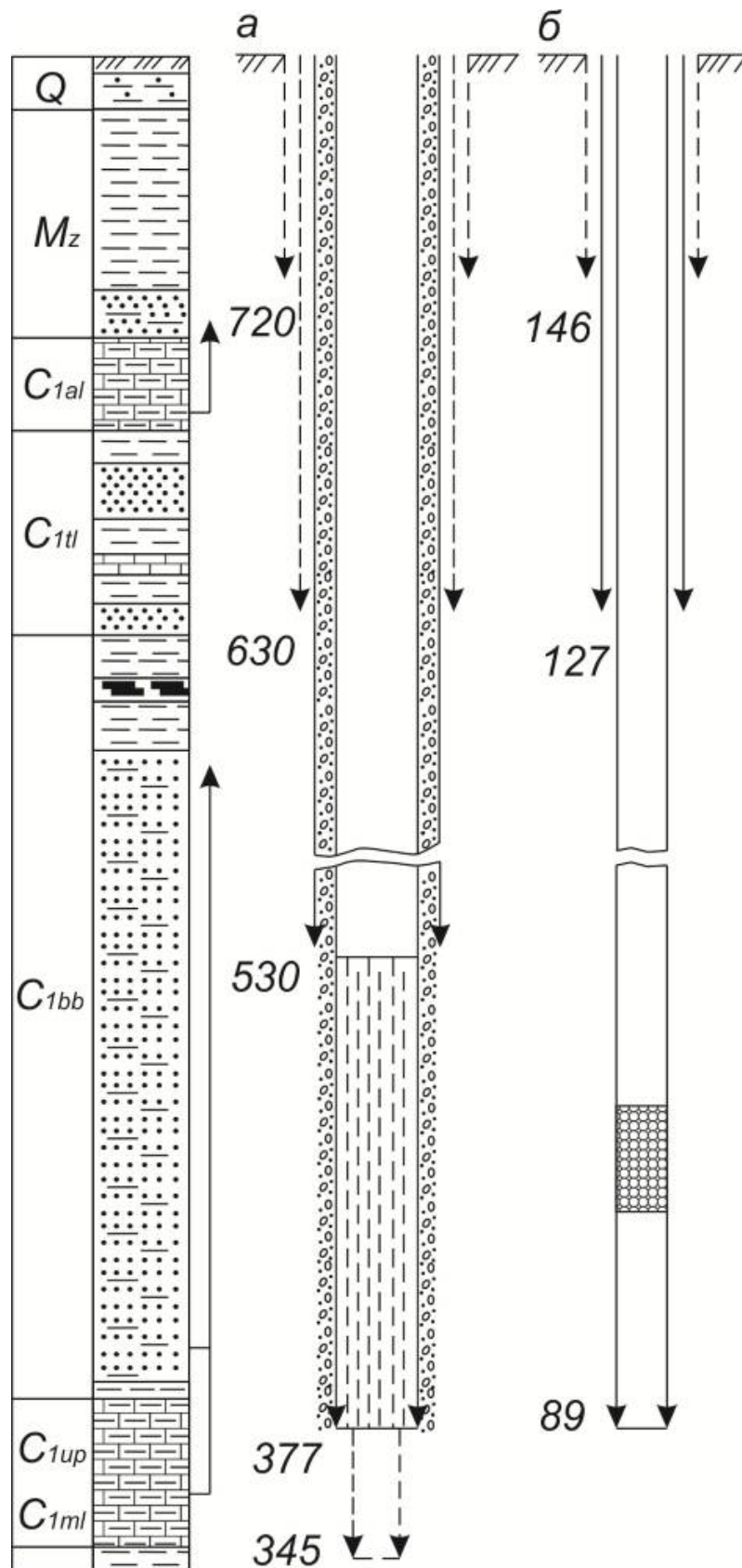


Рис. 4.2. Типові конструкції водознижувальної (а) та гідропостережної (б) свердловин на підвугільні чи надвугільні піски та вапняки

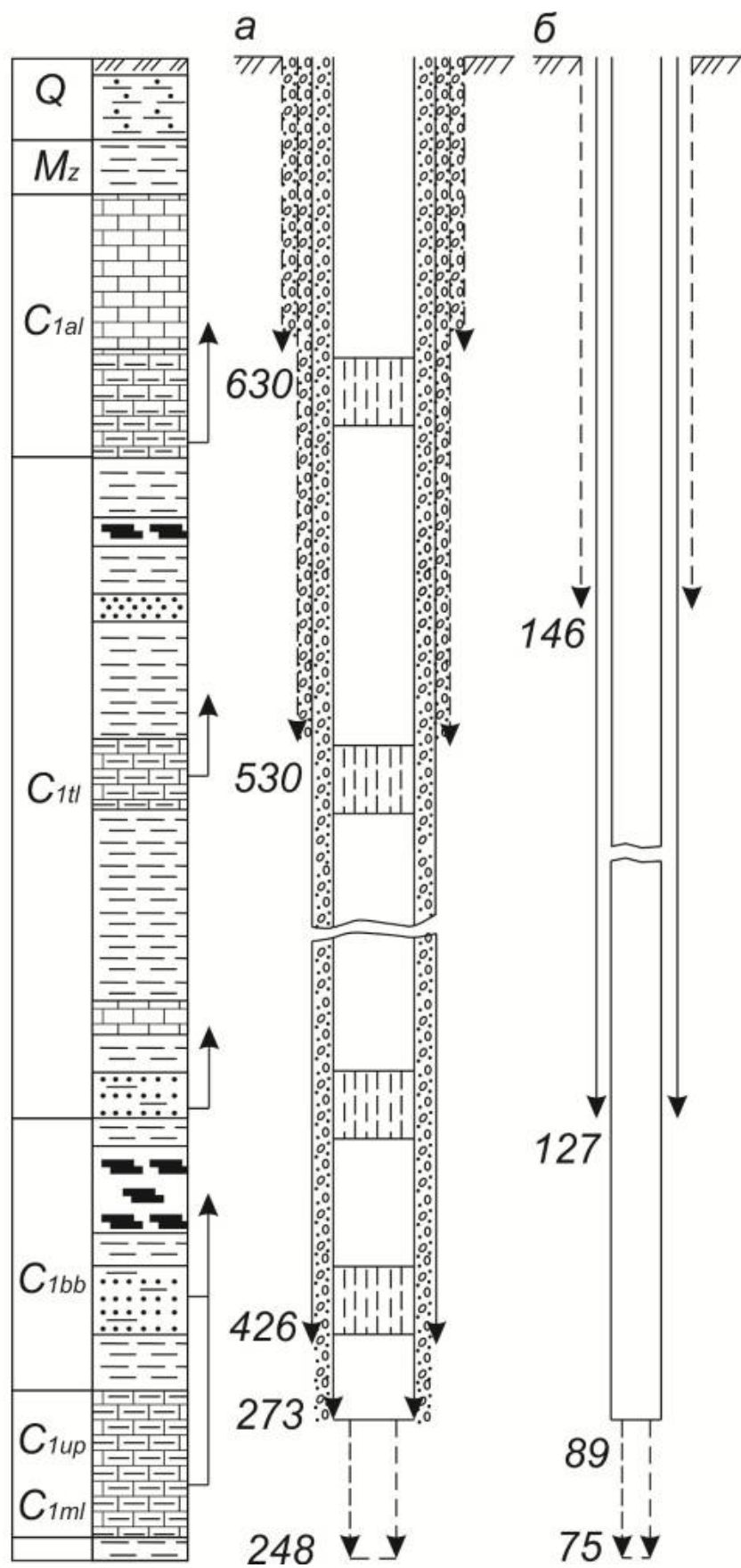


Рис. 4.3. Типові конструкції водознижувальної (а) та гідропостережної (б) свердловин на всі підвугільні і надвугільні горизонти

Під час створення водознижувальних свердловин на обводнених пісках (підвугільних і надвугільних) використовують фільтри: щілинні та дротяні з гравійною засипкою, гравійно-склеєні, з пористого бетону та кераміки. Найбільш прості у виготовленні та встановленні щілинні фільтри з гравійною засипкою. При довготерміновій експлуатації ці фільтри менше ніж інші підпадають кольматації. Проникність їх 5 – 10% при ширині щілини 2 – 5 мм і довжині 200 – 300 мм.

Щілинні фільтри з гравійною засипкою встановлюють двома способами: шляхом проходки водонасиченого пласта фільтровою колоною труб з конічним башмаком і засипкою гравію у позафільтровий простір у процесі заглиблення свердловини (рис. 4.4) і шляхом встановлення фільтрової колони всередині обсадних труб з наступною засипкою гравію в період їх вилучення (рис. 4.5).

Під час монтажу фільтрів за першим способом свердловину вибурюють до водоносного пласта з одночасною обсадкою трубами діаметром 377 – 426 мм, а потім опускають труби діаметром 219 – 273 мм із щілинним фільтром і конічним башмаком. У подальшому свердловину бурять через фільтрову колону, а у міжтрубний простір у період заглиблення свердловини засипають гравій, рівень якого підтримують на 1 – 1,5 м вище башмака обсадних труб.

У процесі встановлення фільтрів за другим способом свердловину вибурюють до проектної відмітки (до водотриву пісків) з обсадкою трубами діаметром 325 – 377 мм, після чого в неї опускають щілинний фільтр діаметром 219 – 273 мм. Під час підйому обсадних труб і оголення фільтра у міжтрубний простір засипають гравій, рівень якого підтримують на 1 – 1,5 м вище башмака обсадних труб.

Після відсіпки гравію у свердловині, яка споруджується за першим чи другим способами, з неї інтенсивно відкачують воду за допомогою ерліфта (гідроелеватора) і підсипають гравій до повної зупинки винесення піску з водоносного горизонту.

**Водовбирні свердловини** (рис. 4.6) використовують для дренажу водоносних горизонтів у покрівлі пласта шляхом перепуску води із надвугільних пісків чи вапняків у вапняки, що лежать нижче. Цей спосіб дренажу використовують в умовах, коли рівень значно нижче подошви вугільного пласта.

Водовбирні свердловини вибурюють станками ударно-канатного чи обертового буріння. Під час забору води з надвугільних вапняків свердловини обладнують щілинними фільтрами, при відкачуванні води із пісків – фільтрами з пористої кераміки і бетону, щілинними фільтрами з гравійною засипкою чи просто заповнюють свердловину гравієм.

За допомогою водовбирних свердловин у відповідних гідрогеологічних умовах досягається повне осушення як пухких піщаних порід, так і вапняків.

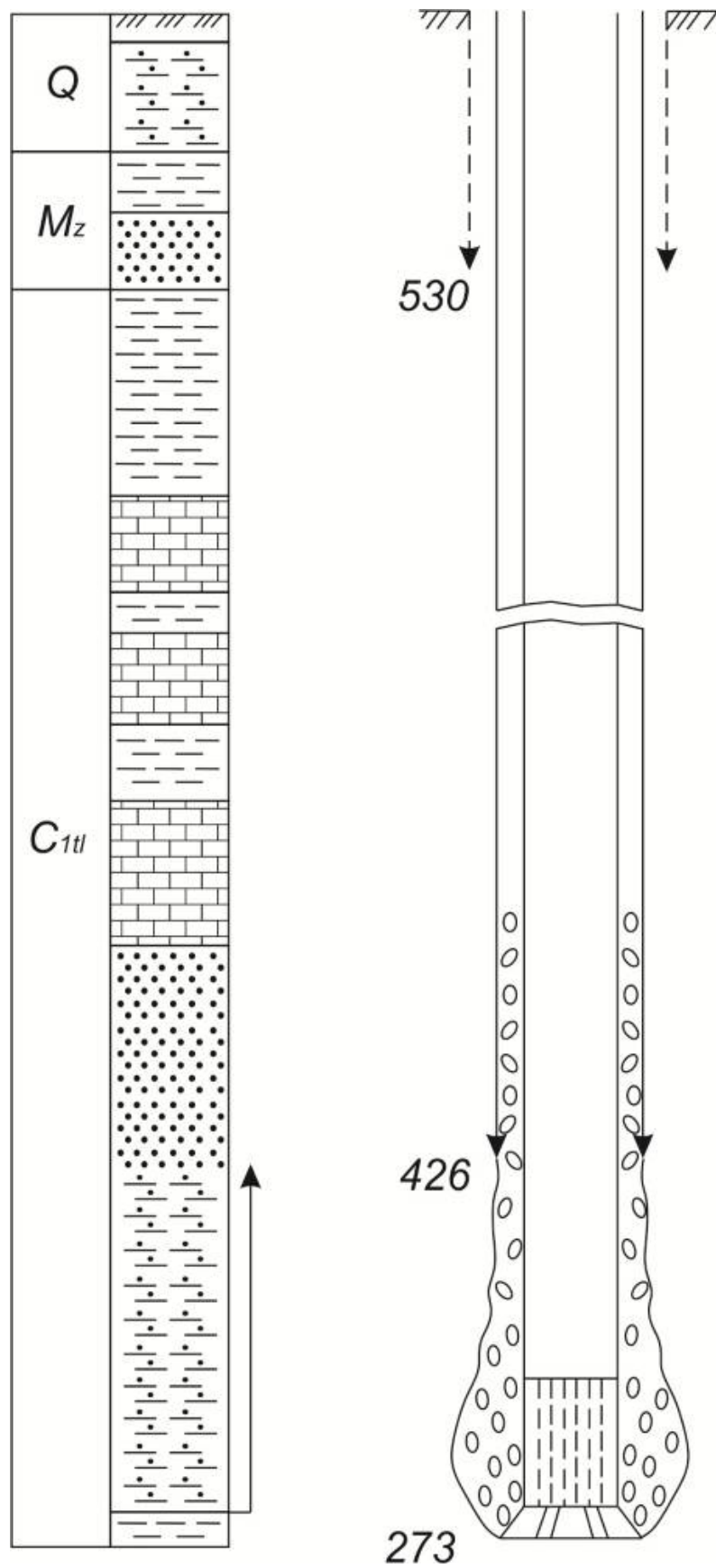


Рис. 4.4. Схема встановлення фільтра із застосуванням конічного башмака



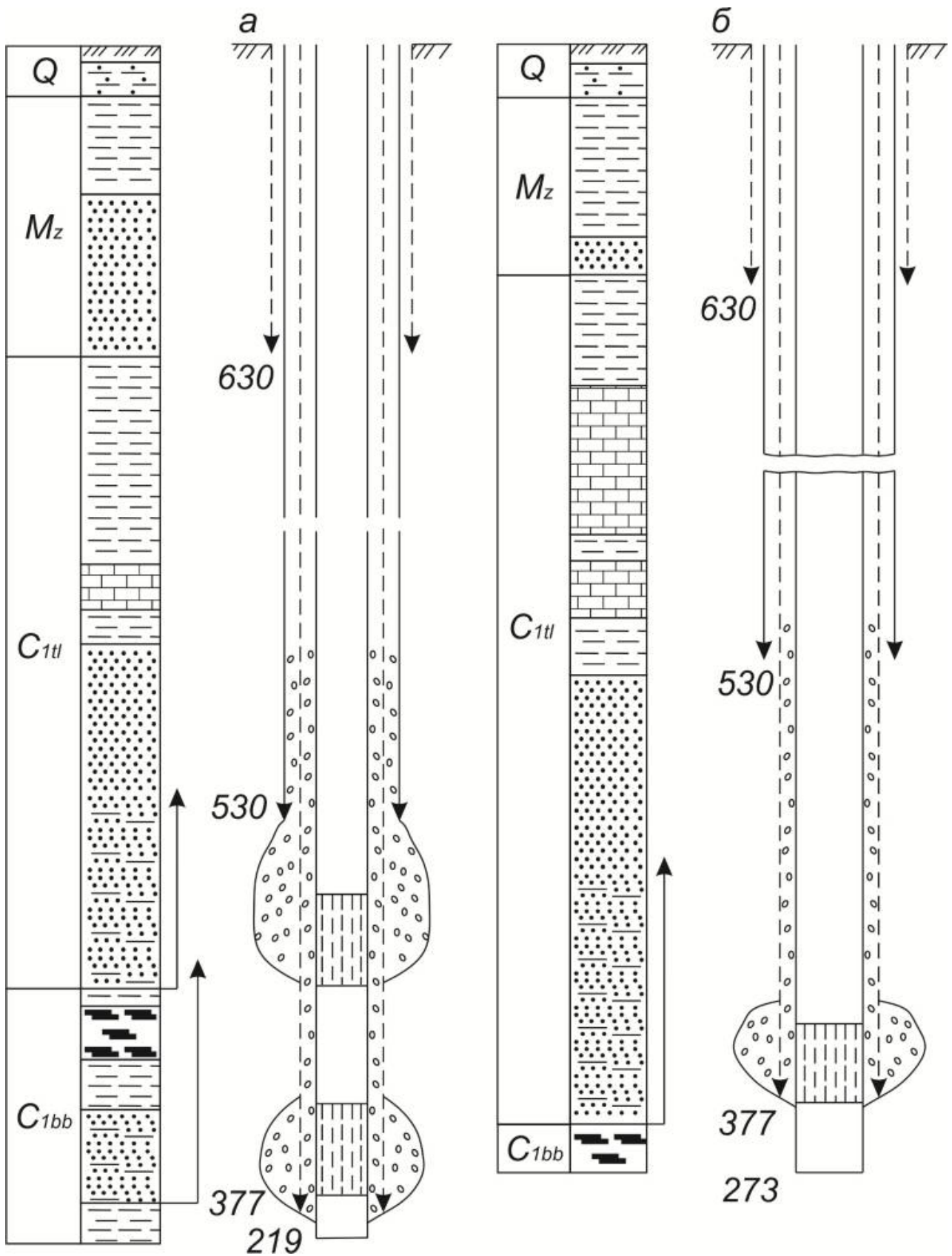


Рис. 4.5. Схема встановлення фільтра з попередньою обсадкою трубами під час осушення надвугільних і підвугільних пісків (а) і тільки надвугільних пісків (б)

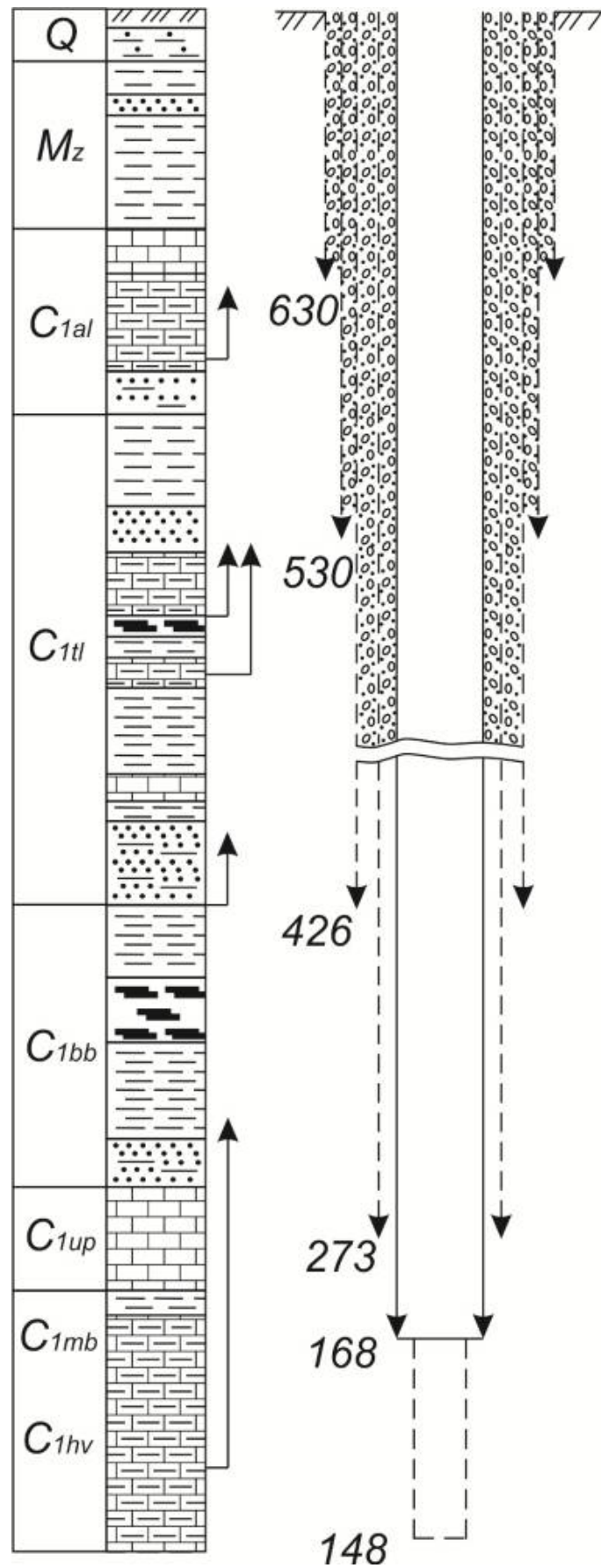


Рис. 4.6. Типові конструкції водовбірної свердловини

**Підземні дренажні пристрої** споруджують у підготовчих виробках при оконтуренні виїмкових стовпів чи у виробках головних напрямків і призначаються для дренажу обводнених порід безпосередньої покрівлі чи підшови вугільного пласта. Осушення з підземних виробок відбувається паралельно з гірничопрохідницькими роботами чи після їх закінчення, слідом за посуванням вибоїв штреків чи з деяким випередженням залежно від геологічної будови й умов обводненості ділянок розвитку гірничих робіт.

До підземних дренажних пристроїв відносяться забивні фільтри, підняттєві свердловини, наскрізні фільтри, водознижувальні свердловини, водопостачальні свердловини, похило-випереджаючі свердловини, дренажні канали та колодязі.

**Забивні фільтри** призначені для осушення пісків, які залягають безпосередньо над вугільним пластом чи на відстані від нього не більше 10 м. Залежно від обводненості та фільтраційних властивостей пісків використовують щілинні, дірчаті та кожухові забивні фільтри (рис. 4.7).

Щілинні фільтри мають поздовжні щілини довжиною 50 – 60 мм і шириною 1,5 – 2 мм, дірчаті – отвори діаметром 3 – 10 мм. Щілинні та крупно дірчаті фільтри створюють більший винос піску, тому мають обмежене використання.

Кожухові забивні фільтри складені з перфорованої труби діаметром 25 мм і зовнішньої жерстяної оболонки. Міжтрубний простір заповнено гравієм крупністю 1 – 5 мм. Розмір щілин внутрішньої труби 20×1,5 мм, зовнішньої оболонки 20×1 мм. Щілини розташовані рядами. В кожному ряду внутрішньої труби 8 отворів, зовнішньої труби 16 отворів.

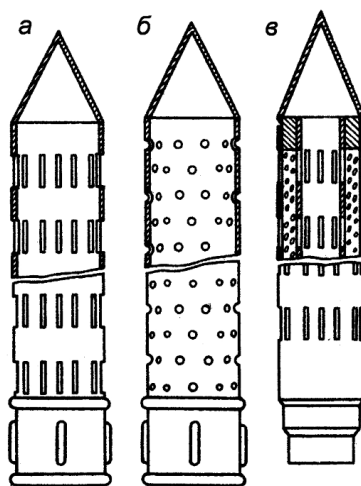


Рис. 4.7. Щілинний (а), дірчатий (б) і кожуховий забивні фільтри

Проникність внутрішньої перфорації 10%, зовнішньої 5%. Кожухові фільтри широко використовують для осушення дрібно- і тонкозернистих пісків у безнапірному і напірному водоносних горизонтах. Вони не дають виносу піску і зарекомендували себе як надійні засоби осушення.

Забивні фільтри встановлюють одразу ж за посуванням вибою підготовчої виробки на відстані 20 – 10 м один від одного. Відстань між фільтрами

залежить від обводненості та фільтраційних властивостей пісків, терміну дії фільтрів. Дебіти забивних фільтрів коливаються від 0,1 до 10 м<sup>3</sup>/год.

**Підняттєві свердловини** (рис. 4.8) застосовують для осушення надвугільних вапняків, а також надвугільних пісків, які залягають у покрівлі виробки на відстані понад 10 м. Свердловини бурять діаметром 75 – 100 мм, довжиною 25 – 30 м без зупинки прохідницьких робіт.

Водонасичені надвугільні вапняки розкривають підняттєвими свердловинами за умови висушення надвугільних пісків з застосуванням обсадних труб до вапняків. По вапняку свердловину бурять меншим діаметром, без обсадки її трубами.

Підняттєві свердловини розміщують через кожні 70 – 100 м. Ці свердловини забезпечують максимальний водозабір з водоносних горизонтів у покрівлі вугільного пласта, запобігаючи тим самим проривам підземних вод у процесі ведення очисних робіт. Дебіт свердловин досягає 100 м<sup>3</sup>/год (в середньому 15 – 30 м<sup>3</sup>/год).

**Наскрізні фільтри** (рис. 4.9) застосовують для дренажу водоносних горизонтів в покрівлі вугільного пласта, які впливають на обводненість гірничих виробок, головним чином, в період очисних робіт. Свердловини для наскрізних фільтрів бурять з поверхні для дренажу надвугільних вапняків і перепуску води в гірничу виробку. Воду, що надходить із наскрізних фільтрів, відводять по трубах чи дренажних канавах у найближчий водозбірник і відкачують на поверхню. В більшості випадків як наскрізний фільтр використовують перфоровану зі щілинними отворами трубу діаметром 108 – 75 мм. Дебіти фільтрів можуть досягати 100 м<sup>3</sup>/год залежно від ступеня тріщинуватості вапняків. Ефективність роботи наскрізних фільтрів здебільшого залежить від того, наскільки точно розташування обводнених зон.

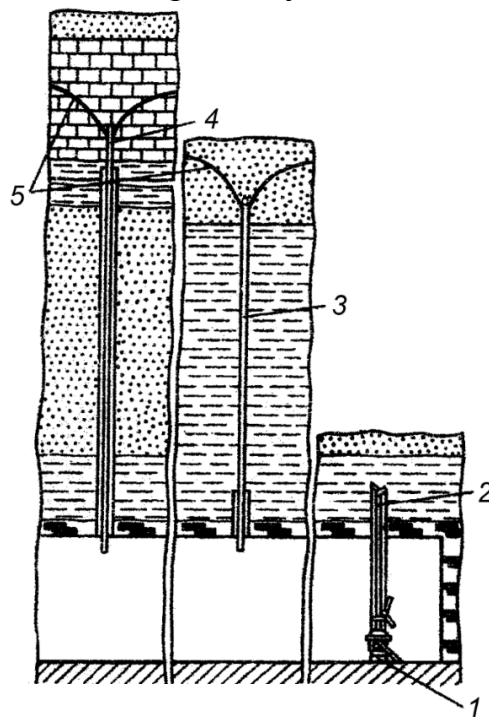


Рис. 4.8. Схема буріння підняттєвих свердловин

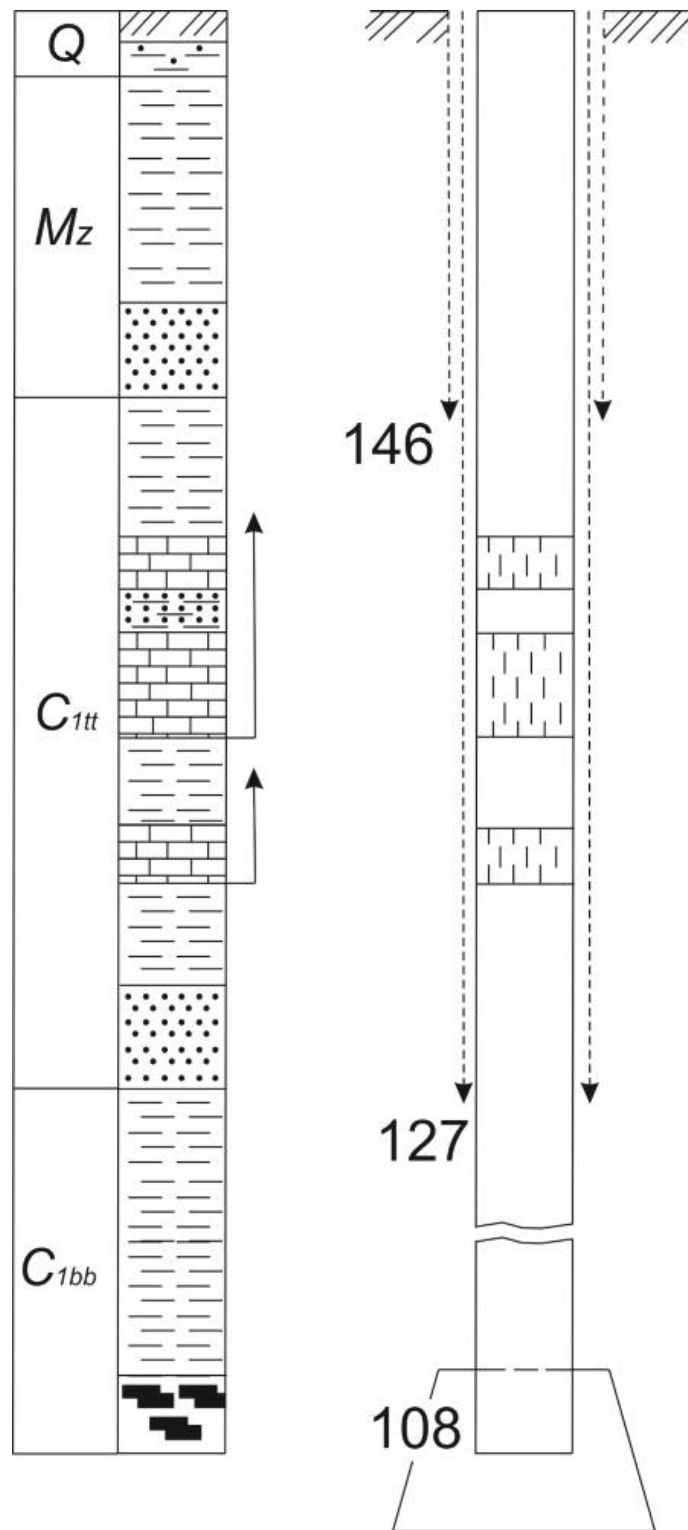


Рис. 4.9. Типова конструкція свердловини з наскрізним фільтром

**Водознижувальні** свердловини споруджують з гірничих виробок з метою дренажу надвугільних пісків і вапняків. Свердловини вибурюють діаметром 100 – 150 мм. Напорна вода дренується самовиливом по свердловині в канаву чи колодязь, звідкілья шахтними насосами перекачується до дільничого водовідливу. Свердловини закладають в самих понижених місцях залягання вугільного пласта. Дебіти свердловин в цих умовах досягають 5 – 15 м<sup>3</sup>/год.

**Водобирні** свердловини, що буряться із гірничих виробок, використовують для скидання шахтних вод у нижні горизонти за умови, що рівень вод значно нижче підшови вугільного пласта, а вапняки спроможні поглинати воду. Свердловину вибурюють з дна водозабірної колодезя і обсажують трубами діаметром 89 – 108 мм до вапняків. Верхній кінець обсадних труб встановлюють на 0,5 – 1 м вище дна колодезя з розрахунку переливання в свердловину тільки освітленої води. Водобирні свердловини дозволяють скидати у вапняки до 25 м<sup>3</sup>/год води.

**Похило-випереджаючі** свердловини (рис. 4.10) використовують для випереджаючого осушення надвугільних пісків, що залягають безпосередньо над вугільним пластом, а також при незначній потужності прошарків глин, які залягають між пластом і обводненими пісками, коли виробки проходять в умовах досить складної гіпсометрії вугільного пласта. Максимальна довжина свердловин не перевищує 100 м. Буріння відбувається до розкриття водоносного горизонту, після чого у піски задавлюють забивні фільтри з трубами діаметром 32 – 40 мм.

Похило-випереджаючі свердловини використовують на шахтах для дренажу надвугільних пісків попереду вибою виробки, яку проходять. Їх використовують також за необхідності скорочення термінів осушення виїмкових стовпів. У цьому випадку свердловини вибурюють з розрахунку розкриття пісків у внутрішній частині стовпа.

Похило-випереджаючі свердловини можуть слугувати також засобом розвідки при визначенні контурів зон порушення вугільного пласта.

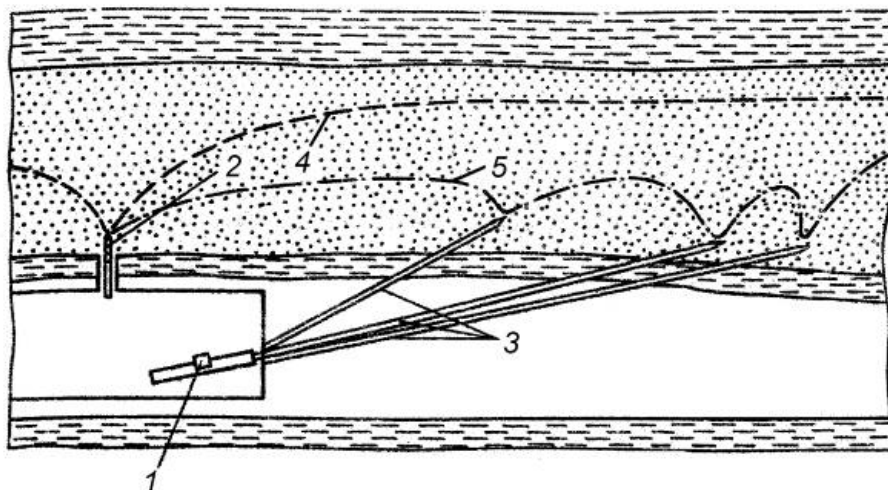


Рис. 4.10. Схема буріння похило-випереджаючих свердловин:  
1 – бурильний станок; 2 – забивний фільтр; 3 – похило-випереджаючі свердловини; 4, 5 – динамічний рівень води відповідно після установаження забивного фільтра і буріння похилих свердловин

**Дренажні канали** (рис. 4.11) і **колодезі** (рис. 4.12) застосовують для дренажу обвідної підшови і збирання води у підготовчих виробках для подальшого перекачування до дільничних водовідливів. Мінімальна глибина дренажних каналів 0,5 м, максимальна – 2 м (залежно від гіпсометрії пласта).

Дренажні (чи перекачувальні) колодязі споруджують в самих низьких місцях у спеціальних камерах. Тут же встановлюють насоси для перекачування води. Глибина колодязів 4 – 5 м, розміри поперечного перерізу 1,5×1,5 м. Дренажні канали і колодязі звичайно закріплюють деревом.

Для виключення накопичення води в мульді колодязі створюють не в центрі мульди, а на схилі її за напрямком посування лави. При цьому колодязь розташовують трохи глибше, а дренажній каналі надають нахил від мульди до колодязя. Біля колодязя розташовують перекачувальний насос з автоматичним керуванням. Допустима максимальна відмітка рівня води у колодязі повинна бути нижче рівня води в центрі мульди.

Досвід підтвердив, що при такому розміщенні перекачувальних колодязів нагромадження води у мульди не спостерігається.

Дренажну каналу звичайно проводять на всій довжині виїмкового штреку, тому в окремих місцях її застосовують для транспортування води до найближчого колодязя. У випадку, якщо породи, що оточують виробку, обводнені неповсюдно, дренажні канали проходять тільки на ділянках, які примикають до колодязів. Вода, що надходить, перекачується із колодязів шахтними насосами по трубопроводах до дільничного водоприпливу. Це дозволяє виключити обводнення порід підшви виробок водою з дренажної каналі.

Для зниження ризиків від затоплення захист шахт від підземних вод провадять у два етапи. Спочатку на шахтному полі чи на ділянці розвитку гірничих робіт за допомогою поверхневих дренажних засобів знижують напори води у водоносних горизонтах до безпечних значень. Потім виконують підземні дренажні роботи з метою зниження залишкових напорів і рівня води в надвугільних і підвугільних водоносних горизонтах (при проходці підготовчих гірничих виробок) чи осушення порід безпосередньої покрівлі вугільного пласта, щоб запобігти раптовим проривам води в очисні виробки.

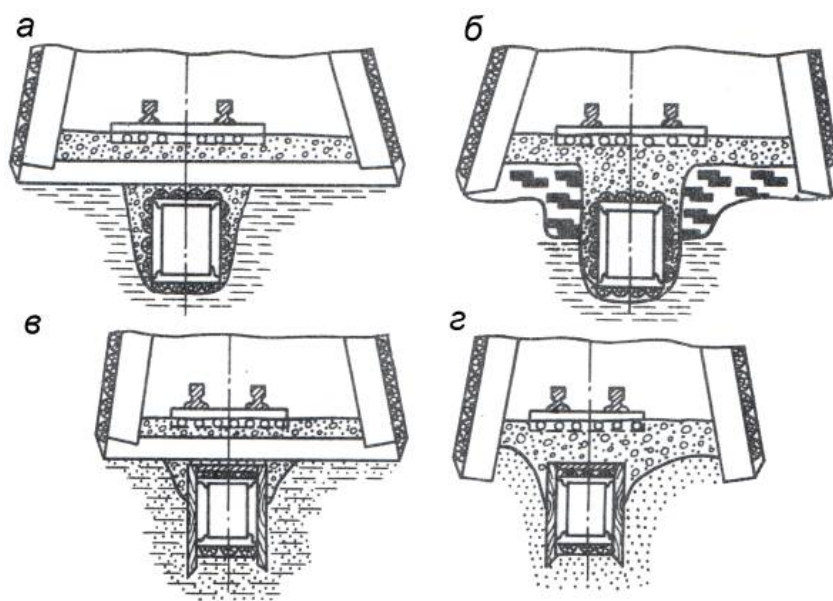


Рис. 4.11. Схема дренажних каналів, які споруджуються у спучених (а, в) і неспучених (б, г) породах

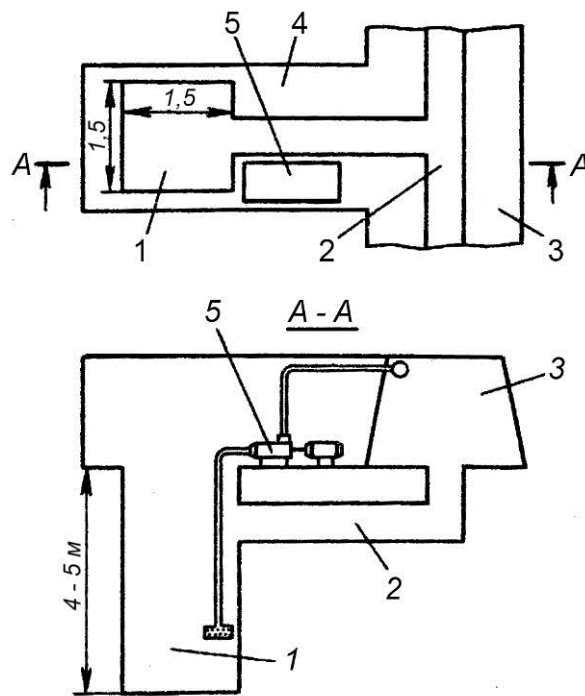


Рис. 4.12. Схема дренажного колодезя

#### 4.5. Співвідношення темпів посування гірничих робіт і водозахисту шахт

Узгодження в часі робіт з водозахисту і гірничих робіт є завершальним етапом розробки заходів захисту шахт від підземних вод і зменшення ризиків від затоплення гірничих підприємств.

Після вибору схем водозахисту поверхневими та підземними дренажними засобами, визначення необхідних обсягів спорудження дренажних пристроїв і тривалості осушення відбувається перевірка на виявлення розриву у часі між осушувальними і гірничими роботами. Вважається, що розрив відсутній, якщо всі роботи з водозахисту закінчені до початку гірничих робіт.

Перевірка розриву в часі між роботами з водозахисту і гірничими роботами відбувається при дотриманні наступної умови:

$$\sum T_{nid(i)} \pm T_{роз(i-j)} = T_{оч(j)}, \quad (4.2)$$

де  $\sum T_{nid(i)}$  – загальна тривалість оконтурювання  $i$ -го виїмкового стовпа підготовчими виробками та його осушення, діб;

$T_{роз(i-j)}$  – розрив у часі між підготовкою  $i$ -го стовпа і відпрацюванням  $j$ -го стовпа, діб;

$T_{оч(j)}$  – тривалість відпрацювання  $j$ -го стовпа з заданим навантаженням на лаву, діб.

Враховуючи, що  $\sum T_{nid(i)} = T_{ок(i)} + T_{оч(i)}$  – розрив у часі між вказаними видами гірничих робіт визначається за формулою

$$\pm T_{роз(i-j)} = T_{оч(j)} - T_{ок(i)} - T_{оч(i)}, \quad (4.3)$$

де  $T_{ок(i)}$  – тривалість оконтурювання підготовчими виробками його виїмкового стовпа, діб;



$T_{oc(i)}$  – тривалість осушення виїмкового стовпа, що готується до розробки, днів;

При цьому тривалість відпрацювання  $j$ -го стовпа (днів)

$$T_{оч(j)} = \frac{30,4 \cdot L_{c(j)} \cdot l_{л(j)} \cdot P}{A_j \cdot n_j}; \quad (4.4)$$

тривалість оконтурювання  $i$ -го стовпа (днів)

$$T_{ок(i)} = \frac{30,4 \cdot (2 \cdot L_{c(i)} + l_{л(i)})}{a_i \cdot n_b \cdot n_i}; \quad (4.5)$$

тривалість осушення  $i$ -го стовпа (днів)

$$T_{ом(i)} = \frac{0,27 \cdot L_{c(i)} \cdot l_{л(i)} \sqrt{k(10^{\frac{k_1 k_2}{-2}} - 1)}}{KH} - t_{осок}, \quad (4.6)$$

де  $L_{c(j)}$ ,  $L_{c(i)}$ , – довжина відповідно відпрацьованого  $j$ -го і підготовлюваного чи осушуваного  $i$ -го виїмкових стовпів, м;

$l_{л(j)}$ ,  $l_{л(i)}$  – довжина лав відповідно у відпрацьованому  $j$ -му і підготовлюваному  $i$ -му виїмкових стовпах, м;

$P$  – середня продуктивність пласта у відпрацьовуваному  $j$ -му і підготовлюваному  $i$ -му виїмкових стовпах, т/м<sup>2</sup>;

$A_j$  – планове навантаження на очисний вибір у відпрацьовуваному  $j$ -му виїмковому стовпі, т/добу;

$n_j$ ,  $n_i$  – середньомісячна кількість робочих днів відповідно з видобування вугілля й оконтурення підготовчими виробками  $j$ -го та  $i$ -го виїмкових стовпів;

$a_i$  – планова швидкість проходки виїмкових штреків при оконтуренні  $i$ -го виїмкового стовпа, м/добу;

$n_b$  – кількість одночасно діючих підготовчих вибоїв при підготовці  $i$ -го виїмкового стовпа;

$k_1$  – коефіцієнт, який характеризує дану схему водозахисту, що визначається з табл. 4.1;

$K$  – коефіцієнт фільтрації висушуваних порід, м/добу;

$H$  – потужність обводнених дренажних порід на межі зони підживлення води, м;

$t_{осок}$  – тривалість осушення  $i$ -го стовпа на період його оконтурення підготовчими виробками, днів;

$k_2$  – коефіцієнт, який характеризує гідрогеологічні параметри горизонту, що осушується (табл. 4.2).

Таблиця 4.1

Значення коефіцієнта  $k_1$ , який характеризує використовувану схему водозахисту

№ п/п	Гірничотехнологічні умови підготовки виїмкових стовпів	Значення коефіцієнта $k_1$
1	У безпосередній близькості від підготовлюваного виїмкового стовпа підготовчі виробки відсутні	0,88
2	З однієї сторони підготовлюваного виїмкового стовпа на відстані, що дорівнює довжині лави, є штрек з діючими дренажними пристроями, а другої – розташовується вугільний масив	0,68
3	З однієї сторони підготовлюваного виїмкового стовпа на відстані, що дорівнює довжині лави, розташовується вироблений простір, з другої – вугільний масив	0,60
4	З однієї сторони підготовлюваного виїмкового стовпа на відстані, що дорівнює довжині лави, розташовується вироблений простір, з другої – штрек з діючими дренажними пристроями	0,55
5	З обох боків підготовлюваного виїмкового стовпа розташовується вироблений простір	0,25

Таблиця 4.2

Значення коефіцієнта  $k_2$ , який характеризує гідрологічні параметри горизонту, що осушується

№ п/п	Потужність обводненої частини пісків, м	Коефіцієнт $k_2$ при $k$ (м/добу)									
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
1	1	0,004	0,007	0,010	0,012	0,014	0,016	0,017	0,018	0,020	0,021
2	2	0,014	0,024	0,031	0,037	0,041	0,046	0,048	0,051	0,053	0,055
3	3	0,028	0,047	0,059	0,070	0,074	0,079	0,084	0,087	0,090	0,092
4	4	0,048	0,074	0,090	0,101	0,110	0,116	0,121	0,125	0,127	0,131
5	5	0,070	0,104	0,124	0,137	0,147	0,154	0,159	0,163	0,167	0,170
6	6	0,094	0,135	0,159	0,174	0,184	0,192	0,198	0,203	0,206	0,210
7	7	0,120	0,169	0,195	0,211	0,223	0,231	0,237	0,242	0,246	0,249
8	8	0,148	0,202	0,232	0,250	0,262	0,270	0,277	0,282	0,286	0,289
9	9	0,177	0,238	0,269	0,288	0,301	0,310	0,316	0,322	0,326	0,329
10	10	0,207	0,274	0,307	0,327	0,340	0,349	0,356	0,362	0,366	0,369

Якщо роботи з водозахисту ведуться одночасно з роботами з оконтурювання виїмкового стовпа підготовчими виробками, то

$$t_{осок} = \frac{30,4 \cdot k \cdot L_{c(i)}}{a_i \cdot n_i}. \quad (4.7)$$

Якщо ж роботи з водозахисту в  $i$ -му стовпі виконуються після закінчення його оконтурювання,  $t_{осок}$  приймається рівним нулю.

Позитивне значення  $T_{роз(i-j)}$  вказує на те, що оконтурювання  $i$ -го виїмкового стовпа підготовчими виробками та його осушення виконуються з випередженням, від'ємне – що ці роботи відстають і можуть призвести до розриву у часі між очисними та підготовчими роботами.

Нерідко ризики в роботі шахт виникають через розриви у часі між очисними та підготовчими гірничими роботами. Причиною розриву є відсутність необхідного випередження штреків головного напрямку, яке призводить до затримки початку оконтурювання виїмкових стовпів підготовчими виробками.

У цьому випадку при визначенні  $T_{ок(i)}$  необхідно врахувати час  $T_{гол(i)}$  (діб), який потрібно на проходку частини штреку головного напрямку, щоб почати підготовку  $i$ -го стовпа. Він розраховується за формулою

$$T_{гол(i)} = 30,4 \cdot L_{гол(i)} / a_{гол(i)} \cdot n_{гол(i)}, \quad (4.8)$$

де  $L_{гол(i)}$  – довжина штреку головного напрямку, яка повинна бути проведена до початку підготовки  $i$ -го виїмкового стовпа, м;

$a_{гол(i)}$  – планова швидкість проходки штреку головного напрямку, м/добу;

$n_{гол(i)}$  – середньомісячна кількість робочих днів з проведення штреку головного напрямку.

Визначивши тривалість виконання кожного виду робіт, які є обов'язковими до початку відпрацювання  $j$ -го виїмкового стовпа на певний час, можна визначити розрив у часі між очисними та підготовчими роботами з урахуванням осушення виїмкових стовпів. У разі відставання підготовчих робіт у зонах виїмкових стовпів, які відпрацьовуються (коли  $T_{роз(i-j)}$  має від'ємне значення), необхідно прийняти заходи з інтенсифікації прохідницьких і осушувальних робіт.

Орієнтована кількість нових стовпів, що підготовлюються, при яких можна виключити ризики від розриву у часі між очисними роботами, становить

$$N = (T_{ок(i)} + T_{ос(i)} / T_{оч(j)}). \quad (4.9)$$

Вихідні значення  $T_{ок(i)}$ ,  $T_{ос(i)}$ ,  $T_{оч(j)}$  визначають відповідно за формулами (4.4), (4.5), (4.6), але в розрахунках необхідно користуватись їх середніми значеннями. Знаючи середню тривалість відпрацювання виїмкових стовпів, середню тривалість їх оконтурювання підготовчими виробками й осушення, гірничопідготовчі й осушувальні роботи, можна знижувати ризики так, щоб не було суттєвих розривів у часі між очисними та підготовчими роботами.

Залежно від отриманих за розрахунками значень  $N$  можна планувати стадійність підготовлюваного  $i$ -го виїмкового стовпа. При  $N = 1 - 1,5$   $i$ -й

виїмковий стовп може бути неповністю оконтурений підготовчими виробками. При  $N = 1,5 - 2$  він повинен бути повністю оконтурений підготовчими виробками, але осушувальні роботи в ньому можуть бути ще не початі. При  $N = 2$  необхідно, щоб  $i$ -й виїмковий стовп був повністю оконтурений підготовчими виробками і частково осушений.

Для випадків, коли підготовлюваний  $i$ -й виїмковий стовп частково оконтурений підготовчими виробками, витрати часу на його повне оконтурення (діб)

$$T_{ок(i)} = \frac{30,4(L_{c(i)} + l_{л(i)} - \sum L_{ок(i)})}{a_i \cdot n_3 \cdot n_i}, \quad (4.10)$$

де  $\sum L_{ок(i)}$  – сумарна протяжність проведених підготовчих виробок при підготовці  $i$ -го виїмкового стовпа, м.

Якщо  $i$ -й виїмковий стовп після його оконтурювання підготовчими виробками частково підсушений, то залишковий час на його повне висушення (діб)

$$T_{ос.зал(i)} = T_{ок(i)} - T_{ос.он(i)}, \quad (4.11)$$

де  $T_{ос.он(i)}$  – витрати часу на осушення повністю оконтуреного підготовчими виробками  $i$ -го виїмкового стовпа, діб (визначається за фактично витраченим часом на осушення після оконтурювання виїмкового стовпа підготовчими виробками).

В окремих випадках можливе зменшення планового навантаження на лаву  $i$ -го стовпа, який відпрацьовується, за рахунок зростання його на другому стовпі, який також відпрацьовується, якщо роботи з підготовки  $i$ -го стовпа виконуються з випередженням.

У такому випадку гранично допустиме навантаження на очисний вибій (т/добу), при якому не буде розриву між очисними та підготовчими роботами, з урахуванням необхідного часу на осушення виїмкових стовпів:

$$A_j = \frac{30,4 \cdot L_{c(j)} \cdot l_{л(j)} \cdot P}{n_{(j)} \cdot T_{оч(j)} - (\pm T_{роз(i-j)})}, \quad (4.12)$$

Для того, щоб нейтралізувати ризики при розбалансуванні співвідношення темпів посування гірничих робіт і водозахисту шахт за рахунок розриву у часі між очисними та підготовчими роботами (з урахуванням часу на осушення виїмкових стовпів), проводять систематичний контроль за виконанням намічених робіт з водозахисту і у разі необхідності приймають відповідні заходи з інтенсифікації гірничопідготовчих і осушувальних робіт. Без такої перевірки можливі зриви виробничої програми вугледобування і порушення ритмічної роботи шахт.

#### 4.6. Проблеми ризиків при водозахисті шахт і охороні водних ресурсів

Відкачування великих об'ємів підземних вод і застосування управління покрівлею повним обваленням призводять до негативних змін гідрогеологічних і ландшафтних умов в районі діяльності вугледобувних підприємств.

В наслідок відкачування змінюється режим живлення води, руху і розвантаження підземних вод, порушується гідравлічний зв'язок між водоносними горизонтами, відбувається формування глибоких і досить великих за площею депресивних воронок, що призводить до взаємодії дренажних систем з водозабором і деякому виснаженню підземних вод. Управління покрівлею повним обваленням призводить до деформації денної поверхні та зміні ландшафтних умов: утворенню в мульдах осідання заболочених ділянок, осушенню природних заболочених ділянок і водойм, припиненню дії першоджерел, порушенню режимів малих річок, озер і інших невеликих водойм. Скиди у гідрографічну сітку забруднених шахтних вод погіршують хімічний склад поверхневих вод, більшість водосховищ стають непридатними для господарського і технічного водопостачання. Внаслідок зниження рівня ґрунтових вод відбувається осушення підшвоґрунтів, що збільшує ризики життєдіяльності лісових і сільськогосподарських культур.

**Виснаження водних ресурсів.** Внаслідок відбору підземних вод в цілях водопостачання і захисту шахт від їх негативного впливу на гірничі роботи у вугільних регіонах спостерігається виснаження водних ресурсів. Під дією відкачування формуються на великій площі депресійні воронки. Як наслідок, багато ґрунтових колодязів у сільській місцевості стають безводними, неглибокі водозабори виходять із ладу, що вимагає заміни цих, порівняно дешевих, джерел водопостачання на більш глибокі та дорогі. Тому витрати на водопостачання промислових і сільськогосподарських об'єктів, розташованих у районах вугільних розробок, зростають в декілька разів.

У деяких вугільних регіонах з метою охорони і раціонального використання ресурсів прісних вод використовують одночасно свердловини поверхневого дренажу, які споруджені для захисту шахт від підземних вод, як свердловини водопостачання. Широке використання інженерних рішень, що передбачають сумісну експлуатацію водозабірних свердловин, які призначені для водопостачання, і свердловин поверхневого дренажу, що споруджені для захисту шахт від підземних вод, сприяє раціональному використанню підземних вод.

**Забруднення шахтних вод.** Відкачувана в процесі видобування вугілля вода забруднена різними компонентами, розчиненими мінеральними речовинами, бактеріальними сумішами. За характером забруднення розрізняють води із свердловин поверхневого дренажу, із шахтного водовідливу і господарчо-побутові води.

Понад 60% всієї відкачуваної води припадає на свердловини поверхневого дренажу. Бактеріологічний стан її задовільний.

Вода із шахтного водовідливу складає 32,3% всієї води, що скидається у водойми. В ній міститься 270 мг/л змулених речовин, 5,3 мг/л заліза, 2 мг/л нафтопродуктів, що в 7 – 9 разів перевищує гранично допустимі концентрації. Склад забруднюючих компонентів у відкачуваній шахтній воді в деяких випадках перевищує норми в десятки і сотні разів.

Біля половини об'ємів води, що відкачується шахтними водовідливами, проходить очищення шляхом відстоювання у відстійниках, ставках-освітлювачах. Друга їх половина змішується з умовно чистою водою і скидається в річну сітку.

Розбавлення шахтної води чистою водою не може розглядатись як метод очищення, бо забруднюючі компоненти у повному об'ємі скидаються у водойми, що призводить до їх замулювання і порушення природних біохімічних процесів, що сприяють самоочищенню водойм. Окрім цього, підземні води із свердловин поверхневого дренажу, що змішуються у водовідвідній системі з забрудненою водою шахтних водовідливів, стають непридатними для промислового і сільськогосподарського використання.

Найбільш забруднені господарсько-побутові води, частка яких складає 4,6%, по шахтах 1,4% всього об'єму скидної води. Стічні води побутових комбінатів (бані, пральні, їдальні тощо) містять 200 мг/л речовин, 2,6 мг/л нафтопродуктів. Ступінь бактеріальної забрудненості їх перевищує норму в десятки і сотні разів.

Очисні споруди, що використовують на шахтах, поділяють на два основні типи:

- споруди, в яких очищення води відбувається в умовах, близьких до природних (поля зрошення, поля фільтрації, водойми, тобто біоставки, які заповнені проточною стічною водою);
- споруди, в яких очищення відбувається в штучно створених умовах (аеротенки, біофільтри, аерофільтри).

Після часткового очищення в ставках-освітлювачах вміст забруднених компонентів і нафтопродуктів у воді завжди перевищує норму [3].

Використання гідроботанічних очисних споруд на стадії доочищення шахтних вод являє собою один із перспективних напрямів розвитку сучасної технології знешкодження стоків промислових підприємств [4].

Найбільш простими у створенні й експлуатації вважаються гідроботанічні споруди типу “ботанічних площин”, які створені на основі застосування природних рослинних макрофітів [4]. На підприємствах вугільної промисловості такі споруди використовуються переважно для очищення господарсько-побутових вод, особливо на їх доочищення після безреагентного відстоювання у ставках-відстійниках [3].

Практика застосування ботанічних площин і ставків-відстійників показала доцільність ще більш широкого впровадження їх на шахтах, бо вони досить ефективні для доочищення побутових і шахтних стоків від замулених речовин, нафтопродуктів і патогенних бактерій.

### Захист шахт від підземних вод з урахуванням охорони водних ресурсів.

Удосконалення методів захисту від підземних вод з урахуванням охорони водних ресурсів ґрунтується на заходах, які передбачають застосування систем водозахисту, що виключають виснаження водоносних горизонтів і забруднення води, яка надходить із підземних дренажних засобів.

Заходи, які виключають виснаження водних ресурсів, зводяться до використання таких систем водозахисту, якими забезпечується необхідний дренаж водоносних горизонтів для нормального ведення гірничих робіт при мінімальному порушенні та подальшому відновленні природного режиму підземних вод в районі вугледобування. Заходи, які виключають забруднення підземних вод, містять комплекс інженерних дій, які спрямовані на запобігання погіршенню якісної характеристики води, що надходить з підземних дренажних пристроїв і відкачуваної шахтними водовідливами.

Ступінь виснаження водних ресурсів при розробці дренажних систем із захисту шахт від підземних вод повинен одночасно вирішуватись з урахуванням водопостачання.

При неможливості підключення дренажного комплексу до систем господарсько-питного і технічного водопостачання повинна бути передбачена можливість створення систем штучного поповнення запасів підземних вод (рис. 4.13).

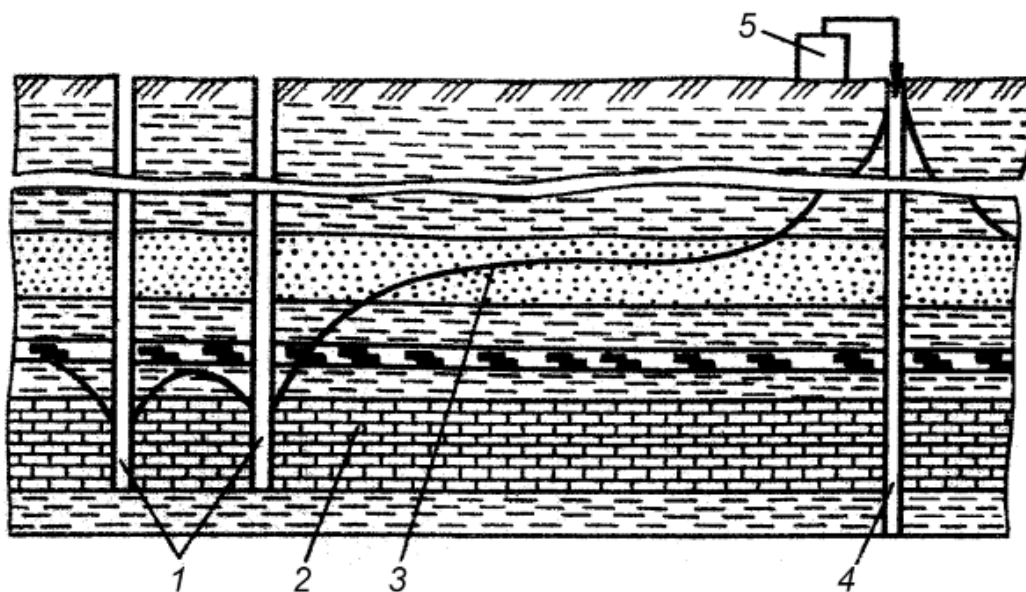


Рис. 4.13. Схема штучного поповнення запасів підземних вод:

- 1 – свердловини поверхневого дренажу; 2 – дренажний водонасичений горизонт; 3 – рівень підземних вод; 4 – водобирна свердловина; 5 – насосна установка

Для зменшення виснаження підземних вод використовують зворотне закачування поверхневими дренажними засобами чистої води у водоносні горизонти за межами розвитку депресійних воронок. Це сприяє також створенню гідродинамічного бар'яжу як методу захисту шахт від підземних вод.

Заслуговує уваги також застосування вбирних свердловин для перепуску чистої води, яка надходить з підземних дренажних пристроїв, у підвугільні водоносні горизонти.

Виснаження водних ресурсів може бути зменшено шляхом більш широкого застосування блочно-випереджаючих і блочно-постадійних схем водозахисту підземними дренажними пристроями, а також веденням очисних робіт з частковим залишенням стовпів води у підроблюваних водоносних горизонтах на основі використання захисних властивостей водотривких шарів надвугільної товщі.

До перспективних методів водозахисту шахт, що виключають виснаження водних ресурсів і їх забруднення, може бути віднесено **метод захисту дільниць розвитку гірничих робіт** від підземних вод. Сутність його полягає у створенні штучної перепони на шляху руху підземних вод шляхом перетворення водовмісних порід у зоні гірничих робіт у водонепроникний моноліт. Для цього через спеціально вибурені за периметром дільниці гірничих робіт на невеликій відстані одна від одної свердловини у водоносний пласт нагнітають деяку кількість тампонажного розчину (цементного, глиноцементного, бентонітового) чи склад силікату натрію і різноманітних синтетичних смол. Даний метод є найбільш перспективним для створення перепони підземним водам, які містяться у тріщинуватих породах (вапняках).

При застосуванні цементного складу пустоти і тріщини у водонасичених породах заповнюються твердим цементним каменем. У період тужавлення і твердіння цементний розчин міцно зв'язує крупні та дрібні блоки порід, які поділені системою тріщин, внаслідок чого утворюється монолітний породобетон. За периметром дільниці розвитку гірничих робіт таким чином створюється завіса, яка має монолітний водонепроникний породний масив.

Заміщення водонепроникних порід водонепроникним матеріалом можливе і шляхом спорудження баражу. Для цієї мети поверхні навколо дільниці розвитку гірничих робіт прокладається траншея, що пересікає водоносний горизонт на всю потужність і заглиблюється у водонепроникний шар, з подальшим заповненням траншеї водонепроникним матеріалом. Як водонепроникний матеріал можна використовувати будь-які суміші, розчини й інші заповнювачі, які мають значно більш низькі коефіцієнти фільтрації, ніж заміщені породи водоносного горизонту (для постійних фільтраційних завіс коефіцієнт фільтрації заповнювачів приймається  $10^{-4}$  м/добу).

Для спорудження баражу використовують серійні бурові установки (рис. 4.14).

Досить перспективним є метод відтиснення підземних вод, сутність якого у створенні пневмозавіси шляхом закачування повітря у водонапірний горизонт із зниженням тим самим його водонепроникності. При нагнітанні в нижню частину водоносного горизонту деякої кількості повітря під тиском відбувається насичення підземних вод повітрям. Насичена газом вода рухається в бік з меншим гідростатичним напором. При зниженні тиску надлишок повітря виділяється з води у вигляді пупирів, які затримуються у порах породи і



підвищують тим самим її водонепроникність. Опір руху потоку води зростає, якщо у водоносний горизонт нагнітається повітря більше, ніж розчиняється. У цьому випадку створюється такий стан, при якому пневмозавіса повністю виключає фільтрацію підземних вод.

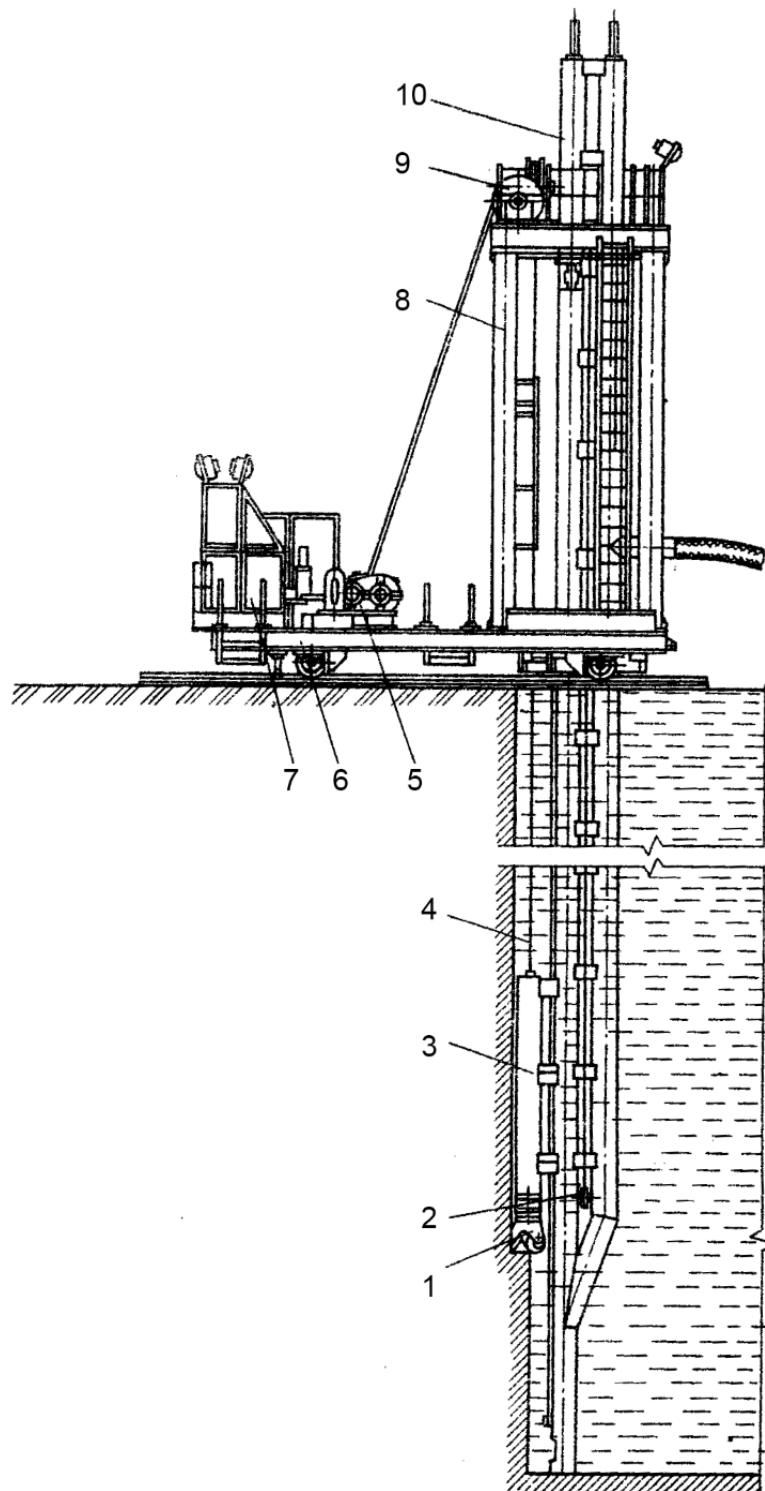


Рис. 4.14. Схема баражної установки:  
 1 – долото; 2 – ролик; 3 – електробур; 4 – трос; 5 – лебідка; 6 – візок;  
 7 – пульт управління; 8 – рама; 9 – ролик; 10 – шаблон

Основна ідея застосування відтиснення як методу захисту ділянок гірничих робіт від підземних вод зводиться до циклічного подавання стисненого повітря через систему вертикальних свердловин, що розкривають водоносний горизонт. Протягом деякого часу безперервно подається стиснене повітря, яке надходячи у водоносний горизонт, відтісняє воду. Частина відтиснутої води надходить через свердловини підземного дренажу, що розміщені у штреках, і відводиться у трубах до центрального водовідливу. Після введення у пласт розрахункової кількості повітря чи після того як із свердловин, розміщених в штреках, почне надходити повітря, його подачу припинять. Ділянка гірничих робіт вважається захищеною від від'ємного впливу підземних вод. З часом приплив води до захищеної ділянки можливо відновиться, але його можна буде перехопити свердловинами, які пробурені у другому, паралельно першому проведеному штреку. Циклічність подачі стисненого повітря при реалізації даного методу водозахисту може бути встановлена експериментальним шляхом.

Запобігти забрудненням очищених шахтних вод можна шляхом приймання води, яка надходить із підземних дренажних засобів, у трубопровід з подальшим її збиранням в окремих місткостях і відкачуванням на поверхню. Цим не тільки виключаються забруднення води на шляху її руху, але і скорочуються шляхи її транспортування до головного шахтного водовідливу.

У даному випадку об'єм забрудненої шахтної води може бути зменшений з 30 до 5 – 10% від загальної кількості скидних вод. Забруднену шахтну воду в невеликих об'ємах можна збирати ближче до джерел її надходження, улаштовуючи діляничні водовідливи, і очищувати в міні-ставках-освітлювачах (рис. 4.15).

Основними елементами міні-ставків-освітлювачів є відстійник 1, водорозподільна фільтрувальна перегородка 2, освітлювач 3, гребля 5 і фільтрувальний елемент 4. Фільтрувальна водорозподільна перегородка, що відділяє відстійник від освітлювача, складена із дерев'яних щитів і фільтруючої засипки між ними. Для підвищення лужності води, що підлягає очищенню, і більш повного випадіння з'єднань заліза в якості фільтруючої засипки використовують вапнякову щебінку. Фільтрувальний елемент з внутрішнього освітлювача примикає до подошви греблі. Складений він із фільтруючих труб використовують перфоровані труби з діаметром отворів не більше 10 мм, на які пошарово укладають фільтруючу засипку: у подошві труб і з боків – шар керамзиту чи керамзитового дрібняка, потім річний середньозернистий пісок. Товщина засипки 20 – 25 см.

Для очищення шахтної води з високим вмістом заліза (понад 30 мг/л) недоцільно застосовувати як фільтрувальну засипку пісок, особливо при регенерації засипки один раз на рік. У цьому випадку бажано застосовувати керамзит і керамзитовий дрібняк з відсіюванням пилоподібних фракцій. Регенерацію фільтра і фільтрувальної перегородки необхідно робити раз на рік з повною заміною фільтрувального матеріалу.

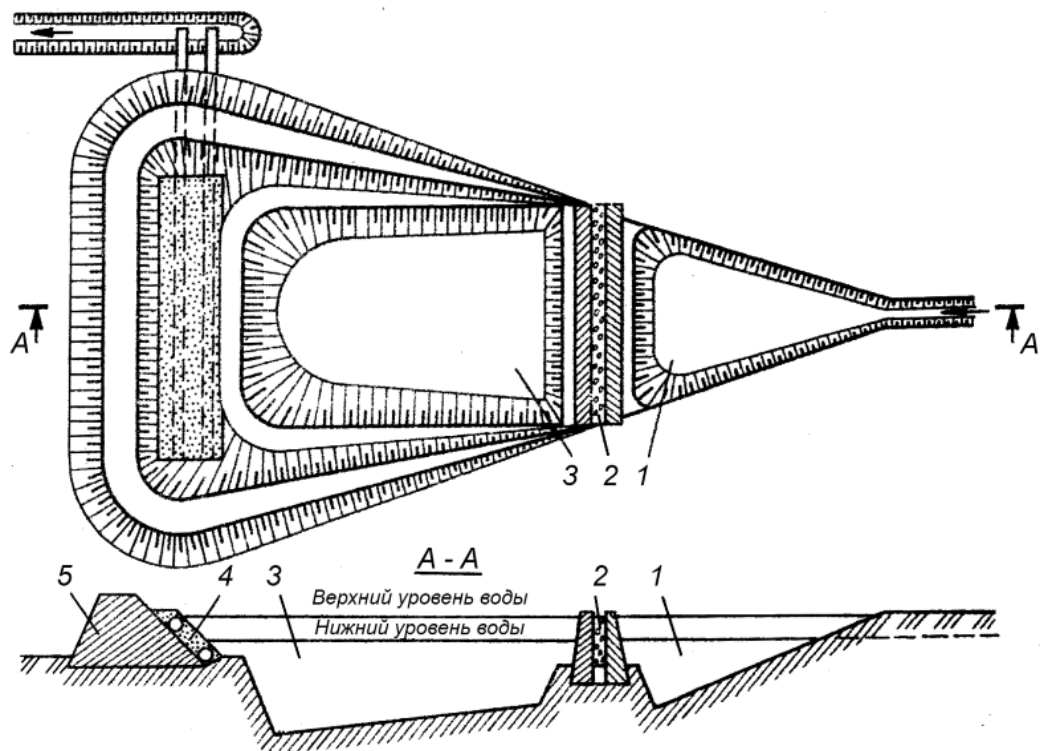


Рис. 4.15. Схема міні-ставка-освітлювача:  
 1 – відстійник; 2 – фільтрувальна перегородка; 3 – освітлювач;  
 4 – фільтрувальний елемент; 5 – гребля

Результати очищення шахтних вод у міні-ставку-освітлювачі наведені в табл. 4.3.

Таблиця 4.3

Очищення шахтних вод у ставках освітлювачах

Забруднюючий компонент	Середній вміст забруднюючих компонентів, мг/л	
	до очищення	після очищення
Завислі речовини у воді:	344	28,5
- заліза	58,5	31,9
- нафтопродукти	1,1	0,4

Доцільно розглянути питання про можливість створення відстійників - освітлювачів безпосередньо в шахті, сполучаючи їх з дільничними водовідливими, які передбачені для збирання забрудненої шахтної води. Таким шляхом можна досягти, що вся відкачувана вода з шахти буде умовно чистою, в зв'язку з чим потрібно мати на поверхні які-небудь очисні споруди.

При розробці інженерних заходів з захисту шахт від підземних вод у кожному конкретному випадку необхідно враховувати, що господарська діяльність не повинна призводити до суттєвого виснаження запасів і забруднення підземних вод, що залягають в горизонтах, які є джерелами водопостачання, також як і до забруднення поверхневих водойм, зміні складу підшвогрунту, яке може порушити екологічну рівновагу навколишнього середовища.

Заходи з раціонального використання й охорони водних ресурсів повинні розроблятися відповідно до наступних вимог:

- скорочення припливів підземних і поверхневих вод у гірничі виробки;
- зменшення забруднення завислими речовинами у гірничих виробках за рахунок селективного відбору нормативно-чистої води, використання виробок – відстійників;
- зменшення вмісту завислих речовин у шахтних водах, що видаються на поверхню;
- за рахунок спорудження освітлювачів-резервуарів перед центральними водозбірниками;
- комплексне використання шахтних вод для власних потреб виробництва і потреб інших галузей народного господарства.

### Список літератури

1. Рудиков В.С. Защита горных предприятий от подземных вод/ В.С. Рудиков, Г.М. Бабаянц. – М.: Недра, 1986. – 241 с.
2. Справочник по осушению горных пород / Под ред. И.К. Станченко.– М.: Недра, 1984. – 343 с.
3. Бочевар Ф.М. Гидрогеологическое обоснование защиты подземных вод и водозаборов от загрязнений/ Ф.М. Бочевар, А.Е. Орадовская. – М.: Недра, 1972. – 445 с.
4. Весник Н.М. Глубокая очистка шахтных вод от нефтепродуктов и взвешенных частиц/ Н.М. Весник, О.М. Веснина. – Пермь, 1985. – 149 с.

## 5. КЕРУВАННЯ РИЗИКАМИ ПРИ АВАРІЙНОСТІ НА ШАХТАХ УКРАЇНИ

### 5.1. Аварійна небезпека шахт

Аварійна ситуація на шахтах в першу чергу визначається природними умовами розробки вугільних родовищ (рис. 5.1). До них належать наступні чинники: геологічна характеристика пластів вугілля і шарів породи (потужність, кут падіння пластів вугілля і шарів породи, глибина залягання, тріщинуватість, обводненість, наявність геологічних порушень); окислювальна активність і схильність вугілля до самозаймання, сорбційна активність до речовин органічного і неорганічного ряду; фізико-механічні властивості (міцність, пружність, пластичність, щільність, пористість); петрографічний склад і ступінь метаморфізму, газоносність тощо. Важливими чинниками є наявність пошарової структури розроблюваного пласта, протяжності складкоутворення і величина її згину, який визначається як відношення висоти до протяжності, вид і порядок складкових структур. Велика протяжність і незначна висота складок звичайно не дають можливості візуально прослідкувати їх в гірничих виробках, але ускладнення складок знаходять відображення на гіпсометричних планах пластів і проявляються у викривленні штреків.

Складковій структурі належать всі дрібноамплітудні порушення і зони підвищеної тріщинуватості. Найбільша тріщинуватість знаходиться в зонах згину складок, тобто у склепінні і підосвах. Склепінчасті частини мають максимальні для кожної складки тектонічні напруження і деформації майже до розривних порушень між блоками породи. В таких структурах існує небезпека обвалень порід у гірничих виробках і очисних вибоях. У дрібноамплітудній складчатості звичайно проявляються викиди вугілля і газу, самозаймання і підвищені газовиділення. У цих структурах протяжність мікротріщин до 20 разів більша, ніж на крилах і в підосві головної антикліналі Центрального району Донбасу, а розповсюдження тріщин, навпаки, до 10 разів більше в основі складок. Це, мабуть, зумовлено дією в склепінні сил стиснення, а в основі (підосві) – розтягу [1].

Дія в цих зонах різноспрямованих сил викликає потенціальні ризики виникнення тих чи інших аварійних ситуацій.

Важливим чинником, який сприяє проявленню ризику аварійності, є частка пісковиків у породах покрівлі та підосви на відстані не менше висоти дрібноамплітудної складки. Так максимальна кількість раптових викидів вугілля і газу звичайно відбувається у антиклінальних складкових структурах.

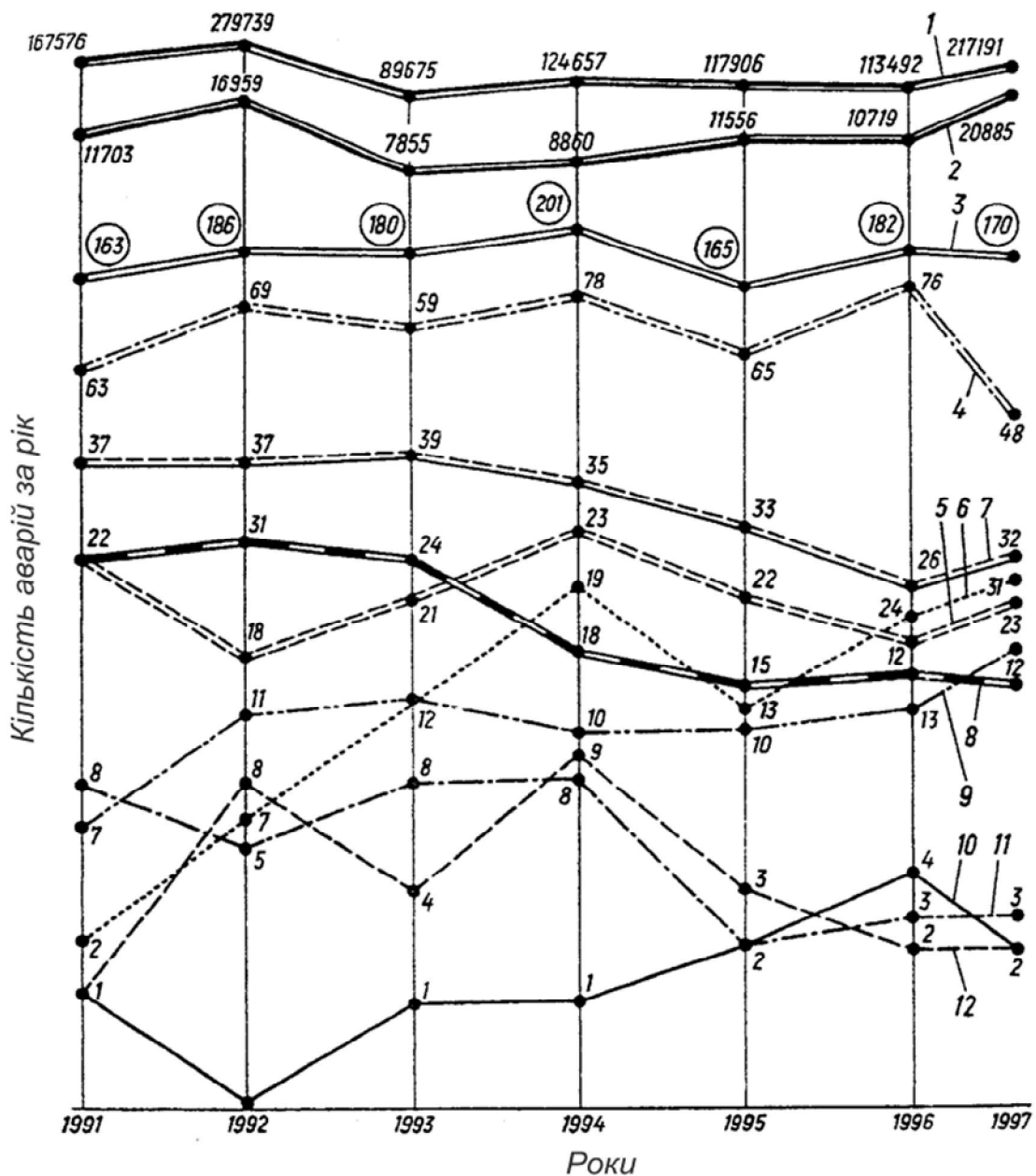


Рис. 5.1. Динаміка аварійності на шахтах України:

1 – трудовитрати, люд./год; 2 – тривалість ліквідації аварій, год; 3 – всього аварій; 4 – екзогенні пожежі; 5 – аварії на поверхні шахти; 6 – інші підземні аварії; 7 – обвалення порід у виробках; 8 – ендегенні пожежі; 9 – загазування виробок; 10 – затоплення гірничих виробок; 11 – раптові викиди; 12 – вибухи метаноповітряної суміші та вугільного пилу

Зони, які є небезпечними за ендегенними пожежами, звичайно знаходяться біля склепінь і підшов складкових структур протяжністю 500 – 900 м при незначних згинах. Максимальна частота ендегенних пожеж характерна для ділянок з часткою пісковиків у вміщуючій породі 50 – 80%, а при 10 – 25% частота невелика.

Суфлярні виділення метану відбуваються за наявності невеликих за протяжністю складок (до 200 – 400 м) у метанонасичений товщі. При антиклінальних складках суфлярні виділення властиві для склепінчастої частини. У синклінальних складках суфлярні виділення відбуваються лише у сідловинах.

Аварійне зараження гірничих виробок токсичними хімічними речовинами можливе у двох випадках: накопичення токсичних речовин буває в геологічних структурах шахтного поля, а також при перенесенні вільно вміщених у тріщинах і порах цих речовин підземними водами, приплив яких зростає при утворенні тріщин у зсувних породах після підробки чи надробки.

Окрім природних умов розробки вугільних пластів, що сприяють аварійним ситуаціям на шахтах, слід також віднести технологічні процеси вугледобування.

Небезпеки ризиків експлуатаційного походження поділяються на дві групи, які сприяють проявленню природних небезпек і звичайно техногенні небезпеки. До першої групи відносяться чинники, які штучно створюють зв'язок (канали) аеродинамічного і гідравлічного з'єднання між горизонтами ведення гірничих робіт і поверхнею землі, а також між горизонтами, що викликає проникнення підземної води і кисню з повітрям до поверхні вугілля, яке схильне до самозаймання; виникнення порушень природного стану масиву при проходці гірничих виробок і вийманні вугілля, що призводить до підвищеного гірського тиску, перерозподілу напружень у масиві та тиску газу метану в пластах і породах; проявів надробки і підробки пластів. До другої групи відносяться: витікання повітря через простір між кріпленням виробки і породною стінкою цієї виробки, вентиляційні споруди, вироблений простір, ізолюючі перемички, розчавлені цілики вугілля, які залишені у місцях переходу геологічних порушень, а також у пачках вугілля, які не виймаються; втрати вугілля в очисній виробці та виробленому просторі; недостатнє провітрювання тупикових виробок, виїмкових дільниць; нагрівання від тертя конвеєрних стрічок, виконавчих органів гірничих машин; порушення герметичності ізолюючих і водоупорних перемичок, правил ведення підривних і ремонтних робіт, режиму провітрювання, пилового і газового режиму; заходів із запобігання раптовим викидам і іншим газодинамічним явищам, паспортів з дегазації джерел газовиділення, кріплення й керування покрівлею; правил техніки безпеки і технічної експлуатації електроустановок, машин і механізмів; правил перевезення людей і транспортування вантажів, рівня вибухозахисту електрообладнання; несправності в системі протиаварійного захисту, автоматизованого газового захисту, захисту від замикань (витікань) струму на землю, максимального струминного захисту, протипожежного захисту,

пиловибухозахисту (сланцьові та водяні заслони, автоматизована система локалізації вибухів пилу і займання метану); наявність затоплених виробок [2].

Екзогенні пожежі в шахтах виникають за таких причин: несправність електрообладнання; фрикційне тертя конвеєрних стрічок і виконавчих органів машин; короткі замикання в гнучких і броньованих кабелях, в контактній сітці; застосування відкритого полум'я; несправність обладнання і стрічкових конвеєрів; порушення правил ведення підричних і вогневих робіт. Ендогенні пожежі виникають за наступних причин: втрати вугілля у виробленому просторі; залишення вугілля в період переходів геологічних порушень; неякісна ізоляція відпрацьованих дільниць, а також втрати повітря через вироблений простір; залишення ціликів вугілля.

Основна кількість обвалень порід відбувалась у підготовчих виробках – до 77%, у тому числі у тупикових виробках – 13,5%, у лавах – до 20%.

Аварійні ризики виникають через виробничу діяльність шахтарів, які порушують в основному правила безпеки, незадовільну їх кваліфікацією, низьку трудову дисципліну через самовільне відновлювання заборонених робіт; розкриття електрообладнання, яке є під напругою; порушення паспортів буропідричних робіт, закріплення й керування покрівлею, правил технічного обслуговування машин, механізмів і світильників тощо.

Таким чином, для підвищення протиаварійної стійкості шахт необхідно застосовувати технології ведення гірничих робіт, які виключають створення ризиків для утворення у виробках зон із вибухонебезпечними концентраціями метану й утворення джерел його займання, а також запобігання розвитку окислювальних процесів у вугіллі, яке було залишено у місцях переходу геологічних порушень, у захисних ціликах, у вироблених просторах і в ізольованих виробках.

Розглядаючи взагалі аварійність як негативний ризик у вугледобувній галузі, необхідно виходити із потенційної аварійної небезпеки кожної шахти, виїмкової дільниці та виробки, які викликані природними умовами залягання вугленосної товщі, привнесеними змінами її стану при веденні гірничих робіт, застосуванням різноманітних технічних засобів і технологічних процесів, а також небезпечними діями виробничого персоналу шахт.

## **5.2. Прогнозування потенційної небезпеки аварійних ситуацій**

Відомо багато способів прогнозування аварійної небезпеки шахт. За ступенем формалізації способи прогнозування поділяють на інтуїтивні та формалізовані. Перший взагалі застосовується для спрощених об'єктів



прогнозування при нестабільному у часі стані умов, які впливають на основні чинники прогнозованого явища, процесу тощо. До другого належить формалізований спосіб, який має чотири методи: екстраполяційний, структурний, асоціативний і випереджаючої інформації [1]. Екстраполяційний метод передбачає застосування методів адаптивного моделювання, найменших квадратів, експотенційного згладжування. Метод експотенційного згладжування дозволяє одержувати оцінку параметрів прийнятого рівняння регресії, а також тенденцію зміни процесу, який спостерігається, і прийняти експотенційне зменшення ваги (значимості) від більш пізніх спостережень до попередніх. Для виявлення тенденцій зміни об'єкта прогнозування необхідно дотримуватись вимог малого значення показника  $\tau$  глибини прогнозування:

$$\tau = \Delta\Psi / \Psi_{(x)} < 1, \quad (5.1)$$

де  $\Psi$  – час передбачення (термін) прогнозу;

$\Psi_{(x)}$  – попередній час, за який можна одержати статистичні дані, які характеризують прогнозований показник.

Другий спосіб прогнозування використовується для об'єктів з еволюційним розвитком у часі чи при закономірно змінних характеристиках. Втручання випадкових чинників знижує достовірність прогнозу на велику перспективу. В умовах нестабільного розвитку вугільної промисловості України прогнозування доцільно робити тільки на незначну перспективу, головним чином методом експертних оцінок.

На рис. 5.2 наведена структура природних чинників, які впливають на формування потенційної небезпеки аварійних ситуацій на шахтах, і етапи прогнозування їх проявів.

Якщо є прояви **раптових викидів**, то такі пласти відносять до небезпечних чи загрозованих. При розкритті таких пластів проектування робіт виконується з дотриманням двох видів прогнозу викиднебезпеки: регіонального для родовищ чи його регіонів і локального – для вугільних шахтопластів.

Для шахт Донбасу встановлені гранично допустимі значення природної газоносності, глибини розробки і виходу летких газів. При перевищенні цих значень на дільницях родовищ, які раніше не були віднесені до небезпечних, повинен використовуватись прогноз таких дільниць за вимогами як до викиднебезпечних вугільних пластів. Якщо при геологорозвідувальних роботах була встановлена наявність розривних порушень, закритих складок, які не мають виходу під наноси, то при газоносності вугільних пластів більш  $10 \text{ м}^3/\text{т}$  вугілля такі родовища чи шахтні поля мають бути віднесені до загрозованих.

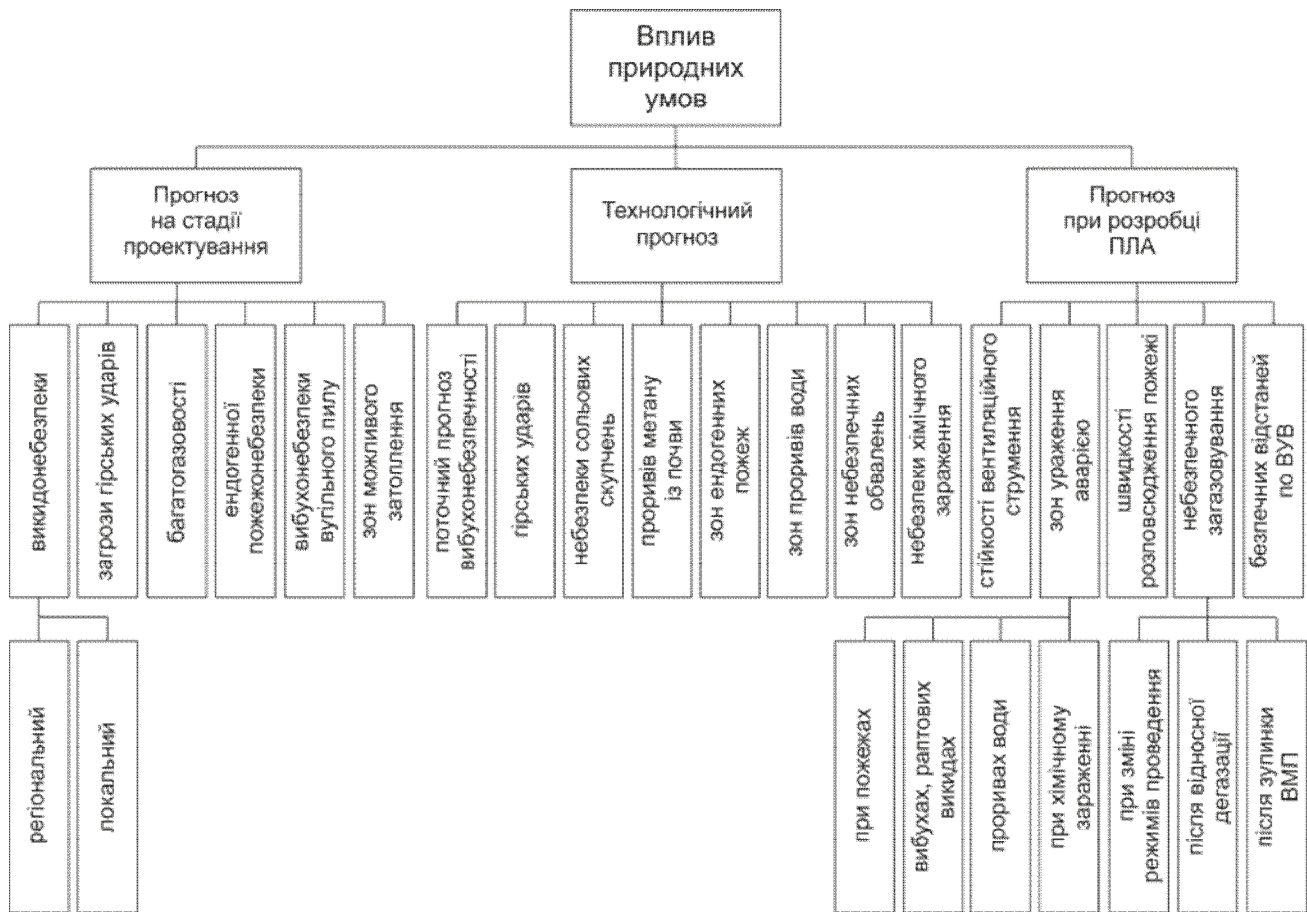


Рис. 5.2. Структура чинників, які впливають на аварійну небезпеку шахт

Небезпечність пісковиків за раптовими викидами встановлюють за результатами прогнозу під час ведення геологорозвідувальних робіт чи проходки гірничих виробок. Коли вугільні пласти мають складну структуру, то їх також відносять до небезпечних. До загрозливих відносяться пласти в зонах тектонічних порушень.

Вугільні пласти з виходом летких газів понад 15% відносяться до **небезпечних за вибухами пилу** і на таких шахтах запроваджується пиловий режим. Для вугілля з виходом летких речовин менше 15% (окрім антрацитів) вибуховість кам'яновугільного пилу встановлюється при проведенні спеціальних досліджень. Для шахтопластів, що розроблюється, нижню межу вибуховості встановлюють щорічно, а для тих, що вводяться в експлуатацію – перед початком гірничих робіт.

За ступенем безпеки виникнення **гірських ударів** вугільні пласти також, як і при раптових викидах, поділяються на небезпечні та загрозливі. Проекти відроблення таких пластів повинні узгоджуватись з науково-дослідними інститутами. При проектуванні нових шахт віднесення пластів до загрозливих

за гірськими ударами відбувається з глибини не менш 150 м у випадку, коли на сусідній шахті на цьому пласті відбулися гірські удари. Нові горизонти відносяться до небезпечних за гірськими ударами у випадках, коли на верхньому горизонті цього пласта відбувались гірські удари.

При проектуванні нових шахт прогноз метаноносності вугільних пластів і горизонтів виконується за результатами геологічної розвідки (дорозвідки) в кубометрах газу на тонну сухої беззольної маси. При цьому також визначається маса і об'ємний вихід летких газів вугілля, його зольність, вологість, а для антрацитів – додатково питомий електроопір. На гіпсометричному плані вугільних пластів відзначається верхня межа зони метанових газів і геологічні порушення вугільних пластів. Прогноз газонасиченості виконується спеціалізованою проектною організацією.

Проектування системи водовідливу для нової шахти чи горизонту повинне забезпечувати відкачування максимального добового припливу води не більш як за 20 годин; місткість водозбірників повинна бути не менш 4-годинного максимального припливу води для головного водовідливу і 2-годинного для дільничного без урахування замулювання, яке не повинно перевищувати 30% їх об'єму; подача кожного робочого і резервного насосного агрегата повинна забезпечити відкачку всієї води, яка припливає у водозбірники.

За наявності старих затоплених виробок і карстових вод необхідно визначити межі зон, які є небезпечними за проривами води. Такі межі встановлюють за межами бар'єрного цілика на пластах з достатньо відомим контуром затопленої виробки чи з межею безпечного ведення гірничих робіт. Окрім установлених небезпечних чинників природного походження необхідно прогнозувати ризики їх проявлення у взаємозв'язку з технологічними процесами робіт в очисних і підготовчих виробках. В технології ведення гірничих робіт необхідно враховувати порядок відпрацювання вугільних пластів у світі робочих пластів, при цьому необхідно визначати межі захисних зон на викиднебезпечних і загрозливих пластах після відпрацювання безпечного захисного пласта. При цьому необхідно дотримувати випередження робіт на захисному пласті у напрямку простягання по відношенню до робіт на небезпечному пласті (біля 20 м). На небезпечних і загрозливих пластах необхідно проводити безперервний прогноз викиднебезпечних зон або виконувати спеціальні противикидні заходи.

Для шахтних полів з розміщеними на поверхні хімічних виробництв необхідно виконувати прогноз безпеки проникнення токсичних речовин через гірський масив у виробки шахти чи утворення заражених зон у породах. Техногенне порушення гірської товщі порід внаслідок ведення гірничих робіт

збільшує фільтраційну проникність порід і сприяє міграції токсичних речовин на великі глибини. Тому такі зони повинні підлягати технологічному прогнозу.

### **5.3. Ліквідація наслідків аварій на шахтах**

На кожній діючій і такій, що підлягає реконструкції чи будівництву шахті, два рази на рік складається план ліквідації аварій (ПЛА) у відповідності з ситуацією, яка можлива бути на шахті на момент введення ПЛА в дію.

План передбачає найперші заходи для спасіння людей і ліквідації аварій робітниками шахти у початковий період розвитку аварії. ПЛА вводиться в дію диспетчером шахти за відсутності на зміні головного інженера, який є керівником ліквідації аварійної ситуації. Термін дії ПЛА біля 2 годин. Якщо всі люди, які знаходять в зоні аварії, не виведені на свіжий струмінь чи з шахти, то на інших етапах розробляють і вводять в дію оперативні плани ліквідації аварії. Нумерація позицій планів проставляється за напрямком руху струменів повітря, починаючи з поверхні. Складовою одиницею ПЛА є позиція, в яку включають одну чи декілька виробок при дотриманні наступних вимог: аварійний режим їх провітрювання повинен бути однаковим; повинні виконуватись одні й ті ж заходи для спасіння людей, які залишились в шахті; маршрут пересування гірничорятувальних відділень у виробках, які об'єднані в одну позицію, повинен бути один і той же, як і порядок виконуваних першочергових робіт для спасіння людей і ліквідації аварій. До оперативної частини ПЛА, що визначає заходи по спасінню людей і ліквідації аварій у початковий період розвитку, а також маршрути і тривалість виходу гірничих працівників і руху відділень гірничорятувальників, прикладаються графічні матеріали й акти перевірок дії реверсивних пристроїв, стану запасних виходів, відповідності часу руху у загазованих виробках, терміну захисної дії саморятувальників, часу загазування тупикових виробок після зупинки вентиляторів місцевого провітрювання, газової ситуації та після відключення дегазації, стан системи протипожежного захисту конвеєрів і інших об'єктів, а також пожежних водопроводів і обладнання.

**Ліквідація наслідків раптових викидів.** Найбільша кількість раптових викидів вугілля, газу і породи, а також гірських ударів відбувається на шахтах, що розробляють крутоспадні пласти Центрального району Донбасу на глибині понад 600 – 700 м. В очисних виробках маса вугілля і породи перекидає вихід на відкотний штрек, а в верхній частині вибою – на вентиляційний штрек. Маса викиду в лавах досягає 1800 – 2200 т, в квершлагах, які розкривають небезпечні пласти, – 1300 – 1500 т, у виїмкових штреках – 1700 – 2000 т. Після викиду у

виробках утворюється порожнина, яка заповнена метаном. Робітники, які знаходяться у зоні викиду, підпадають впливу викинутих мас і газу. Об'єм газу метану може досягати 70 – 95%, створюючи тим самим непридатну для дихання безкисневу атмосферу [3].

Під час ліквідації раптових викидів гірничорятувальники в першу чергу провадять роботи для рятування людей. У цей же час керівники гірничорятувальних робіт вирішують наступні завдання: уточнюють місце раптового викиду і розміри вражених ділянок за показниками приладів автоматичного газового контролю; установлюють порушення вентиляційної системи та місця можливого знаходження людей у суміжних гірничих виробках за даними виданих нарядів і свідчень, одержаних із зони аварії; установлюють порядок дегазації виробок; визначають перелік і необхідну кількість технічних засобів для дегазації аварійної виробки і шляхів виходу людей на поверхню. Під час рятувальних робіт виконуються заходи для скорочення зони небезпечної загазованості виробок метаном шляхом підсилення провітрювання, відновлення порушених вентиляційних пристроїв, закорочування вентиляційного струменя й інші заходи.

Для рятування людей, які опинились в завалі за викинутими масами вугілля чи породи, виконують випускання вугілля і породи при крутому падінні пластів чи їх прибирання. За необхідності проходять обхідні пошуково-рятувальні виробки із виконанням всіх противикидних заходів. На рис. 5.3 наведена схема обхідних виробок 1 – 12, які проведені у заваленій частині лави з метою виведення людей, починаючи з вентиляційного штреку вниз через виробки 3, 5, 7, 11, 9, 10, 8, 1 і 2 на свіжий струмінь у відкотному штреку. Кількість повітря, яке подається на аварійну ділянку, повинно забезпечити частку метану у вихідному струмені не більш 1%.

Для попередження можливого вибуху газопилоповітряної суміші під час ведення рятувальних робіт необхідно виконувати наступні вимоги:

- вугілля, що прибирають, необхідно зрошувати водою з добавками поверхнево-активних речовин для зменшення пилоутворення в районі раптового викиду;
- виключити можливість іскроутворення в обладнанні й інструментах та світильниках, телефонному кабелі та телефонах, які необхідно перенести на свіжий струмінь повітря;
- прибирання викинутого вугілля проводити з максимальною швидкістю для недопущення самозаймання вугілля із застосуванням змочуючих розчинів.

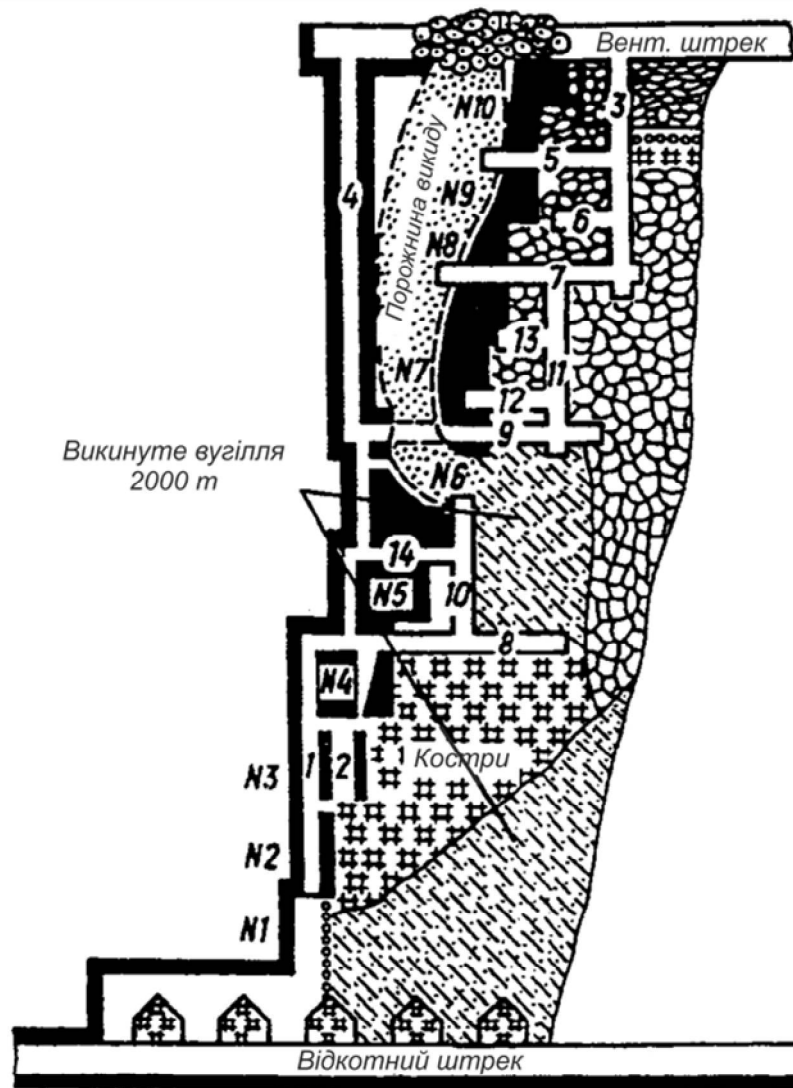


Рис. 5.3. Схема проходки обхідних виробок

Подачу електроенергії на аварійну дільницю після дегазації виконують з дозволу керівника робіт з ліквідації аварії після одержання листа від головного енергетика шахти про закінчення перевірки несправностей всього електрообладнання й електромережі, а також апаратури їх захисту на аварійній дільниці. На час подачі електроенергії всі люди повинні бути виведені у безпечні місця. Дегазація виробок відбувається за допомогою касетного трубопроводу, який можна під'єднати до будь-якого вентилятора місцевого провітрювання, який відповідає розрахунковій аеродинамічній характеристиці мережі з необхідною кількістю секцій трубопроводу. У виробках протяжністю до 1000 м і температурою повітря не більш  $27^{\circ}\text{C}$  використовують дегазацію з почерговим приєднанням касет до нагнітального патрубку вентилятора місцевого провітрювання і прокладанням трубопроводу, який міститься у кожній касеті. При температурі більшій за  $27^{\circ}\text{C}$  у виробках до 1000 м проводять поетапну дегазацію і зниження температури повітря до  $27^{\circ}\text{C}$  ділянками по 60 –

100 м. Для цього почергово прокладають одну-дві секції до досягнення нормальної газової ситуації та зниження температури на кожній ділянці виробки. Якщо протяжність і температура вища від наведених показників, дегазацію виконують шляхом прокладання двох трубопроводів з випередженням одного з трубопроводів на 60 – 100 м. Процес дегазації і зниження температури можна виконувати безперервно чи поетапно.

**Ліквідація наслідків вибухів метану і пилу.** Вибухи в шахтах відбуваються при одночасному утворенні вибухонебезпечної метаноповітряної суміші з концентрацією метану від 4,5 – 6,0 до 15 – 16% і наявності джерела її займання. Вибухи супроводжуються смертельним і важким травматизмом від комплексного ураження внаслідок опіків, механічних травм і отруєння. Під час вибухів порушується кріплення виробок, виводиться з ладу гірничошахтне обладнання, вентиляційні споруди, лінії електропостачання і зв'язку. Такі чинники є наслідком недостатньої подачі повітря у виробки, порушень вимог контролю вмісту метану і правил експлуатації електрообладнання, енергомереж і ведення підричних робіт у газонасичених шахтах.

Вибух метаноповітряної суміші може також відбутись і за наявності метану біля 3%, тобто при величині менше ніжньої межі його вибуховості, а вугільний пил, який відклався на стінках виробки, переходить у завислий стан. У випадку вибуховості пилу відбувається подвійний вибух метанопилоповітряної суміші, який розповсюджується на великі відстані ураження виробок. Вугільний пил вибухає за наявності у ньому понад 15% летких речовин. Запобігти вибухові пилу можна шляхом мокрого прибирання із стінок виробки, його зв'язування різними речовинами, осланцювання виробок, установлення водяних і сланцьових заслонів (запон).

За наявності у метанопилоповітряній суміші метану з концентрацією у 9,5% розвивається максимальна енергія вибуху з виділенням значної кількості теплоти і високого тиску ударної хвилі, яка у подальшому знижується у виробках із невибухобезпечним середовищем.

Теплові умови в тупикових виробках внаслідок припинення їх провітрювання після вибуху зростають до 40 – 50°C, через природну температуру гірських порід, а у виробках з наскрізною вентиляцією при 2 – 3-кратному обміні повітря – знижуються [4].

Під час ліквідації аварій виникає низка проблем, які потребують кваліфікованого вирішення. До них належить відсутність інформації про газову ситуацію у виробках, небезпека повторних вибухів; наявність обвалень у виробках; порушення їх провітрювання через вихід із ладу вентиляційних споруд і зупинок вентиляторів місцевого провітрювання.

При ліквідації аварійних ситуацій головною метою є виявлення місць знаходження людей у шахті та їх виведення на поверхню. Для цього рятувальні загони проводять розвідку для уточнення місця вибуху і розміри місця ураження; замірюють температуру і газовий склад на місцях вибуху; визначають місцезнаходження і кількість людей у зоні аварії, надають їм необхідну медичну допомогу; при незначних руйнуваннях вентиляційних споруд поновляють провітрювання у зоні вибуху. Вентиляція повинна бути спрямована на подачу придатного для дихання складу повітря на шляху виведення людей з шахти, а також у виробках, де можливе значне скупчення людей. В деяких ситуаціях можливе проведення реверсування потоків повітря на час виходу людей із шахти. Для зниження газовиділення на аварійній ділянці підсилюють існуючі чи організовують роботи з дегазації зближених вугільних пластів і виробленого простору за допомогою свердловин, а при суфлярних виділеннях газу виконують ізольоване відведення продуктів вибуху. Під час ускладнення вибуху пожежами ліквідують осередок горіння.

Ремонт ушкодженого кріплення виробок починають з оббирання навислих брил, установлення верхняків і стояків для забезпечення можливості зворотного виходу із цих виробок. Гірничорятувальні роботи повинні виконуватись так, щоб перебуваюче у виробці електрообладнання, апаратура, світильники і все, що могло стати причиною займання метану, залишалось на своїх місцях до прибуття спеціальної комісії з розслідування причин і обставин вибуху. У разі необхідності зміни їх положення виконується ескіз цього місця й опис початкового стану обладнання та його положення.

Аварійно-рятувальні роботи залежать від достовірності інформації про аварію та своєчасності виклику гірничорятувальників. На шахту ім. Поченкова об'єднання "Макіїввугілля" після початку пожежі 14.02.1990 р. через 18 хв після виклику прибули гірничорятувальники. Їм було видано завдання рухатись на місце пожежі для рятування людей і ліквідації осередків пожежі. Через деякий час надійшло повідомлення, що у вибої конвеєрного штреку відбувся раптовий викид вугілля і газу (рис. 5.4). Через декілька хвилин у вибої лави відбувся знову вибух, а пізніше з деякими інтервалами ще два вибухи. Періодично повторювані вибухи свідчили про наявність осередків горіння на ділянці і постійного припливу метану у вироблений простір, що й призводило до вибухів.

Вибухи викликали обвалення порід і порушення у провітрюванні у шахті. Висока температура і задимленість, небезпека повторення вибухів і недоступність до осередків горіння обумовили необхідність ізоляції аварійного крила зі спорудженням перемичок на безпечних відстанях і інертності середовища у виробках спеціальним газогенератором. Кінцеве пригнічення



осередків горіння було досягнуто затопленням дільниці. Подальші гірничорятувальні роботи виконувались на скорочення ізолюваного об'єму виробок і розвідку дільниці. Продовжувалось відкачування води і контроль складу газів на аварійній дільниці та у виробках сусідніх шахт, з якими можливий аеродинамічний зв'язок через обвалений масив порід.

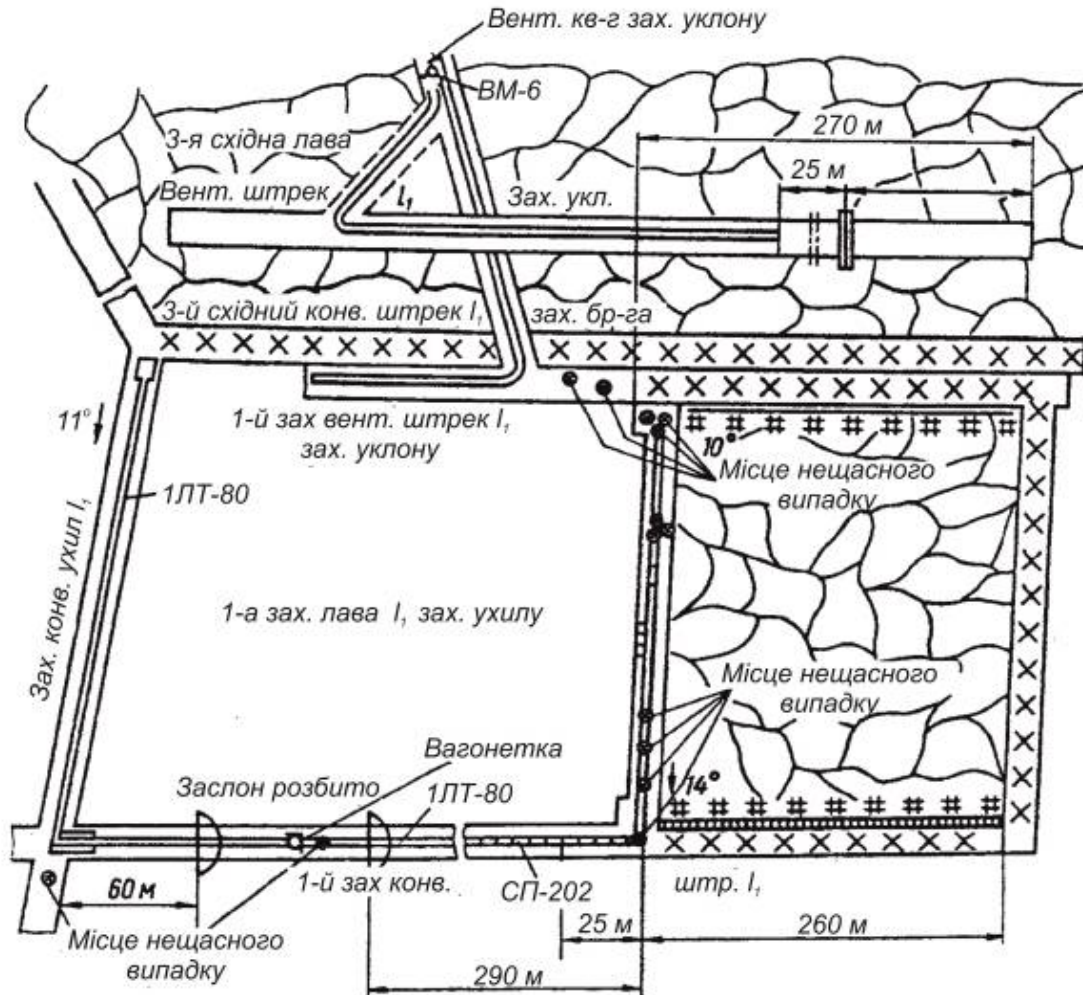


Рис.5.4. Схема виробок аварійної дільниці

**Ліквідація обвалень в гірничих виробках.** Основні причини обвалень порід у виробках наступні (рис. 5.4)

- невідповідність металічного аркового кріплення необхідному за характеристикою порід покрівлі і перерізу виробки;
- невідповідність паспортів складним гірничогеологічним умовам в очисних і підготовчих виробках і порушення паспортів кріплення виробок;
- пересікання виробками зон підвищеного гірського тиску і зон геологічних порушень;
- невідповідність несучої спроможності кріплення величині гірського тиску.

Під час ліквідації обвалень гірничорятувальники повинні визначити місце аварії, характер та розміри зони обвалення породи; визначити кількість людей, які опинились у цій зоні; вибрати технічні засоби і технологію розбирання завалу; розробити заходи для подачі повітря людям, які опинились за завалом, а також із забезпечення максимально можливої швидкості виконання робіт по вилученню потерпілих людей, у тому числі шляхом проходки обхідних і пошукових виробок одночасно з декількох місць.

Для подачі повітря, води та ін. необхідно використовувати існуючі у виробках трубопроводи різного призначення, або бурити спеціальні свердловини.

Під час проведення рятувальних робіт у похилих чи вертикальних виробках необхідно застосовувати охоронні пояси і надійно закріплені підвісні драбини. В лавах на крутоспадних пластах, що відробляються уступами, в першу чергу проходять пошукові виробки у кутках уступів, де можуть знаходитися люди. В пошукових і обхідних виробках необхідно встановити кріплення, яке виключає повторне обвалення і зсув порід, що обвалилися раніше.

Для дроблення крупних глиб і обвалення завислих порід використовують вибухові речовини. Якщо за завалом знаходяться люди або їх місце знаходження не встановлено, забороняється проведення підривних робіт. Дозволяється проведення вогневих робіт з використанням керосинорізів тільки при допустимому складі газів, виконанні заходів протипожежного захисту.

**Ліквідація наслідків підземних проривів води і заражень токсичними хімічними речовинами.** На шахтах бувають прориви води, припливи пливунів і замуленої пульпи. Перед ліквідацією проривів гірничорятувальники виявляють точне місце і джерело аварії, можливі місця знаходження людей. Надають допомогу потерпілим, приймають заходи із запобігання збільшенню розмірів зони затоплення, відновлюють нормальне провітрювання аварійної виробки і за необхідності дегазують виробки у шахті. Внаслідок порушення провітрювання під час затоплення в газонасичених шахтах можливе загазування виробок до вибухонебезпечних концентрацій метану. При проривах води із старих виробок у шахтні виробки проникають великі об'єми сірководню, вуглекислого газу, метану та інших газів.

Під час ліквідації аварій, пов'язаних з затопленням виробок, в першу чергу необхідно прийняти першочергові заходи із запобігання затоплення водовідливних установок, затримання води шляхом зведення водопорних перемичок у виробках, забезпечити безперервну роботу водотривких насосів, особливо спеціально встановлених для відкачування води із аварійної виробки, перепуск води в нижні горизонти.

Водолазні роботи виконують спеціально підготовлені гірничорятувальники. До початку робіт перевіряють водолазне спорядження і засоби зв'язку, розподіляють обов'язки між водолазами, підготовляють місця спуску і занурення під воду, виконання робіт під водою, підймання водолаза на поверхню. Спуски водолазів для спасіння людей і виконання робіт повинні відбуватися у присутності медичних працівників із числа рятувальників.

Перед ліквідацією наслідків проривів води, пливунів і пульпи складаються спеціальні проекти, в яких передбачають місця і періодичність відбирання проб повітря і визначають його склад; встановлюють маршрути руху рятувальників і порядок їх дій; режим подачі повітря на аварійну дільницю, заходи безпеки в процесі ведення аварійно-рятувальних робіт.

При розташуванні в районі шахт хімічних підприємств можливе зараження гірничих виробок токсичними речовинами. При виявленні хімічних уражень першочергові дії гірничорятувальників повинні бути спрямовані на рятування людей, визначення складу прониклих у виробки токсичних речовин, виявлення й усунення джерела проникнення, запобігання їх розповсюдженню у виробках з шахтними водами і струменями повітря.

Таким чином, зниження ризиків аварійності на шахтах у наш час базується на новій концепції, яка передбачає попередження причин і умов виникнення та розвитку аварій. До цього комплексу входять заходи організаційного, технологічного і технічного характеру, спрямовані на запобігання ризикам під час формування небезпечних ситуацій у гірничих виробках і на поверхні шахт, зменшення зони ураження, зниження соціальної й економічної шкоди, забезпечення ліквідації аварій на початковій стадії розвитку.

Нейтралізація ризиків при аварійній небезпеці забезпечується заходами:

1. Створенням системи протиаварійного захисту шахт.
2. Прогнозуванням аварій і розробки протиаварійних паспортів очисних, підготовчих виробок і у цілому шахт.
3. Забезпеченням підготовленості персоналу і всіх об'єктів шахти до ліквідації аварій.
4. Профілактичними заходами для запобігання виникненню ризиків при аварійних ситуаціях.

## Список літератури

1. Ликвидация аварий в угольных шахтах. Теория и практика / [В.В. Радченко, С.Н. Смоланов, Г.М. Алейникова и др.]. – Киев: Техника, 1999. – 320 с.
2. Аэрология горных предприятий / [К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков и др.]. – М.: Недра, 1992. – 421 с.
3. Грядущий Б.А. Опасные и вредные факторы подземной добычи в технологическом, социальном и экологическом аспектах/ Б.А. Грядущий. – Донецк: ЦБНТИ, 1994. – 158 с.
4. Бобров А.И. Борьба с местными скоплениями метана в угольных шахтах/ А.И. Бобров. – М.: Недра, 1988. – 152 с.

## 6. БОРОТЬБА З ПИЛОУТВОРЕННЯМ І ЗАПИЛЕНІСТЮ АТМОСФЕРИ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

### 6.1. Утворення дисперсної пилової фази у виробках

Інтенсифікація процесів гірничого виробництва і розробка родовищ вугілля на глибинних горизонтах призводять до різкого зростання пилоутворення і запиленості атмосфери у гірничих виробках вугільних шахт. Аналіз пилового стану в очисних і підготовчих вибоях вугільних шахт Донецького й інших басейнів показує, що незважаючи на застосування комплексу протипилових заходів, запиленість залишається достатньо високою.

Під шахтним пилом розуміють сукупність тонкодисперсних твердих частинок органічного чи мінерального походження. За своїми властивостями пил відносять до колоїдних систем.

Залежно від крупності частинок розрізняють пил макроскопічний (розміром більше 10 мкм), мікроскопічний (10 – 0,25 мкм), ультрамікроскопічний (0,25 – 0,01 мкм), субмікроскопічний (розміром менше 0,01 мкм). У нерухомому дисперсному середовищі макроскопічні пилові частинки осідають зі зростаючою швидкістю, а мікроскопічні частинки – з постійною. Ультрамікроскопічні та субмікроскопічні частинки внаслідок постійного стикання з молекулами газового середовища знаходяться у стані броунівського руху і, практично, не осідають.

Велику небезпеку щодо горіння, вибуху і руйнувань має пил, який є в повітрі. Залежно від лінійної швидкості розповсюдження хімічної реакції між газом і твердою речовиною у тому чи іншому об'ємі розрізняють горіння (швидкість не більше 10 м/с), дефлаграцію (швидкість не перевищує швидкості звуку) і вибух (швидкість дорівнює чи більша швидкості звуку).

Основними умовами швидкого проходження реакції горіння є висока температура чи висока концентрація активних домішок, які прискорюють (каталізують) реакцію. Для загоряння пилу необхідні дві умови: достатня кількість кисню і нагрівання частинок вугілля до деякої температури.

З урахуванням фазового стану горючої речовини й окислювача розрізняють три види горіння [1]:

- горіння газоподібних горючих – гомогенне горіння (система газ-газ);
- горіння твердих і рідких горючих – гетерогенне горіння (система тверде тіло- газ або рідина-газ);
- горіння вибухових речовин (зконденсована система).

Температура загоряння метаноповітряної суміші та вугільного пилу дорівнює відповідно 650 – 750 і 700 – 800°C.

Дослідами встановлено наступне:

- пи́л може вибухати при повній відсутності метану і перетворити вибух невеликої кількості метану у вибух збільшеної сили;
- присутність у повітрі тонкого і сухого вугільного пи́лу знижує нижню межу вибуховості метаноповітряної суміші (суміш стає вибухонебезпечною при вмісті метану більше 5%);
- продукти вибуху з участю вугільного пи́лу у вибуху завжди містять велику кількість окису вуглецю, який є причиною загибелі людей.

Вибух вугільного пи́лу має деякі особливості [2]:

- вибух пилової хмари залежить від ступеня дисперсності пи́лу, його спроможності до агрегації, вмісту вологи, розмірів простору, потужності джерела займання;
- хімічний склад пи́лу зумовлює вихід летких речовин, які беруть участь у вибуху;
- вибуху передуює накопичення тепла внаслідок реакції окислення й утворення газоподібних речовин;
- хмарина вугільного пи́лу має властивість самозарядження електрикою внаслідок тертя пилових частинок одна з одною, а за сприятливих умов розряджались з появою іскріння, яке може призвести до загоряння пи́лу;
- у період вибуху вугільного пи́лу утворюється багато окису вуглецю, а під час вибуху метану – переважно вуглекислий газ.

Під час виконання підривних робіт для запобігання вибуху пи́лу застосовують водяні завіси, які створюються розпиленням води з поліетиленових мішків за допомогою вибуху спеціальних вибухових речовин. Електродетонатори шпурових зарядів і зарядів у мішках з водою з'єднуються в загальну вибухову мережу послідовно і вибухають від одного вибухового імпульсу. Місткість мішків складає 20 – 25 і 40 – 50 л. Перші підвішують до покрівлі виробки, а другі кладуть на підшву. Для упередження вибуху метану і вугільного пи́лу від детонуючого чи вигоряючого заряду застосовують форсункові водяні завіси тривалої дії.

## **6.2. Основні заходи боротьби з вибухами вугільного пи́лу в шахтах**

Одним з важливих чинників нейтралізації ризиків, пов'язаних з вибуховістю пи́лу, є боротьба за допомогою засобів вентиляції.

Противопильове провітрювання застосовується з метою забезпечити зниження концентрації пи́лу шляхом її виносу та здування осілого пи́лу. Запиленість повітря зменшується зі зростанням швидкості руху повітря до

визначеної межі, а потім збільшується при подальшому зростанні швидкості вентиляційного потоку внаслідок змітання осілого пилу. При збільшенні швидкості вентиляційного струменя з 0,4 – 0,6 до 1,6 – 2,1 м/с запиленість повітря знижується, досягаючи мінімуму при швидкості струменя 1,5 – 2,5 м/с за рахунок зростання кількості повітря у привибійному просторі очисної виробки і виносу пилу. При збільшенні швидкості вентиляційного потоку з 2,6 до 4 – 5 м/с запиленість повітря знову зростає, що обумовлено здуванням раніше осілого пилу.

Як показала практика, збільшення вмісту вологи у вугіллі під час нагнітання води в пласт призводить до зниження запиленості повітря. Найбільш висока ефективність пилоподавлення (70 – 90%) в умовах застосування зрошувальної системи досягається при швидкості вентиляційного потоку 1,5 – 2,2 м/с залежно від інтенсивності виймання вугілля комбайном, а разом з попереднім зволоженням вугілля в масиві – при швидкості 1,5 – 2,5 м/с.

Очисні вибої під час розробки крутих пластів провітрюються вихідним вентиляційним струменем. Дослідження, проведені на шахтах Центрального Донбасу, показали, що перехід з висхідного на низхідний струмінь повітря дозволяє зменшити пилове навантаження на робітників комбайнової бригади в 10 – 30 разів, а запилення повітря – до гранично допустимих концентрацій. Оптимальна за пиловим чинником швидкість руху повітря при низхідному провітрюванні в 2 – 6 разів більша, ніж при висхідному. Тому перехід на низхідне провітрювання дозволяє збільшити навантаження на діючі лави і покращити їх провітрювання.

До інших заходів, які перешкоджають утворенню пилу і пилової хмари, відносяться наступні [2]:

- застосування машин, що забезпечують мінімальне пилоутворення під час видобування вугілля;
- попереднє зволоження пластів;
- зрошення місць пилоутворення й осілого пилу;
- ефективне провітрювання виробок;
- періодичне очищення від пилу відкотних і вентиляційних виробок (3 – 4 рази на рік);
- розташування сортувальних і збагачувальних фабрик таким чином, щоб пил не заносився в шахти.

До заходів, які перешкоджають появі джерел загоряння пилу, відносяться використання запобіжних вибухових речовин, засобів підривання, електропідривання, вибухонебезпечного електрообладнання, захищених шахтних світильників; заборона відкритого вогню та куріння.

До заходів з локалізації чи подавлення вибухів пилу відноситься осланцювання виробок – штучне підвищення зольності відкладеного у виробках пилу шляхом додавання стандартного інертного пилу. Інертний пил не повинен злежуватись, поглинати вологу, містити вільний окис кремнію понад 10%, при вході летких  $\geq 5\%$ .

На вітчизняних шахтах використовують інертний пил, що готується із вапняку і глиняного сланцю. Осланцюванню підлягає поверхня всіх відкотних і вентиляційних виробок. Щоб виробка була покрита суцільним шаром інертного пилу, витрати його повинні бути не менше 1кг на 1м<sup>3</sup> виробки. Осланцювання виробок може відбуватись вручну чи механізовано. Механізоване осланцювання дозволяє більш рівномірне покриття виробки інертним пилом при значно менших витратах праці.

У місцях найбільш інтенсивного відкладення пилу доцільно установлювати мінімально допустимі терміни повторного осланцювання. Наприклад, дільниці вентиляційних штреків, що прилягають до лави на довжині  $\leq 50$  м, рекомендують осланцювати не рідше одного разу на добу.

Сланцьовий заслін являє собою ряд полиць, які розташовані поперек виробки у її покрівлі, на яких розміщується інертний пил. Кількість інертного пилу для сланцьового заслону визначається з розрахунку 400 кг на 1м<sup>2</sup> площі поперечного перерізу виробки в місці установлення заслону. Маса інертного пилу (кг) в заслоні визначається за формулою

$$Q = 400 \cdot P, \quad (6.1)$$

де  $P$  – площа поперечного перерізу виробки у світловому просторі, м<sup>2</sup>.

Кількість пилу, який може бути розміщено на одній полиці (кг)

$$K = 0,83 \cdot 10^{-6} \cdot b \cdot 2(3L - b) \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \alpha, \quad (6.2)$$

де  $b$  – ширина полиці, мм;

$L$  – довжина полиці, мм;

$\gamma$  – щільність інертного пилу, кг/м<sup>3</sup>;

$\alpha$  – кут природного схилу (для інертного пилу  $\alpha = 35^\circ$ ).

Кількість полиць для розміщення інертного пилу

$$N = P/K. \quad (6.3)$$

Використання інертного пилу ґрунтується на охолоджувальній дії внаслідок витрати теплової енергії на нагрівання інертного пилу. Основні сланцьові заслони повинні встановлюватись на прямолінійних дільницях виробок на відстані 70 – 300 м від вибоїв підготовчих чи очисних виробок. Довжина заслону приймається не менше 20 м. Для упередження вибухів пилу у



підготовчих вибоях застосовують первинні заслони з примусовим спрацюванням.

Водяні заслони – це наповнені водою місткості об'ємом понад 80 л, які мають форму поперечного перерізу у вигляді переверненої трапеції. Вони встановлюються вздовж довжини виробок на відстані  $\leq 250$  м одна від одної. Маса води у заслоні приймається з розрахунку 400 л на один метр квадратний поперечного перерізу виробки у світловому просторі (в місці встановлення заслону). Загальна довжина заслону  $\geq 20$  м, а відстань між окремими посудинами  $\geq 0,5$  м. Відстань між покрівлею і верхньою частиною посудини повинна бути в межах 100 – 400 мм. Водяні заслони, що встановлюються в конвеєрних виробках, є стаціонарними. Вони встановлюються на відстані понад 250 м один від одного і на відстані 75 – 250 м від навантажувальних пунктів і сполучень із суміжними виробками.

### **6.3. Фізико-хімічні методи боротьби з пилом**

Хімічні речовини грають важливу роль у зниженні запиленості повітря в шахтах. Останнім часом широке розповсюдження одержало попереднє зволоження вугільних пластів. Водяні розчини хімічних речовин (оксіетилованих алкілфенолів, поліакриламідів, хлоридів натрію і кальцію, різноманітних емульсій) нагнітають в пласт для зниження пилоутворення при його подальшій розробці та зниження енергетичних витрат на подрібнення. Необхідно відзначити, що розчин, який нагнітають у вугільний пласт, впливає на процес окислення вугілля. Це має значення з точки зору як самозаймання вугілля, так і зміни його якості. Очевидним є той факт, що насичення вугілля вологою визначається його сорбційними властивостями, вихідним ступенем заповнення простору пор різними флюїдами. Тому при направленій дії на вугільні пласти необхідно врахувати можливість їх обробки такими хімічними речовинами, які б сприяли зниженню схильності вугілля до самонагрівання і пилоутворення.

Ефективність попереднього зволоження вугільних пластів залежить від ступеня та рівномірності заповнення рідиною пор і тріщин у вугільному пласті. Під час зволоження рідина в першу чергу заповнює крупні тріщини і пори. Тріщини і пори малих розмірів заповнюються рідиною під дією хімічних, фізико-хімічних, фізико-механічних і механічних сил [3].

У вугіллі міститься незначна кількість замкнутих пор, більшість з яких з'єднана між собою. Основна частина пористості представлена макро- і мікропорами, які утворюють сорбційний об'єм, а також зони капілярної

конденсації та дифузії газів. Метан у мікропорах знаходиться під дією поверхневих сил у кожній точці простору пор, тому вихід метану із цих пор утруднений. Мікропори і перехідні пори мають діаметр менше 0,1 мкм, питома вага їх у загальній пористості вугілля складає понад 80% [4].

У процесі попереднього зволоження порушується рівноважний стан в системі “вугілля-метан”. У процесі нагнітання вільний газ – метан витискується із крупних тріщин і пор у більш мілкі. Рідина витискує також метан попереду потоку, і тиск газу перед фронтом нагнітання зростає.

На шахтах переважаючий розвиток одержала схема зволоження через поздовжні свердловини, пробурені в масиві паралельно лінії вибою лави. Прониклива спроможність рідини залежить не тільки від структури пористого середовища, але й від властивостей самої рідини. Доступність пор тим більша, коли поверхневий натяг рідини, її коагуляційні властивості менші.

На крутому падінні пластів свердловини діаметром 120 і 80 мм бурились з відкотного штреку на глибину 100 м за підняттям пласта. Герметизація устя свердловин (рис. 6.1) виконувалась цементним розчином 2. Для цього в свердловину 1 вставляли дві труби, з яких одна 4 використовувалась для нагнітання цементного розчину і була на 2 м коротше другої 3, яка застосовується в подальшому для подачі водного розчину хімічних речовин. Для створення в усті свердловини донного перекриття в трубі приварювали фланець 5, який має діаметр на 5 – 7 мм менший діаметра свердловини для досилання вгору у свердловині в непорушену частину пласта. В самій нижній частині свердловини труби закріплювались пробкою 6.

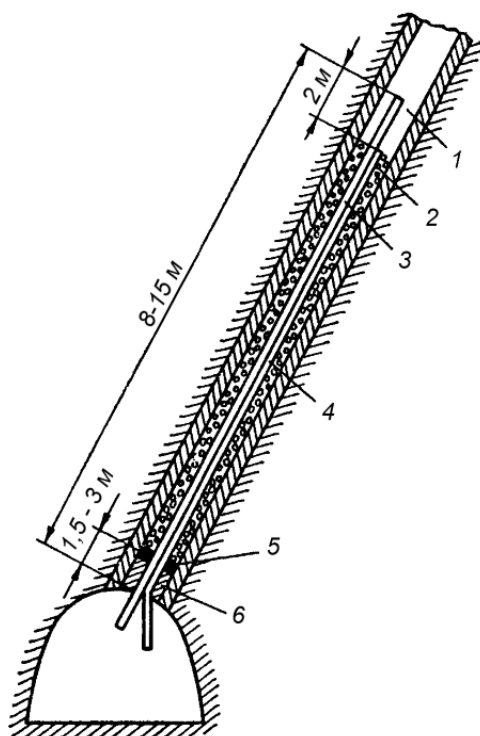


Рис. 6.1. Схема герметизації свердловин на пластах крутого падіння

Приготування водного розчину хімічних речовин необхідної концентрації відбувалось в дві стадії. На поверхні желеподібна маса розріджувалась водою, нагрітою до 50°C у співвідношенні 1: 2. Розбавлену суміш в закритій вагонетці місткістю 3 м<sup>3</sup> опускали на дільницю, де розчин доводили до необхідної концентрації, і після цього з допомогою насоса нагнітали в свердловину. Режим роботи насоса і кількість води, що нагніталась в пласт, контролювали за допомогою манометра і витратоміра.

На пологих пластах герметизація свердловин, наведена на рис. 6.1, не виправдала себе через те, що при затвердінні цементного розчину в верхній частині перерізу свердловини утворюється зазор, який порушує щільність герметизації. Тут більше підходить схема, розміщена на рис. 6.2. У цьому випадку по обсадній трубі 4 поршнем 7 подають згущений (напівсухий) цементний розчин 8 (рис. 6.2, а), який заповнює (тампонує) затрубний простір і твердіє без будь-яких зазорів у верхній стінці свердловини (рис. 6.2, б).

Дослідження процесу розповсюдження пилу в гірничих виробках після нагнітання в пласт води з хімічними речовинами показали зниження запиленості повітря на будь-якій відстані від джерела пилоутворення.

Зв'язування осілого пилу в гірничих виробках вугільних шахт з метою запобігання його здуванню, розповсюдженню у виробках під час вибуху може відбуватись шляхом зрошення осілого пилу розчинами змочувачів, створення "соляного шару" на поверхні пилу, скріплення пилу змочуючо-зв'язуючими гігроскопічними розчинами і пастами, невисихаючими органічними речовинами, побілка поверхні виробок цементно-вапняними розчинами, а також безперервного зв'язування пилу водяним чи гігроскопічним туманом.

Фізична сутність методів зв'язування ґрунтується на скріпленні частинок відкладеного і нового осілого пилу між собою з утворенням зволжених компонентів, а також скріплення пилу з поверхнею виробки до стану нерухомого гелю. Висока ефективність методів зв'язування може бути досягнута лише при повному змочуванні пилинок, наявності на поверхні виробки достатньої кількості змочуючо-зв'язувального складу і тривалого терміну його захисної дії. Для досягнення цієї мети необхідні спеціальні хімічні речовини, які відповідають конкретним гірничо-кліматичним, техніко-економічним і санітарно-гігієнічним умовам у гірничих виробках шахт.

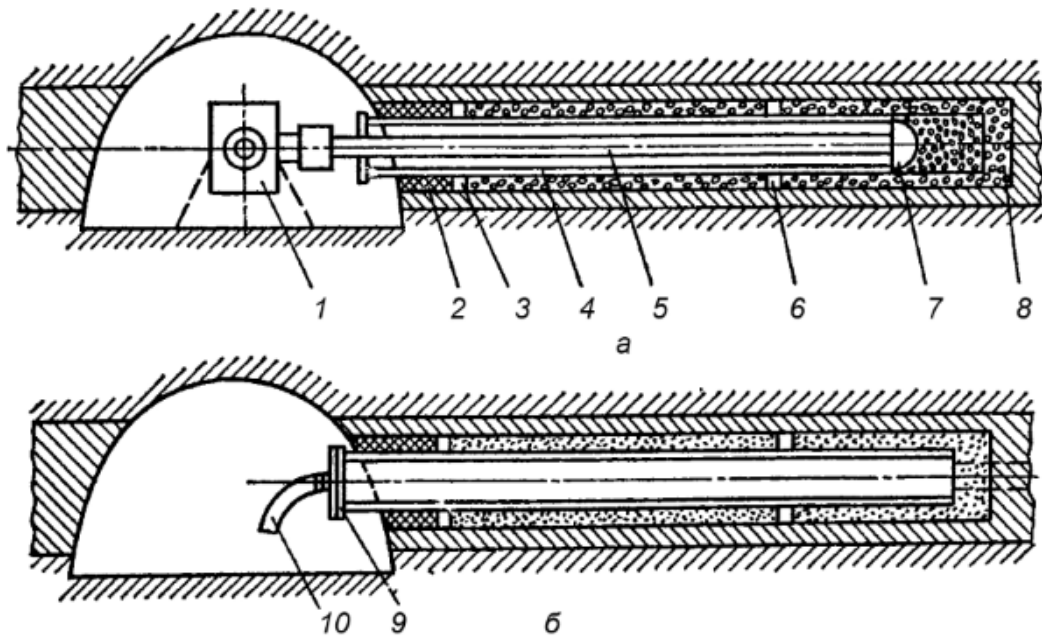


Рис. 6.2. Схема герметизації свердловин на пологих пластах:

- 1 – буровий верстат; 2 – глиняний пиж; 3 – перекриваючий диск; 4 – обсадна труба; 5 – шток; 6 – центруючі бруски; 7 – поршень; 8 – цементний розчин; 9 – фланець; 10 – патрубок

#### 6.4. Зниження пилоутворення вугілля шляхом гідророзриву пластів

Для боротьби з основними ризиками і шкідливістю від пилу на шахтах використовується метод гідророзділення вугільних пластів [5].

Гідророзрив вугільного масиву через свердловини, пробурені по пласту чи з поверхні землі, є перспективним регіональним методом боротьби з пилом і пилоутворенням на шахтах. Сутність гідророзриву пласта ґрунтується на тому, що в пробурену свердловину нагнітається вода з піском при витратах, які значно перевищують природне проникнення, і тиску, більшого за геостатичний на даній глибині. Це зумовлює розкриття внутрішньопластових тріщин, пор і призводить до зростання загальної проникності пласта.

Режим нагнітання складається з трьох характерних стадій. Перша – це фільтрація, яка відображає процес насичення водою вугільної зони, обмеженої двома сусідніми свердловинами, і характеризується поступовим зниженням витрати води. Під час другої стадії тиск і витрати залишаються приблизно постійними. В третій стадії витрата води зростає, а тиск знижується, відбувається гідралічне розпушення. Тиск нагнітання складає

$$P_n = (0,8 - 0,9) \cdot P_z, \quad (6.4)$$

де  $P_z$  – геостатичний тиск на даній глибині розробки.

У процесі гідророзриву пласта змінюється міцність вугілля та його зволоженість. Наслідком цих змін є зниження пилоутворення і запиленості шахтної атмосфери, концентрації вугільного пилу у повітрі, дисперсного складу, міцності вугілля і його вологовміст за пиловим чинником. У процесі гідророзриву витрата рідини  $q_{p.o.}$  є сумою:

- фільтрації в стінки свердловин до початку процесу гідророзриву  $q_{\phi.}$ ;
- додаткової фільтрації в стінки свердловини під тиском гідророзриву  $\Delta q_{\phi.}$ ;
- фільтрації в стінки тріщин гідророзриву  $q_{\phi.d.}$ ;
- витрат на заповнення тріщин гідророзриву  $q_p$  (рис.6.3).

У процесі розкриття і розширення пластових тріщин, збільшення їх довжини  $L$  і радіуса  $R$  зростає фільтраційна складова внаслідок збільшення площі фільтрації та тиску на вибій свердловини.

У деякий момент, коли витрата рідини на заповнення тріщин гідророзриву дорівнює нулю, процес гідророзриву вироджується у звичайну фільтрацію і подальшого збільшення площі розкритих тріщин не відбувається (див. рис. 6.3). Для збільшення протяжності тріщин гідророзриву необхідно збільшити темп закачування.

Зв'язок показників гідророзриву з геологічними характеристиками пласта описується рівнянням

$$q_{p.o} = \frac{4 \cdot \pi \cdot L \cdot h \cdot m \cdot k \cdot \Delta P \cdot n}{\sqrt{4 \cdot \mu \cdot t \cdot m \cdot k \cdot \Delta P - \mu^2 \cdot b^2}} \quad (6.5)$$

де  $h$  – потужність пласта;

$m$  – пористість пласта;

$k$  – проникність пласта;

$\Delta P$  – перепад тиску від стінки тріщин в глиб масиву;

$n$  – кількість пластових систем тріщин;

$\mu$  – в'язкість робочої рідини;

$t$  – тривалість гідророзриву;

$b$  – розрив тріщин гідророзриву.

На полі шахти ім. Менжинського проведено гідророзриву пластів  $l_4, l_6, l_8^b$ ,  $l_8^H$ . Гідророзділення було виконано почергово у висхідному порядку від нижнього пласта  $l_4$  до верхнього  $l_8^b$ .

У пласт  $l_4$ , схильний до суфлярних виділень, середньої міцності, який залягає на глибині 710 м, упродовж 165 хв було закачано 360 м<sup>3</sup> води і 27 т піску. Термін витримки пласта під впливом води перед вийманням склав 83 –

86 місяців, питома витрата води – біля 16 л/т. У пласт  $l_6$  середньої міцності, який залягає на глибині 660 м, упродовж 215 хв було закачано  $410 \text{ м}^3$  0,002%-го водяного розчину ДБ і 20 т піску. Тривалість витримки пласта під дією робочої рідини перед вийманням склала 22 – 25 місяців, питома витрата води – біля 21 л/т.

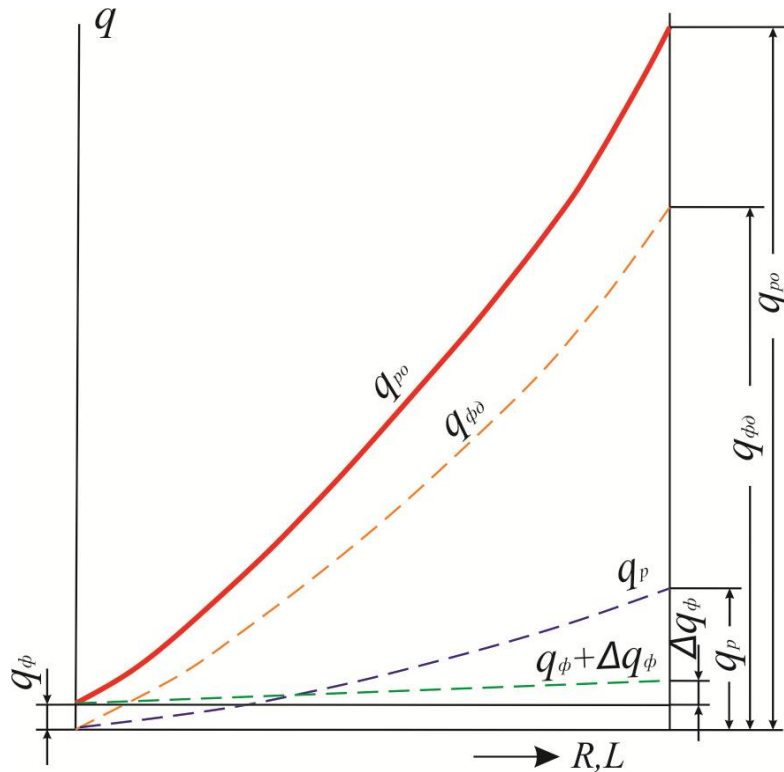


Рис. 6.3. Втрати робочої рідини під час гідророзриву

У пласти  $l_8^b$  і  $l_8^H$  відповідно було подано  $225$  і  $500 \text{ м}^3$  води і  $7 - 6,5$  т піску. Після гідророзриву із свердловини відбулося значне виділення метану і витікання води.

На полі шахти “Селезнівська – Східна” через три свердловини глибиною  $323 - 345$  м було виконано гідророзриву пластів  $k_4, k_3, k_3^H, k_3^6$ . Особливість гідророзриву на полі шахти “Селезнівська – Східна” полягає у тому, що вугільні пласти середньої міцності, тріщинуваті, залягають зближено – на відстанях від  $10 - 15$  до  $25 - 30$  м один від одного на глибинах  $230 - 315$  м.

Після проведення робіт з гідророзриву вода з пластів і свердловин не відкачувалась з метою повного використання дії робочої рідини на вугленосну товщу.

Основні показники гідророзриву вищезазначених пластів наведено в табл. 6.1.

## Характеристика параметрів гідророзриву пластів

№ п/п	Індекс пласта	Потужність пласта, м	Тиск на усті свердловини, кг/см <sup>2</sup>	Середня швидкість закачування суміши, л/с	Кількість піску, т	Загальний об'єм закачування води, м <sup>3</sup>	Загальна тривалість гідророзриву, хв	Глибина зони перфорації, м
1	$l_4$	1,40	197	85,0	27,0	361	165	719
2	$l_6$	1,05	116	21,0	21,0	412	215	660
3	$l_8^h$	0,75	210	34,0	7,0	225	87	504
4	$l_8^b$	0,76	140	33,0	6,5	503	172	598
5	$k_3^h$	0,64	150	38,5	2,3	469	255	304
6	$k_3^e$	0,75	80	40,0	2,0	445	186	303
7	$k_3$	0,85	200	60,3	3,5	2247	623	271
8	$k_4$	0,55	186	40,4	12,0	422	594	296
9	$k_3^e$	0,80	108	35,7	2,8	428	211	280
10	$k_3^h$	0,50	140	52,3	1,9	1077	135	255

Рівень зниження запиленості повітря в очисних вибоях визначався на основі співставлення даних пилового стану в лавах при пилових зйомках при гідророзриві і без гідророзриву. Характер зміни запиленості повітря в лавах залежно від місцеположення очисного комбайна наведений на рис. 6.4 і 6.5.

Аналіз концентрації пилу в повітрі при гідророзриві показав зниження пилу у привибійному просторі лави в 10 – 12 разів. Установлено, що ефективність методу гідророзриву за пиловим фактором змінюється від 70 до 93%. Доведено також, що застосування зрошення на комбайні з гідророзривом знижує запиленість повітря в межах експериментальної ділянки лави в 15 – 20 разів (рис. 6.6).

Внаслідок проведеного гідророзділення знизилась газонасиченість виїмкової ділянки, що дозволило знизити кількість повітря, яке подається в лаву для провітрювання. Цей факт, як і зниження запиленості повітря, сприяв зменшенню інтенсивності пилоподавлення і питомого виходу пилу під час руйнування комбайном масиву вугілля.

Аналіз дисперсного складу вугільного пилу в межах обробленої ділянки пласта  $k_3$  шляхом гідророзриву дозволив установити, що частинок пилу розміром менше 10 мкм в атмосфері лави містилось 12 – 13%, а менше 5 мкм – 6 – 7%. Тому наявність у повітрі тонкодисперсного пилу була знижена в 1,32

рази для фракції менше 10 мкм і в 1,18 разів для фракції 5 мкм. Ефективність методу зі зниження вмісту тонкодисперсного пилу склала 92 – 98%.

Заміри міцності вугілля в межах експериментальної ділянки показали, що міцність вугілля в зоні гідророзділення знижена на 35 – 40% і склала 0,65 – 0,97. Термін витримки води в пласті має бути не менше 10 місяців. У зоні гідророзриву установлена питома витрата води, яка склала 24 – 26 л/т, що майже в три рази менше можливого об'єму заповнення тріщин і пор рідиною.

Слід зазначити, що залишкова запиленість повітря на оброблених ділянках шахтопластів трохи перевищує нормативи. Резервом, який дозволяє зменшити залишкову запиленість повітря на робочих місцях в зоні гідророзділення, є застосування як робочої рідини замість води водяних розчинів поверхнево-активних і хімічно-активних речовин (ПАР і ХАР) і збільшення тривалості витримки робочої рідини в пластах. Застосування поверхнево-активних речовин сприяє зниженню поверхневого натягу і підвищенню змочувальних властивостей води.

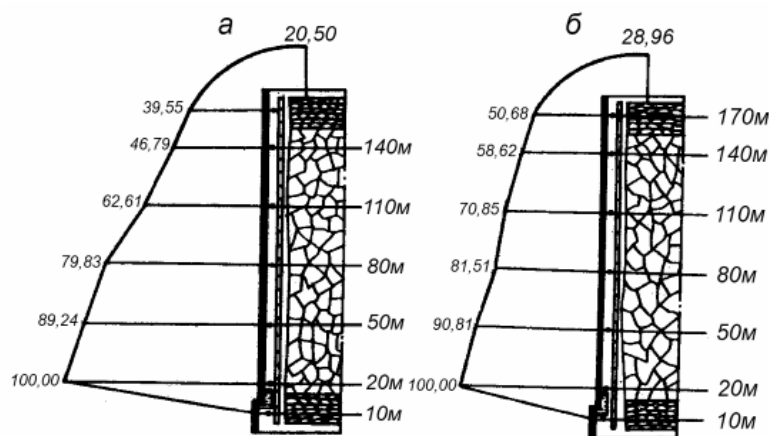


Рис. 6.4. Пилограма в 10-й лаві пласта  $k_3^6$ :

а – з застосуванням зрошення водою; б – без застосування

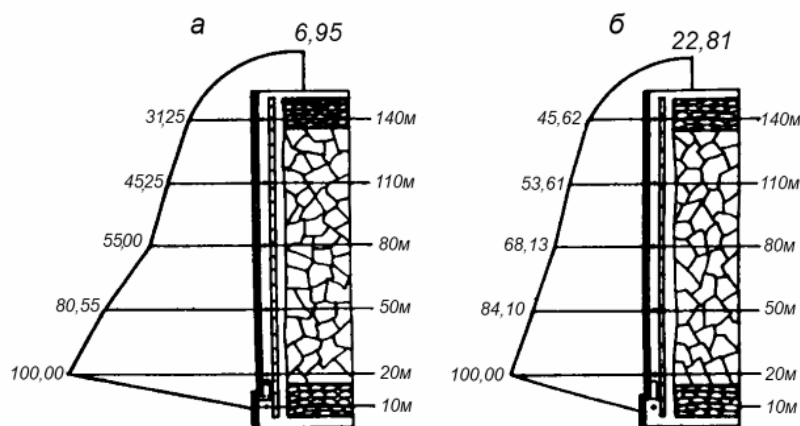


Рис. 6.5. Пилограма в 11-й лаві пласта  $k_3^6$ :

а – з застосуванням зрошення водою; б – без застосування



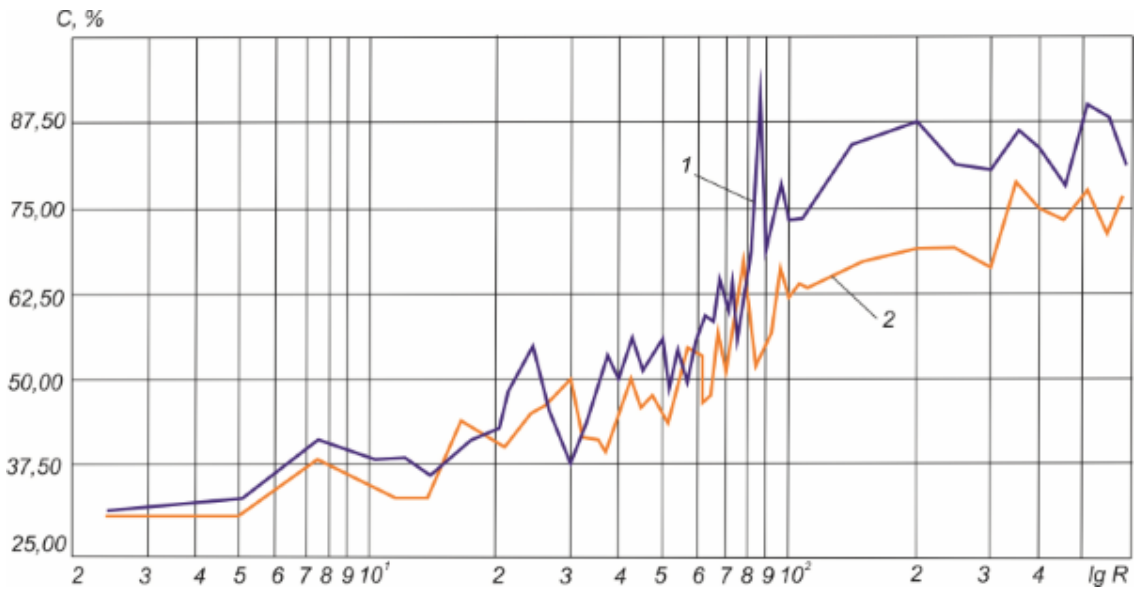


Рис. 6.6. Запиленість повітря в лаві (в%) з віддаленням від свердловини гідророзриву пласта  $k_4$ : 1 – гідророзрив + попереднє зволоження; 2 – гідророзрив + попереднє зволоження + зрошення

Застосування розчинів ХАР викликано наявністю у вугільних пластах карбонатів і сілікатів. Вступаючи в реакцію з цими включеннями ХАР розчиняють їх, збільшуючи тим самим гідропровідність пласта і контактну поверхню його пор і тріщин з робочою рідиною. Окрім цього, розчинення мінеральних включень у вугіллі призводить до значного зниження характеристик міцності пласта.

Таким чином, ефективність гідророзриву вугільних пластів за чинником “пилу” можна збільшити за рахунок зростання вологонасиченості вугільної товщі шляхом нагнітання в пласт водяних розчинів ПАР і ХАР, ослаблення масиву вугілля і зв’язування пилу, що знаходиться у порах і тріщинах пласта.

### Список літератури

1. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт/ К.З. Ушаков. – М.: Недра, 1989. – 421 с.
2. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения/ [Е.Ф. Карпов, Ф.С. Клебанов, Б. Фирганек и др.]. – М.: Недра, 1991. – 281 с.
3. Физико-химические основы гидрообеспыливания и предупреждения взрывов угольной пыли /[В.И. Саранчук, В.Н. Качан, В.В. Ревун и др.]. – Киев: Наук. думка, 1984. – 217 с.

4. Касаточкин В.Н. Строение и свойства природных углей/  
В.Н. Касаточкин, Н.К. Ларина. – М.: Недра, 1975.– 158 с.
5. Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных пластов/  
Н.В. Ножкин. – М.: Недра, 1986. – 370 с.

## 7. БОРОТЬБА З САМОЗАЙМАННЯМ ВУГІЛЛЯ В ШАХТАХ

### 7.1. Ендогенні пожежі у вугільних шахтах

Всі викопні вугілля складені з органічної маси, мінеральних домішок і вологи. До складу органічної маси входять вуглець, водень, кисень, азот, сірка і фосфор. Вміст вуглецю коливається від 68% у бурих вугіллях до 92% і більше в антрацитах. Вміст водню і кисню зі збільшенням ступеня вуглефікації зменшується.

До мінеральних домішок вугілля відносять глиняний сланець ( $\text{Al}_2\text{O}_3 \times 2\text{SiO}_2 \times 2\text{H}_2\text{O}$ ), пісковий сланець ( $\text{SiO}_2$ ), пірит ( $\text{FeS}_2$ ), сульфіти ( $\text{CaSO}_4$ ) карбонати ( $\text{MgCO}_3$ ,  $\text{FeCO}_3$ ) тощо.

Пориста структура вугілля визначає характер газовиділення й інтенсивність проникнення в вугілля води і кисню, а також обумовлює велику площу їх внутрішньої поверхні  $(1 - 1,5) \cdot 10^5 \text{ м}^2/\text{кг}$ , а в активованих вугіллях  $9 \cdot 10^5 \text{ м}^2/\text{кг}$ . При цьому питома поверхня сорбційних пор розміром  $10^{-8} - 10^{-9} \text{ м}$  складає десятки тисяч квадратних метрів. Площа поверхні пор розміром  $10^{-7} - 10^{-6} \text{ м}$ , що визначає доступність сорбційних пор для кисню, не перевищує  $(1 - 2) \cdot 10^3 \text{ м}^2/\text{кг}$  [1].

Важливою фізико-хімічною характеристикою твердих тіл і рідини є поверхневий натяг, який виникає внаслідок некомпенсованості молекулярних сил зчепленню, яке діє на молекули поверхневого шару. Він слугує мірою перенасиченості вільної енергії у поверхневому шарі. Поверхня вугілля характеризується поверхневою енергією  $41,87 \text{ Дж}/\text{м}^2$ . Ця енергія реалізується під час фізичної адсорбції кисню, що призводить до хемосорбції з радикально-ланцюговим механізмом і відбувається з виділенням тепла. Фізична адсорбція також відбувається з виділенням тепла, бо вона супроводжується зменшенням поверхневої енергії. Однак її тепловий ефект у 20 – 30 разів менше ніж при хемосорбції.

Ендогенні пожежі виникають внаслідок самонагрівання і samozаймання вугілля. Основною причиною цього є перетворення хімічної енергії вугілля і домішок, які існують у вугіллі, в теплову внаслідок окислення. Реакція окислення вугілля киснем повітря є гетерогенною хімічною реакцією на межі твердої поверхні і газу. Процес горіння відбувається з екзотермічним ефектом  $405,46 \text{ Дж}/\text{моль}$ .

При тепловому загорянні причиною прискорення реакцій окислення є зростання температури, обумовленою перевищенням генерації тепла над її витратами.

Пожежі в шахті та на поверхні (у відвалах) виникають і розповсюджуються при сумісній реалізації трьох обов'язкових умов: наявності горючого матеріалу, виникнення теплового імпульсу та здатності навколишнього середовища підтримувати горіння. За тепловим імпульсом пожежі поділяють на ендогенні й екзогенні.

**Ендогенна пожежа** – пожежа від самозаймання вугілля, яка визначена візуально за димом і полум'ям чи за результатами температурного і газового контролю. Як індикаторні гази під час контролю використовують окис вуглецю, водень, обмежені (етан, пропан, бутан) і необмежені (етилен, ацетилен, пропілен) вуглеводні й інші гази.

**Самозаймання** вугілля – процес зростання температури в масиві чи у скупченні крихкого вугілля, яке перетворюється у полум'я (горіння). Джерелом теплового імпульсу при цьому є ендотермічна (з виділенням тепла) реакція окислення вугілля киснем, що міститься у шахтній атмосфері. Якщо теплота, яка виділяється в процесі екзотермічної реакції, повністю розсіюється у навколишнє середовище, то відбувається низькотемпературне окислення вугілля. Температура вугільного скупчення при цьому мало відрізняється від природної температури прилеглих порід. У випадку нерівності дохідних і розхідних статей теплового балансу відбувається або охолодження, або саморозігрівання скупчення вугілля.

У процесі самозаймання чітко визначаються дві стадії – стадія саморозігрівання та стадія займання. Перша з них характеризується незначною швидкістю проходження хімічної реакції окислення і рівномірним зростанням температури вугілля. При досягненні критичної температури саморозігріву спостерігається збільшення швидкості реакції та прогресуючий зріст температури, які характерні для стадії самозаймання. Критична температура саморозігрівання коливається від 403К для бурого вугілля до 453К для кам'яного вугілля; для антрацитів вона перевищує 573К [2].

Після досягнення в осередку температури загоряння, яка на 130– 170К вище критичної температури самозігрівання, розпочинається стадія горіння.

За місцями виникнення ендогенні пожежі поділяються наступним чином: вироблений простір діючих виїмкових полів – 34%; вироблений простір відпрацьованих і ізольованих виїмкових полів – 25%; цілики і скупчення вугілля у виробках – 41%.

Успіх боротьби з ризиками, пов'язаними з пожежами у вугільних шахтах, у першу чергу залежить від того, як швидко з моменту виникнення пожежі вдається розпізнати його осередок і локалізувати його. Об'єктивна оцінка створеного ендогенними пожежами економічної шкоди шахтам дозволяє визначити економічно доцільне застосування спеціальних заходів профілактики

пожеж. Вони складаються з витрат живої й уречевленої праці на ліквідацію пожеж і збитків, пов'язаних з їх виникненням.

## 7.2. Локалізація ризиків ендегенних пожеж

Практика боротьби з ендегенними пожежами показує, що їх профілактика ефективна тоді, коли тісно пов'язана з пожежобезпекою захисного об'єкта. Тому в першу чергу боротьби з пожежами є прогноз пожежонебезпеки і є тією базою, на якій будується захист від пожеж і їх попередження.

До останнього часу основним принципом локалізації ендегенних пожеж була ізоляція їх у виїмкових полях (рис.7.1).

За умов безпеки робіт гірничорятувальників під час виникнення ендегенних пожеж аварійне поле ізолюється перемичками в положенні I. При цьому в зону ізоляції входять і інші виїмкові поля, які не мають аеродинамічного зв'язку з аварійним. Для їх введення в експлуатацію після стабілізації атмосфери на вибухобезпечному рівні під захистом цих перемичок споруджуються нові в положенні II, після чого знімають перемички в положенні I та дегазують неаварійні поля.

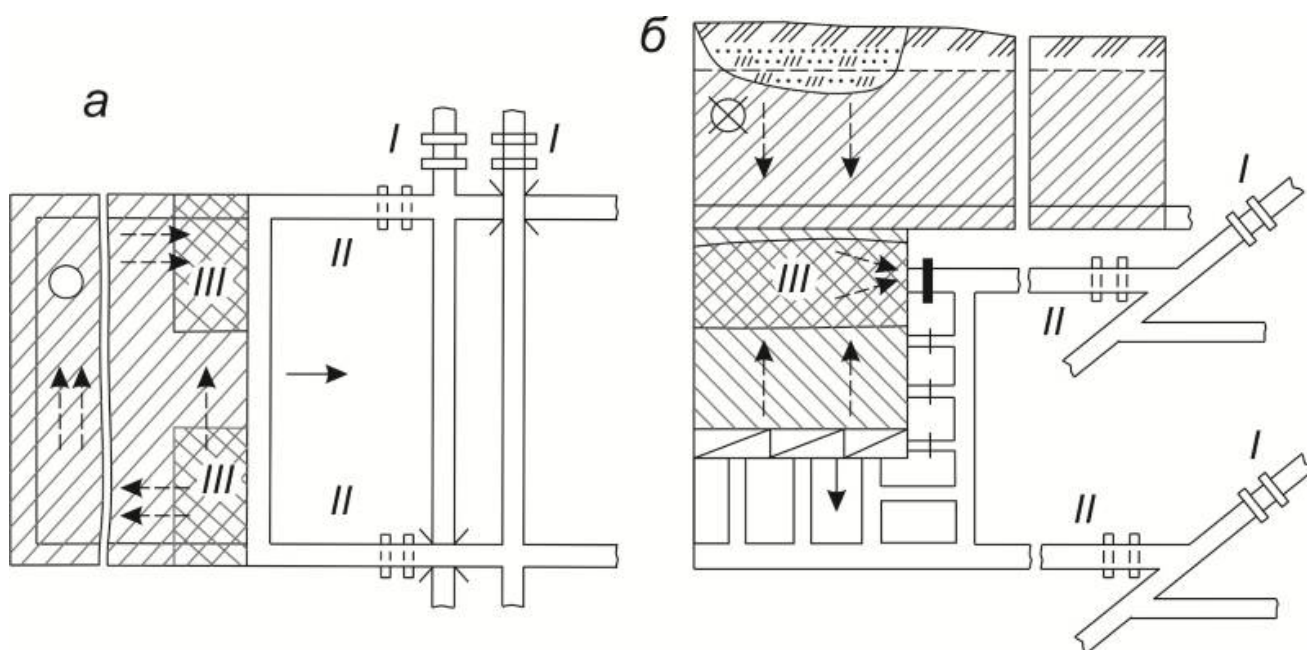


Рис. 7.1. Принципова схема локалізації ендегенних пожеж у виїмкових полях:  
а – на пологих і похилих пластах; б – на крутопохилих і крутих пластах

Такий метод ізоляції пов'язаний із значною економічною шкодою, особливо при відпрацюванні полів високопродуктивними і дорогавартісними комплексами обладнання. У зв'язку з цим завдання захисту виїмкових полів від

ризиків виникнення ендегенних пожеж під час комплексно-механізованого виймання вугілля набуває особливої актуальності. Пошуки його вирішення призвели до створення нового напрямку в боротьбі з самозайманням вугілля – локалізації осередків у виробленому просторі без ізоляції діючих полів і втрати рівня видобутку.

В основу нового напрямку покладені наступні положення:

- велика тривалість процесу самозаймання вугілля дозволяє виявляти його на стадіях саморозігрівання і займання газоаналітичним методом;
- самозаймання вугілля у виробленому просторі має осередковий характер, і через низьку теплопровідність обвалених порід часто не супроводжується суттєвим зростанням температури шахтної атмосфери;
- навіть за наявності осередку самозаймання і високої концентрації окису вуглецю у виробленій частині пласта його вміст в атмосфері очисного вибою і прилеглих до нього виробках може знаходитися у межах санітарної норми.

Стадійність процесу самозаймання вугілля і його тривалість у часі роблять можливим вплив на осередок при його невідомому місці. Зростання температури можна призупинити на будь-якій стадії пожежі за рахунок ліквідації чи швидкого скорочення підсмоктувань повітря до осередку самозаймання. Цього можна досягти, наприклад, збільшенням швидкості відпрацювання виїмкового поля за простяганням, вирівнюванням тиску повітря у діючому виїмковому полі та на поверхні, а також шляхом створення на шляху витікань повітронепроникної “завіси”. Остання грає роль перемичок, які перенесені з положення II в положення III (див. рис. 7.1).

Під час збільшення швидкості посування очисного вибою на пологих пластах локалізуючий ефект обумовлений зростанням аеродинамічного опору обвалених порід за рахунок подовження шляху фільтрації витікань повітря через осередок пожежі. На практиці цей захід як основний застосовується у тих випадках, коли пожежа виявляється в стадії самонагрівання. В процесі локалізації пожеж у стадії загоряння і вогневого горіння його застосовують у комплексі з іншими заходами [3].

Метод вирівнювання тиску використовується для цілей локалізації у тих випадках, коли є аеродинамічний зв'язок з поверхнею і виїмкове поле знаходиться в зоні депресії. Створення компресії в межах поля дозволяє ліквідувати підсмоктування повітря з поверхні (див. рис. 7.1, б) і запобігти проникненню шкідливих і отруйних газів і тепла в діючі виробки. Однак при цьому усуваються середньодільничні витікання повітря через щитове перекриття до перемичок на вентиляційному штретці та на збійках. Пряме перепускання осередку в зону середньодільничних витікань під час роботи

камери вирівнювання тиску з небезпечною активізацією горіння з усіма впливаючими звідси від'ємними наслідками. Тому під час локалізації пожеж даний захід повинен застосовуватись у сукупності з охолодженням осередку на шляху його перепуску у вироблений простір діючого горизонту.

Спроби використання глиняної пульпи для замулювання обвалених порід на шляху витікань повітря і прямого охолодження осередку через недоліки цього методу не дали позитивних результатів. Крім того, подача пульпи у вироблений простір робить практично неможливим одночасне ведення очисних робіт через вихід пульпи у вибій лави як на пологому заляганні пластів, так і на крутому.

### **7.3. Локалізація ендогенних пожеж із застосуванням піни і вспіненої глиняної пульпи**

Піна – це дисперсна двофазна система, яка складена з бульбашок повітря чи інертного газу, що розділені тонкими плівками рідини. Для утворення стійких пін до рідини вводять в невеликих кількостях (0,3 – 0,4%) піноутворювачі, до складу яких входять поверхнево-активні речовини (ПАР). При розчиненні в рідині ПАР адсорбуються в її поверхневому шарі та знижують величину поверхневого натягу з 73 до  $30 \cdot 10^{-3}$  н/м. Для локалізації пожежі піна нагнітається у вироблений простір.

Технологія локалізації пожеж піною і глиняною пульпою повинна відповідати наступним вимогам:

- повітронепроникна “завіса” повинна перекривати зону фільтрації повітря і пожежних газів в обвалених породах відпрацьованої частини пласта й ізолювати очисний вибій від проникнення до нього отруйних газів і тепла;
- засіб герметизації порожнин виробленого простору має володіти властивостями антипірогену для попередження самозаймання і втрат вугілля в оброблюваній зоні;
- засіб герметизації повинен бути холодоагентом для зменшення температури вугілля і породи на шляху його розповсюдження;
- роботи з локалізації не повинні ускладнювати ведення очисних робіт.

Ендогенні пожежі у виїмкових полях на пологих і похилих пластах, які відпрацьовуються переважно довгими (до 1500 м) стовпами за простяганням із застосуванням високопродуктивних механізованих комплексів, виникають через витікання повітря, що призводить до концентрованих втрат вугілля у виробленому просторі та його самозаймання.

Оскільки точне місцеположення осередків самозаймання, як завжди, невідоме, це робить неможливим їх активне тушіння без ізоляції та повного затоплення всього поля чи його частини. Тому нагнітання піни в зону витікання повітря відбувається за технологічною схемою, наведеною на рис. 7.2. Ця схема передбачає застосування обладнання: установки УЛЕП-2; пожежної піки ПРЛ-1, яка використовується на першому етапі нагнітання піни, коли у виробленому просторі відсутній трубопровід; трубопроводу з діаметром умовного проходу 100 мм; піноутворювача; пожежного трубопроводу для подачі вільної від механічних домішок води під тиском не менш 0,5 МПа; стаціонарного чи пересувного компресора, який забезпечує витрати стисненого повітря до 5 м<sup>3</sup>/хв з тиском до 0,6 МПа.

Установка УЛЕП-2 (рис. 7.3) призначена для одержання водоповітряної піни і нагнітання її у заповнений обваленими породами вироблений простір. Обов'язковою умовою можливості її використання є наявність стисненого повітря і чистої від механічних домішок води. При цьому вода може подаватись як від пожежного трубопроводу, так і насосом з проміжної місткості.

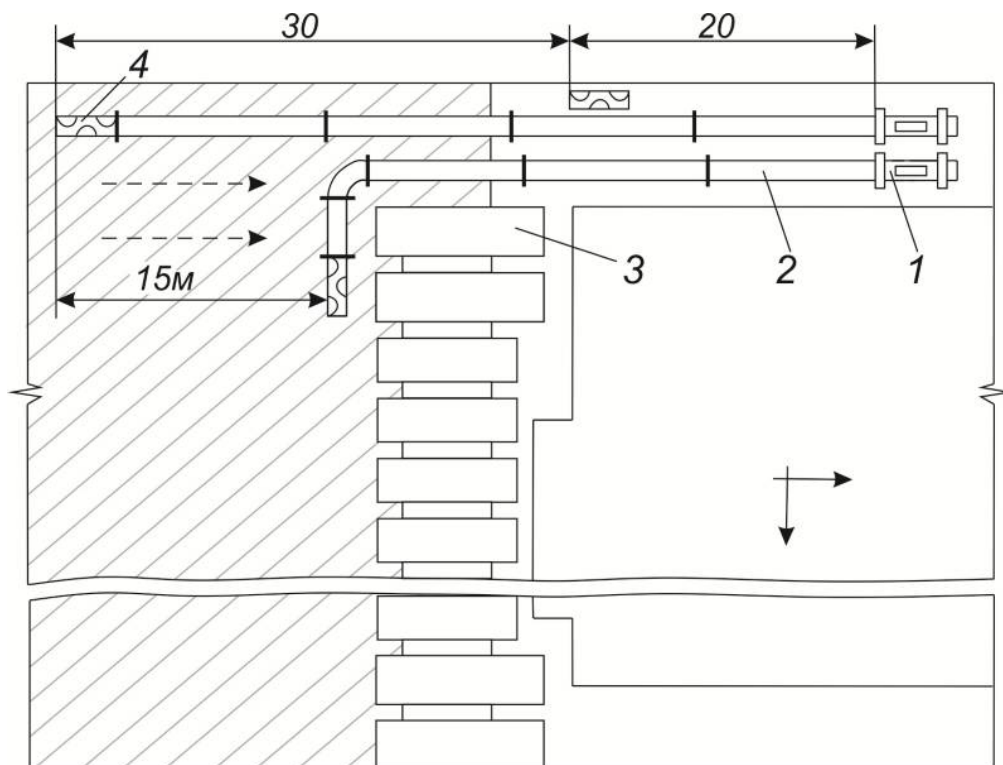


Рис. 7.2. Технологічна схема локалізації ендегенних пожеж водоповітряною піною на пологих і похилих пластах, які відпрацьовуються стовпами за простяганням: 1 – установка для генерації водоповітряної піни; 2 – трубопровід води; 3 – пересувний механізований комплекс; 4 – перфорована ділянка труби



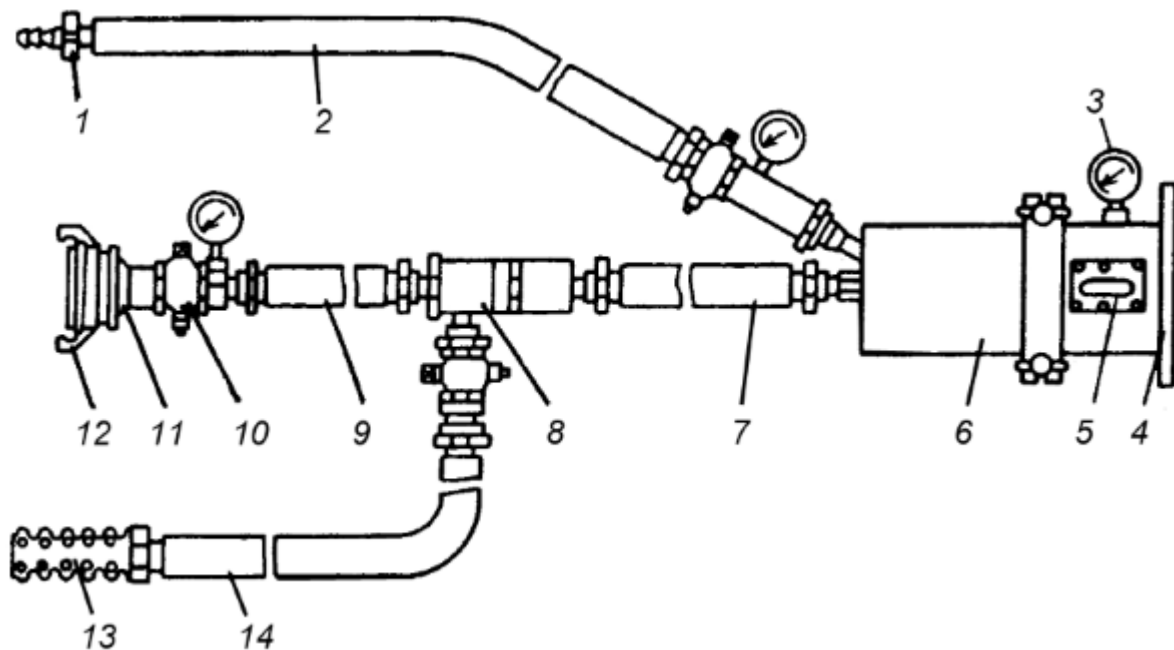


Рис. 7.3. Схема установки локалізації ендегенних пожеж УЛЕП-2:

- 1 – штуцер; 2 – рукав подачі повітря; 3 – манометр; 4 – з'єднуючий фланець;  
 5 – вікно для спостереження; 6 – піногенератор; 7 – рукав піноутворюючого розчину;  
 8 – змішувач; 9 – рукав подачі води; 10 – кран подачі води;  
 11 – перехідник з фільтром; 12 – з'єднувальна головка; 13 – фільтр;  
 14 – рукав подачі піноутворювача

Якість піни, що генерується установкою, оцінюється візуально в оглядовому вікні за відсутністю розривів суцільності потоку піни і за її однаковою дисперсністю.

Пожежна піка ПРЛ-1 (рис. 7.4) оснащена ручною лебідкою і призначена для подачі вспіненої водяної та глиняної пульпи у вироблений простір на контакті з очисним вибоєм чи у купол над діючими виробками під час формування пінної завіси в початковий момент локалізації чи при безпосередньому тушінні ендегенної пожежі.

Початковий торець піки перфорований отворами діаметром 15 мм і має конус для кращого занурення в обвалені породи.

При зворотноточній схемі провітрювання газоподібні продукти горіння і тепло виносяться витікаючими струменями повітря, як правило, до місця сполучення лави з вентиляційним штреком (на рис. 7.2 напрямки витікання повітря наведені пунктирними лініями). На початку локалізації водоповітряна піна подається у вироблений простір пожежною пікою ПРЛ-1, яка занурюється в обвалені породи на глибину 3 – 5 м. Пізніше для подачі піни використовують покладений на підшву пласта у вентиляційному штреку трубопровід, на кінці якого є перфорована ділянка довжиною 1 м.

Установка УЛЕП-2 під'єднується до трубопроводу в 20 – 30 м від лави. При цьому довжина пінопроводу від місця генерації піни до місця її випуску у вироблений простір не повинна перевищувати 100 м. Подача піни через трубопровід розпочинається після віддалення лави від перфорованої ділянки на 3 – 5 м і виконується до відходження лави на відстань 30 м від перфорованої ділянки. Після цього у трубопровід врізається новий перфорований відрізок труби. Нагнітання піни відбувається до моменту її виходу у вибій, після чого піногенератор відключається і через деякий час знову включається. Повне відновлення пінної завіси при повторному нагнітанні відбувається через 5 – 10 хвилин.

Роботи з локалізації та гасіння пожежі виконуються цілодобово. Їх ефективність визначається скороченням витікань (підсмоктувань) повітря, зниженням температури і концентрації шкідливих і отруйних газів на вентиляційному штрєці та в верхній частині лави.

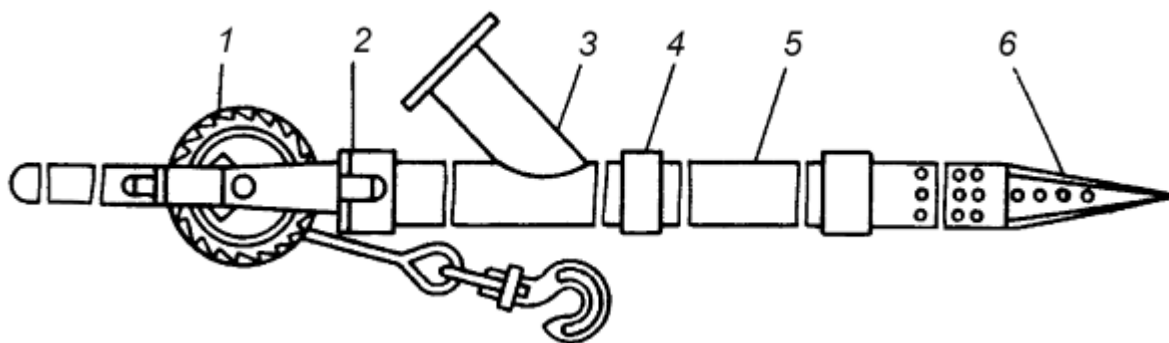


Рис. 7.4. Схема пожежної піки ПРЛ-1:

- 1 – ручна лебідка з тяговим зусиллям 15 кН; 2 – кінцева ланка; 3 – відвід для приєднання піногенератора; 4 – з'єднувальна муфта; 5 – проміжна ланка;  
6 – перфорована піка

При невеликій глибині гірничих робіт (150 – 200 м) вспінену глиняну пульпу ВГП можна подавати з поверхні землі через свердловини (рис.7.5). Локалізація ендогенних пожеж виконується із наступним обладнанням: бурильний станок для буріння свердловин; обсадні труби з діаметром умовного проходу 80 – 100 мм; гідромонітор для розливання глини; вуглесос для подачі глиняної пульпи від місця розливання глини до свердловини; піноутворювач; пристрій для приготування вспіненої глиняної пульпи; пристрій для транспортування та підігріву піноутворювача в зимовий період.

Свердловини бурять в ліквідовану частину вентиляційного штрєку через кожні 30 м за простяганням. Вони обсаджуються металічними трубами з діаметром умовного проходу не менше 80 мм. Нагнітання ВГП розпочинається після відходу очисного вибою від місця виходу свердловини у вироблений

простір на 10 – 15 м. Під час фільтрації шкідливих і отруйних газів у зоні нижче рівня вентиляційного штреку з поверхні вибуряють другий ряд свердловин через 10 м. Висока стійкість ВГП дозволяє збільшити розрив у часі між її подачами до 24 год.

#### 7.4. Боротьба з ендогенними пожежами з використанням азоту й інертної піни

Азот у вільному стані безбарвний і не має запаху. Щільність його при температурі 272К і атмосферному тиску дорівнює 1,25 кг/м<sup>3</sup>. Щільність рідкого азоту при температурі кипіння (77,2К) і атмосферному тиску дорівнює 808 кг/м<sup>3</sup>.

Застосування азоту для боротьби з ендогенними пожежами має низку переваг у порівнянні з іншими газами, які не підтримують горіння (водяна пара, діоксид вуглецю й ін.):

- рівномірне розповсюдження азоту в атмосфері пожежної ділянки в зв'язку з його щільністю, близькій до щільності повітря;
- рівномірне переміщення і незначні втрати на шляху руху в ізольованому просторі через незначну сорбцію вугіллям і породою (в 20 – 30 разів менше ніж CO<sub>2</sub>) і невелику розчинність у воді (майже в 60 разів менше ніж CO<sub>2</sub>);
- значний об'єм газу (854 м<sup>3</sup> при температурі 293К), який утворюється під час випарювання 1т рідкого (в 1,8 раз більше ніж при випарюванні 1 т рідкої вуглекислоти).

Охолоджуючий ефект азоту значно вищий ніж у води, і у тих випадках, коли місцеположення осередку пожежі у виробленому просторі невідоме і відведення тепла обумовлене зниженням температури навколишнього середовища.

Застосування азоту для відвернення вибуху обумовлене зниженням концентрації кисню (%) до вибухонебезпечної межі, яка визначається за формулою

$$W = \frac{g_1 c_1 + g_2 c_2 + g_3 c_3}{g_1 + g_2 + g_3}, \quad (7.1)$$

де  $g_1, g_2, g_3$  – концентрація горючих компонентів в атмосфері аварійної ділянки (відповідно метан, водень, окис вуглецю), %;

$c_1, c_2, c_3$  – безпечна концентрація кисню в центрі загоряння кожного компоненту суміші (відповідно метан, водень, окис вуглецю), %;

$c_1 = 10,2\%$ ;  $c_2 = 5\%$ ;  $c_3 = 5,6\%$ .

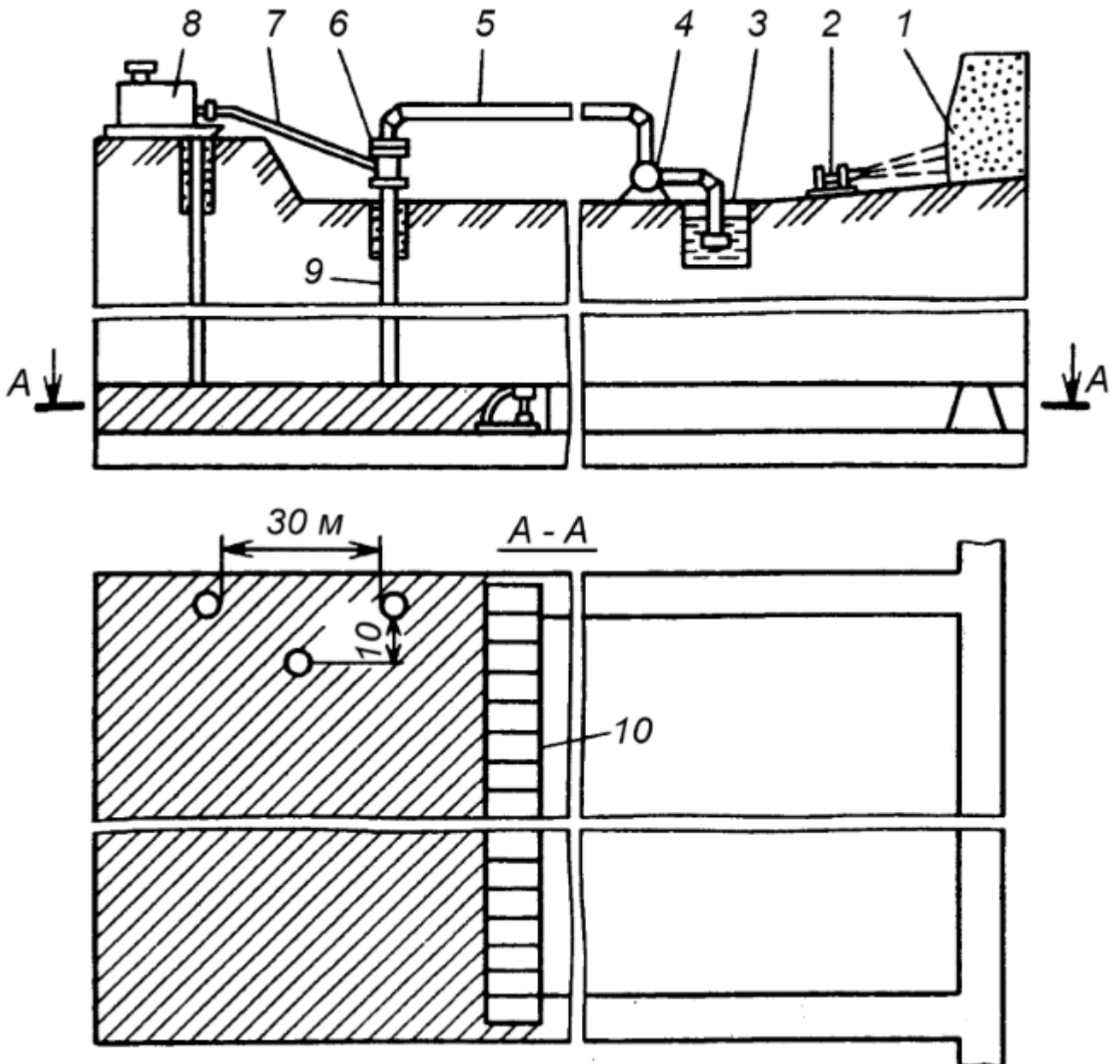


Рис.7.5. Технологічна схема локалізації ендегенних пожеж вспіненою глиняною пульпою на пологих і похилих пластах, які відпрацьовуються стовпами за простяганням: 1 – глиняний вибій; 2 – гідромонітор; 3 – пульпозбиральна яма; 4 – вуглесос; 5 – трубопровід; 6 – пристрій для вспінювання глиняної пульпи; 7 – рукав подачі піноутворювача; 8 – місткість з піноутворювачем; 9 – свердловина; 10 – пересувне механізоване кріплення

Азот може застосовуватись для інертизації атмосфери аварійної ділянки у тих випадках, коли приплив повітря до осередку пожежі не перевищує меж, при яких неможливо забезпечити (при заданому дебіті газу) вибухобезпечну концентрацію кисню. Таке ж обмеження накладається у разі використання

газоподібного азоту для профілактики самозаймання вугілля у виїмкових полях, які мають аеродинамічний зв'язок з поверхнею і зближеними пластами.

Вплив азоту й інертної піни на сорбційну активність вугілля зводиться до наступного [4]:

- азот у рідкому і газоподібному вигляді суттєво не впливає на питому швидкість сорбції кисню свіжим і окисленим вугіллям як в нормальних умовах, так і у разі його попереднього розігріву до високої температури;
- його профілактичний і затухаючий ефект, обумовлений інертизацією атмосфери і виносом тепла із районів формування скупчень вугілля;
- інертна піна в нормальних умовах дезактивує на тривалий термін тільки неокислене вугілля. Тому за аналогією з водоповітряною піною для одночасного використання локалізуючого і профілактичного ефекту її доцільно нагнітати у вироблений простір одразу ж після посування очисного вибою;
- активність вугілля, нагрітого до температури 603К, після обробки інертною піною залишається низькою протягом короткого проміжку часу – від 4 до 14 діб. Це необхідно врахувати в процесі розробки заходів профілактики рецидивів загашених пожеж.

Під час гасіння ендогенних пожеж азотом і інертною піною застосовується наступне обладнання: автомобільна газифікаційна установка для транспортування азоту, шахтна установка для зберігання рідкого азоту, генератор азотної піни, трубопроводи.

Автомобільна газифікаційна установка призначена для транспортування і зберігання рідкого азоту, газифікації (переведення рідкого азоту в газоподібний стан) на місці застосування і наповнення балонів і інших місткостей газоподібним азотом до тиску 20 МПа. Установка розміщується на автомобілі.

Шахтна установка призначена для перевезення рідкого азоту у підземних виробках і використовується під час робіт з профілактики і гасіння ендогенних пожеж з застосуванням інертної піни чи рідкого азоту. Установка має дві цистерни, що розміщені на платформі вагонетки, в які заливають 760 кг азоту.

Генератор азотної піни виробляє інертну піну і нагнітає її по трубопроводах і свердловинах у вироблений простір у період виконання робіт з профілактики і гасіння ендогенних пожеж. Генератор має перехідник для під'єднання до водяного джерела, пінозмішувач, пристрій для інертизації піни, вимірювальний прилад і з'єднуюче колесо (рис.7.6).

Генератор азотної піни може працювати з попередньою газифікацією рідкого азоту і в режимі введення рідкого азоту з цистерни безпосередньо в потік піноутворюючої рідини.

## 7.5. Заходи безпеки в процесі локалізації ендогенних пожеж

Рівень вимог безпеки і зниження ризиків під час локалізації ендогенної пожежі визначається чинниками, за якими вона виявлена, а також температурним і газовим станом у діючих виробках і відпрацьованій частині пласта.

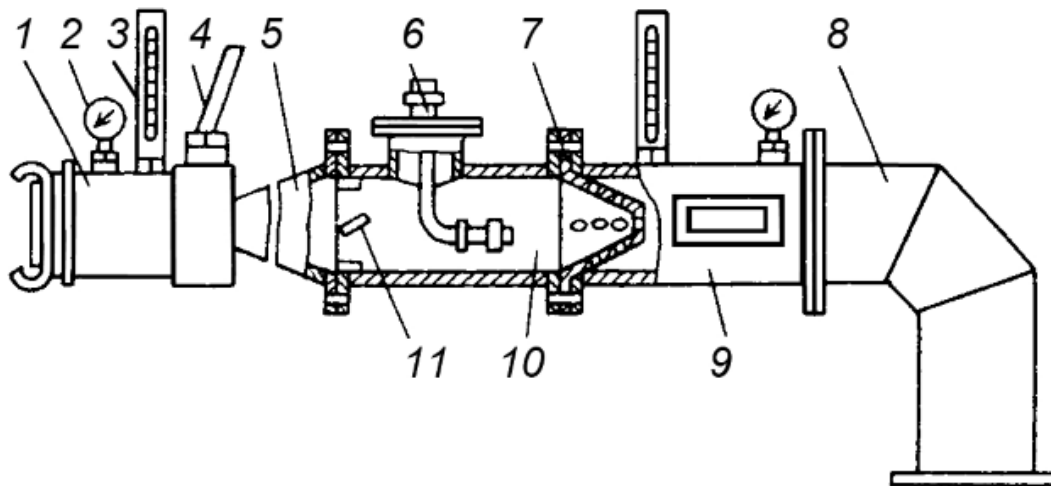


Рис. 7.6. Схема генератора азотної піни:

- 1 – перехідник; 2 – манометр; 3 – термометр; 4 – рукав піноутворювача;
- 5 – пінозмішувач; 6 – вузол введення рідкого чи газоподібного азоту;
- 7 – активатор; 8 – коліно; 9 – вставка; 10 – пристрій інертизації піни;
- 11 – турбулізатор

Локалізація ендогенних пожеж у виробленому просторі діючих виїмкових полів допускається за відсутності загрози вибуху, яка підтверджена результатами температурного і газового контролю. У тих випадках, коли атмосфера в контрольних точках не вибухова, але ендогенна пожежа виявлена по виходу полум'я та диму з виробленого простору, локалізація виконується з обов'язковою попередньою ізоляцією виїмкового поля чи його частини.

За наявності окису вуглецю на робочих місцях і у виробленому просторі на контакт з очисним вибоєм у межах граничної концентрації роботи з локалізації виконуються силами шахти. При підвищеному вмісті окису вуглецю чи загрозі перевищення допустимих меж роботи з локалізації виконуються силами гірничорятувальників і шахти. При цьому робітники шахт повинні знаходитись у виробках із свіжим струменем повітря.

Локалізація ендогенних пожеж у діючих полях без гірничорятувальників виконується за спеціальними проектами.

Оперативна локалізація пожеж з участю гірничорятувальників виконується за спеціальними заходами. В заходах повинні бути визначені: технологічна

схема і параметри нагнітання піни, вспіненої глиняної пульпи чи азоту; межі зони, в яку можуть потрапити газоподібні продукти горіння; місця установлення постів контролю та їх періодичність; місця зберігання резервних респіраторів; зв'язок командного пункту з вибоєм; постами контролю і з місцем розміщення обладнання, яке використовується при локалізації пожежі; порядок допуску робітників, якщо заходи з локалізації виконуються у неробочі зміни і дні; шляхи виходу робітників на свіжий струмінь у випадку виникнення пожежі в інших виробках і виїмкових полях.

Локалізацію з прямою подачею рідкого чи газоподібного азоту у вироблений простір діючих полів необхідно проводити в неробочі дні з обов'язковим контролем за атмосферою у виробках, які мають аеродинамічний зв'язок з осередком пожежі. При цьому дозволяється використовувати азот тільки першого і другого сортів з вмістом азоту не менше 99%. Азот третього сорту, який міститься у вигляді домішки 3% кисню, можна застосовувати під час локалізації та гасіння пожеж тільки для генерації інертного пилу.

Обслуговування обладнання, яке застосовується під час локалізації пожеж з використанням рідкого азоту, інертної піни і вспіненої глиняної пульпи, повинно виконуватись людьми, які навчені за спеціальною програмою, що врахує специфіку робіт з криогенною технікою і з піноутворювачами.

Не допускається суміщення очисних робіт з роботами з гасіння пожежі у виробленому просторі діючого поля. Гасіння з використанням у ролі холодоагенту води, пульпи, піни і рідкого азоту необхідно проводити за спеціальним проектом з обов'язковим виведенням людей з вибоїв і виробок, які мають аеродинамічний зв'язок з осередком пожежі.

Після досягнення ефекту локалізації доробку виїмкового поля необхідно виконувати з застосуванням пінного методу і засобів у режимах профілактики.

#### Список літератури

1. Ржевский В.В. Основы физики горных пород/ В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – М.: Недра, 1984. – 431 с.
2. Самовозгорание промышленных материалов/ [В.С. Веселовский, Н.Д. Алексеева, Л.П. Виноградова и др.]. – М.: Наука, 1964. – 161 с.
3. Линденау Н.И. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах/ Н.И. Линденау, В.М. Маевская, В.Ф. Крилов. – М.: Недра, 1987. – 237с.
4. Тихомиров В.К. Пены, теория и практика их получения и разрушения/ В.К. Тихомиров. – М.: Химия, 1983. – 379 с.

## 8. РИЗИКИ ПРОЯВІВ ГІРСЬКОГО ТИСКУ В КОМПЛЕКСНО-МЕХАНІЗОВАНИХ ЛАВАХ

### 8.1. Природа проявів гірського тиску навколо очисних механізованих вибоїв

У процесі очисних робіт масив гірських порід у зоні дії лави розпочинає посуватись. До початку гірничих робіт (очисних, прохідницьких і ін.) на масив порід діють сили тяжіння самих порід, і вони знаходяться в недоторканому напруженому стані, який є початковим. На формування початкового напруженого стану впливає комплекс чинників, які поділяють на дві групи:

- 1) чинники, які діють постійно і повсюдно;
- 2) чинники, які діють тимчасово і локально.

Перша група включає гравітаційне і температурне поле, фізико-механічні властивості та структурно-механічні особливості гірського масиву, форму рельєфу земної поверхні та космічні чинники.

Друга група чинників враховує вплив тектонічних і гірськотвірних процесів, дію підземних і наземних газів, вод і виробничої діяльності людини.

Гірський тиск виникає під впливом дії сил земного тяжіння (ваги верхньої товщі порід). В недоторканому масиві він проявляється в порожнинах земної кори, поблизу карстів, тріщин, розшарувань, порожнин, заповнених водою, нафтою і газом, тощо.

**Гірський тиск** – це змінний у часі та просторі напружений стан недоторканих і порушених гірських порід і масивів. Іншими словами, під гірським тиском розуміють початковий і додатковий напружений стан порід і гірських масивів, які прилягають до виробки, що виникають і розвиваються внаслідок перерозподілу напружень, викликаних веденням гірничих робіт.

При цьому необхідно чітко розуміти, що кріплення виробок не повинно сприймати весь гірський тиск, а тільки його частину, яка пов'язана зі зміщенням породного контуру. В цьому зв'язку правомірно визначити: навантаження на кріплення – частина гірського тиску, яка сприймається кріпленням, зведеним у виробці. Остання частина гірського тиску сприймається самим породним масивом, яка розподіляється на непорушений масив за рахунок сил тертя і зчеплення частинок породи.

У процесі виробничої діяльності людей під землею утворюються різні порожнини – виробки. Підземний видобуток корисних копалин призводить до зрушення великих мас гірських порід, порушення напруженого їх стану, утворення додаткових напружень.



Аномалії початкових і додаткових напружень, зміни стану масивів, хвильові процеси й інші причини за деяких умов викликають зсуви порід, раптові викиди вугілля, пустих порід, газів у виробках, гірські удари, “вистрілювання” і вичавлювання вугілля, руйнування кріплення, стінок виробок, здимання слабких порід підосви, завали, обвалення порід і тому подібні явища. Усі наслідки гірського тиску називають одним загальним терміном – прояви гірського тиску. Тому вищезазначені чинники накладають обмеження на технологію ведення гірничих робіт.

## 8.2. Прояви опорного тиску навколо гірничих виробок

**Підготовчі виробки.** В недоторканому гірському масиві проходять різні гірничі виробки, які впливають на зміну напружень і деформацій порід. Виникають сили гірського тиску – це дії тіл одне на одне при їх стисканні й утворенні гравітаційного прискорення [1]. Стискання, розтяг, згинання – це зміни форми чи об’єму тіл порівняно з їх початковим станом. Такі зміни називають деформаціями і за наявності таких змін говорять, що тіло деформовано. Якщо сили діють до тих пір, поки тіла деформовані, а потім зникають, то вони (сили) називаються пружними.

Окрім пружних сил при безпосередньому стисканні тіл виникають ще сили тертя і зчеплення. Деформації виникають тому, що різні частини тіла рухаються по-різному.

Власна вага порід, що складають породний масив, викликає прояви внутрішніх сил. Ці сили діють на елементарний об’єм гірського масиву, який має форму куба з усіх сторін. Силу, віднесену до одиниці площі грані такого елементарного куба, називають напруженням.

Гравітаційні сили при горизонтальному положенні земної та достатній витриманості щільності шарів порід у горизонтальних площинах створюють однорідне поле напружень, яке характеризується вертикальним направленням найбільшого (стискаючого) головного компонента напружень  $\sigma_z$  (рис.8.1), величина якого дорівнює вазі стовпа порід

$$\sigma_z = \gamma \cdot H,$$

де  $\gamma$  – середня щільність шарів верхньої товщі порід, т/м<sup>3</sup>;

$H$  – глибина залягання елементарної породної частинки, м.

В однорідному пружному середовищі в непорушеному масиві порід вертикальні  $\sigma_z$  і горизонтальні  $\sigma_x$  і  $\sigma_y$  напруження визначають з виразів

$$\sigma_z = \gamma \cdot H; \quad \sigma_x = \sigma_y = \frac{\rho}{1-\rho} \cdot \gamma \cdot H = \lambda \cdot \sigma_z,$$

де  $\lambda = \rho/(1-\rho)$  – коефіцієнт бокового стиску;

$\rho$  – коефіцієнт Пуассона.

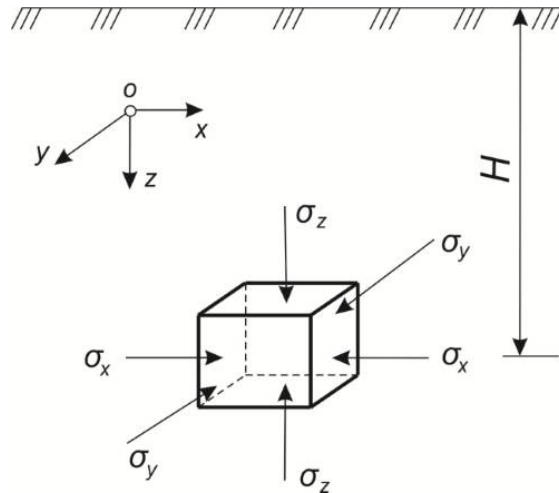


Рис. 8.1. Схема гравітаційних напружень у гірському масиві

Проходка гірничої виробки в непорушеному масиві супроводжується порушеннями природної напруженої рівноваги масиву гірських порід у деякій області довкола виробки. Це пояснюється тим, що стовп породи 4 над виробкою 1 позбавляється безпосередньої опори і зависає над порожниною виробки (рис. 8.2).

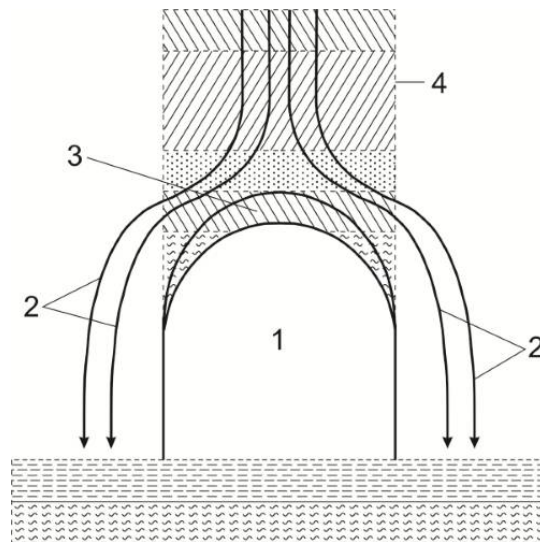


Рис. 8.2. Межі області впливу надштрекового стовпа породи:

- 1 – одиночна гірнича виробка; 2 – напрямок розподілу ваги породного надштрекового стовпа на бокові опори непорушеного гірського масиву;
- 3 – контур склепіння природної рівноваги; 4 – завислий над штреком породний стовп

Сили тертя і зчеплення частинок породного стовпа з сусідніми частинками непорушеного гірського масиву перешкоджають переміщенню надштрекового стовпа у порожнину виробки під дією власної ваги. Найважливіша характеристика сил тертя та, що вони перешкоджають рухові кожної з суміжних частинок відносно одна одної чи перешкоджають самому виникненню цього руху. Одночасно з цим між суміжними ділянками масиву порід існують сили зчеплення, які при сповзанні направлені в протилежний бік цьому сповзанню.

У таких умовах вага завислого над виробкою стовпа породи розподіляється на непорушений породний масив у боках виробки 1. Таким чином, стовп породи над штреком, який опирається на дві бокові опори біля штреку, опиняється у стисненому стані. Разом з самим стовпом породи опиняються у стисненому стані і дві породні опори у боках виробки. Сили, які діють на стовп породи з боку двох бічних опор, – це сили пружності (рис.8.3, зона 2).

Стовп породи над штреком (див. рис. 8.1) у цьому випадку опиняється у рівновазі під дією сил пружності та сил власного тяжіння, а кожна частинка стовпа породи 4 над виробкою 1 також опиняється у рівновазі під дією сил власного тяжіння і пружних сил, які діють на дану частину стовпа.

Однак гірнична виробка 1 порушує природну рівновагу і напруження у породах покрівлі та підшви виробки зменшуються (див. рис. 8.3, зона 1), а у боках підвищується (зона 2), тобто у породах масиву довкола виробки формуються дві нові зони напруженого стану: область знижених напружень (у покрівлі та підшві) й область підвищених напружень (у боках). Таким чином, у боках виробки з'явилися додаткові стискні напруження

$$\sigma_{cm} = \varphi \cdot \gamma \cdot H, \quad (8.4)$$

де  $\varphi$  – коефіцієнт концентрації стискних напружень,  $\varphi = 2 - 5,5$ .

Цю частину масиву часто називають областю чи зоною **опорного тиску**, оскільки в ній знаходять опору породи, що залягають і зависають у покрівлі виробки. За зонами зниженого напруження 1 й опорного тиску 2 породи знаходяться у природному напруженому стані (зона 3) (див. рис. 8.3). Розміри опорної зони 2 розподілу напружень у породному масиві довкола виробки, в якій відбуваються зміни природного поля напружень в результаті проходки виробки, порівняно невеликі і залежать від розмірів поперечного перерізу виробки та інших чинників. Для виробок прямокутної форми перерізу вони складають 3,5 від ширини виробки; для виробок склепистої форми – 2,5 – 3, а для круглої й еліптичної форм – 1,5 – 2,5 ширини виробки у проходці.

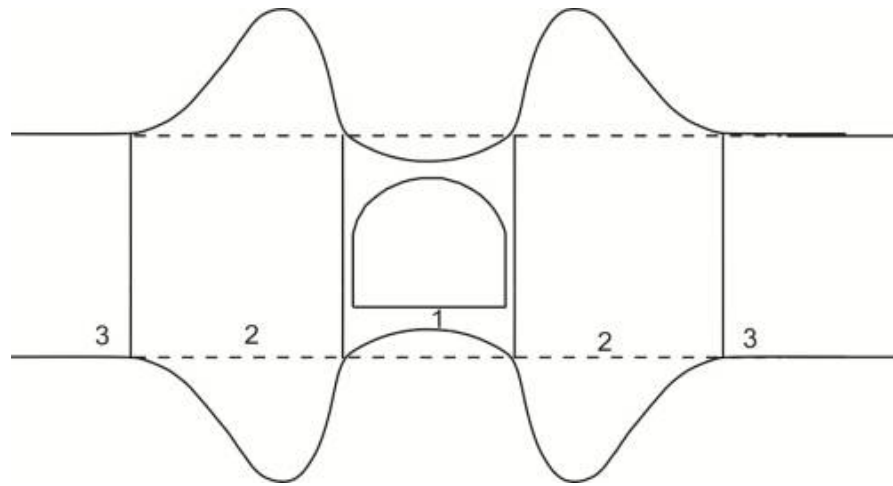


Рис. 8.3. Схема розподілу напружень та зони різного напруженого стану порід навколо гірничої виробки: 1 – зона понижених напружень; 2 – зони опорного тиску; 3 – зони природного напруженого стану порід масиву

Згідно з теорією про склепіння природної рівноваги професора М.М. Протодьяконова, тиск на кріплення горизонтальної виробки відбувається в основному з боку порід покрівлі і він не залежить від глибини розташування її від поверхні землі.

Різні частини стовпа гірського масиву, що завис над одиночною виробкою, починають посуватись по-різному, і найближчі шари породи над контуром виробки змінюють свою форму – виникають деформації.

Деформації та сили пружності найбільш великі внизу на зовнішньому контурі кріплення виробки і поступово зменшуються до нуля на деякій висоті від контуру виробки. Причина зміни зчеплення порід – вплив розтяжних напружень, структурні руйнування на поверхнях ослаблених порід кліважем, шаруватістю і тріщинами на контактах шарів і т.п. Виникають активні сили ваги розтрісканих блоків породи, що призводять до значних величин розшарувань і зсувів порід у порожнину виробки [2]. Це призводить до утворення склепіння природної рівноваги. Після утворення склепіння породні блоки в середині нього не контактують між собою через тріщини, утворюється зона порушення суцільності та пластичних деформацій елементами руйнування масиву у покрівлі, у боках і підшві виробки (рис. 8.4). В цих умовах, при нестійкому стані порід навколо виробки утворюється область зруйнованих і напівзруйнованих порід, в якій напруження понижуються до мінімальної величини з утворенням зони понижених напружень (рис. 8.5).

Під дією зони опорного тиску, утвореного від ваги породного надштрекового пласта 4, яка розподіляється на бокові опори (див. рис. 8.2, стрілки 2), у породах підшви виробки також утворюється додатковий тиск

гірських порід, що проявляється у вигляді видавлювання породи (випинання) у порожнину виробки.

Тому у більшості випадків випинання підшви необхідно розглядати як наслідок зім'яття й утворення складок у породних шарах підшви під дією горизонтальних переміщень породи. Горизонтальне переміщення порід підшви відбувається під дією опорного тиску у боках виробки від ваги надштрекового стовпа породи за аналогією з випинанням будь-якого пластичного матеріалу з-під штампа.



Рис. 8.4. Характер тріщинуватості порід навколо виробки



Рис. 8.5. Схема утворення зон напруженого стану при нестійкому стані бокових порід

Зім'яті в складку від горизонтальних напружень породні шари починають видавлюватись у виробку під дією вже вертикального тиску.

Присутність води знижує зчеплення і тертя на поверхнях контакту шарів і площинах тріщин та зменшує таким чином опірність шарів зминанню у складки і прискорює рух порід у вертикальному напрямку в порожнину виробки. Частково, під дією води, послабляється структура породи, при цьому глинисті породи швидко набухають і легко рухаються у порожнину виробки. У подібних випадках порода отримує рідку консистенцію або подрібнену на дрібні куски масу, яка видавлюється у виробку.

**Очисні виробки.** Прояви гірського тиску в очисних вибоях складні, різнобічні та суттєво відрізняються від його проявів у підготовчих і капітальних виробках.

Найбільш чітко динаміка опорного тиску виражена у передній зоні лави поза лінією очисної виробки в зоні вугільного пласта (рис.8.6).

Посування очисного вибою викликає зростання довжини виробленого простору позаду лави і збільшення прогону безпосередньої, основної покрівлі та покриваючої товщі порід, тобто зростає сумарний згинальний момент, який діє в площині, перпендикулярній до вибою.

Зростання цього моменту залежить від збільшення прогону привибійного простору, для якого прийняті позначення  $l_1, l_2, l_3$  (рис. 8.6, а).

За деяких рівноважних умов динаміка опорного тиску залежить від стійкості крайової зони пласта.

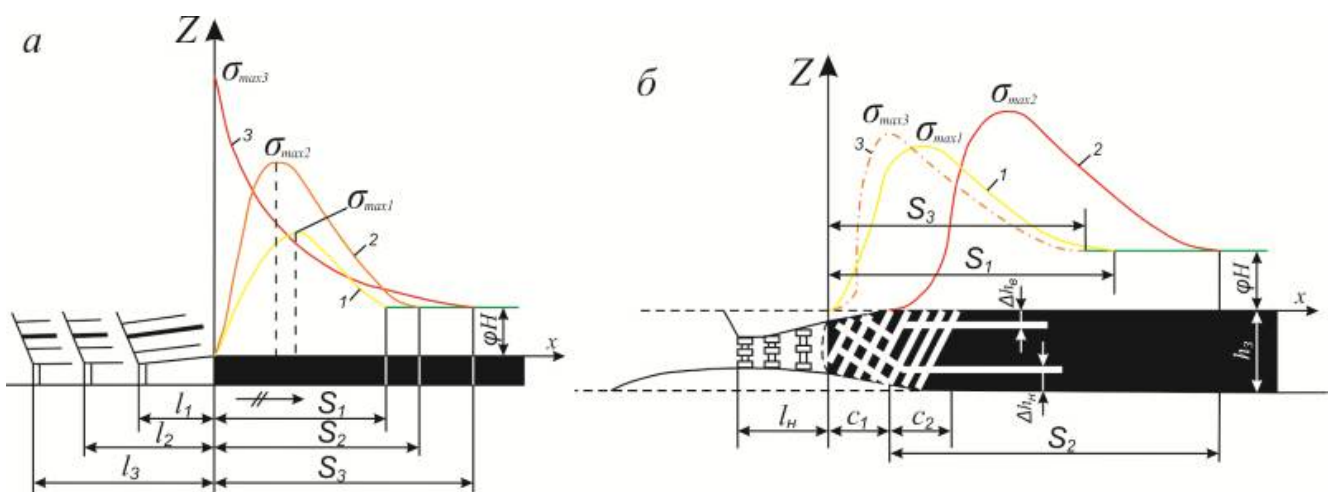


Рис. 8.6. Зміни опорного тиску залежно від величини прогону відслонень покриваючої товщі порід: а – крайова зона незруйнована; б – крайова зона зруйнована

При збереженні стійкості крайової зони, коли її руйнування не відбувається, і при її досить малих деформаціях ковзання дія опорного тиску призводить до стискання крайової зони і видавлювання порід підшоши.

Характер епюр опорного тиску (1, 2, 3) залежить від величини прогонів  $l_1$ ,  $l_2$ ,  $l_3$ .

У процесі зростання прогону виробки інтенсивність опорного тиску  $i$ , як правило, ширина його зони  $S$  зростають, а його максимум все ближче наближається до лінії очисного вибою.

Породи покриваючої товщі в процесі посування лави деформуються і руйнуються пачками і мають свої прогони. Під час зростання прогонів пачок відбувається навантаження вугільного масиву поблизу контуру, що призводить до роздавлювання крайової зони (віджимання вугілля у привибійний простір), інтенсивність і характер перерозподілу опорного тиску сильно змінюється (див. рис. 8, б).

Під час кожного стискання крайової зони пласта опорним тиском відбуваються пружні деформації, а в часі розповсюджуються деформації повзучості, які призводять до ущільнення і руйнування крайової зони з утворенням двох зон: зона руйнування  $C_1$  і зона ущільнення  $C_2$ .

Роздавлювання крайової зони призводить до відповідного зростання прогону  $i$ , звичайно, до збільшення інтенсивності та ширини зони  $S$  опорного тиску, при цьому максимум опорного тиску переміщується в напрямку від лінії очисного вибою.

Якщо еюра опорного тиску до роздавлювання крайової зони мала вигляд кривої 1 (рис. 8.6, б), то після роздавлювання крайової зони вона переходить в криву 2. У тих випадках, коли роздавлювання крайової зони не відбувається, а створюється її ущільнення, еюра опорного тиску може мати вигляд кривої 3.

Інтенсивність і еюра розподілу опорного тиску не є стабільними. Після чергового розлому основної покрівлі та чергової усадки всієї покриваючої товщі в процесі посування очисного вибою опорний тиск змінюється поступово і східчасто, при цьому його інтенсивність зростає до максимальної, що відповідає попередньому моменту. До повної покрівлі опорний тиск різко зменшується.

Загальний характер деформацій і руйнувань порід покриваючої товщі навколо очисного вибою наведений на рис. 8.7.

Лава починає рухатись від розрізної печі, де монтувався механізований комплекс. У процесі цього руху відслонюється безпосередня покрівля, яка працювала аналогічно плиті, закріпленій на чотиристоронньому контурі. В плиті розпочинають розвиватись деформації згину; величина вигину і стріла прогину зростають до першого обвалення покрівлі. Такий режим має назву

початкового режиму роботи безпосередньої покрівлі. Граничний прогон безпосередньої покрівлі в цьому режимі називається початковим кроком її обвалення.

Крок першого чи початкового обвалювання безпосередньої покрівлі коливається в межах 8 – 20 м, місце максимального опускання покрівлі знаходиться поблизу середини прогону, ближче до колишньої розрізної печі, внаслідок накопичення деформацій повзучості.

У процесі подальшого посування лави відбуваються періодичне осідання безпосередньої покрівлі з кроком посадки в середньому 1 – 2 м, який в деяких випадках можна регулювати. Частіше він залежить від ступеня тріщинуватості порід покрівлі, багатьох інших чинників і глибини. Зі збільшенням глибини ступінь тріщинуватості безпосередньої покрівлі зростає.

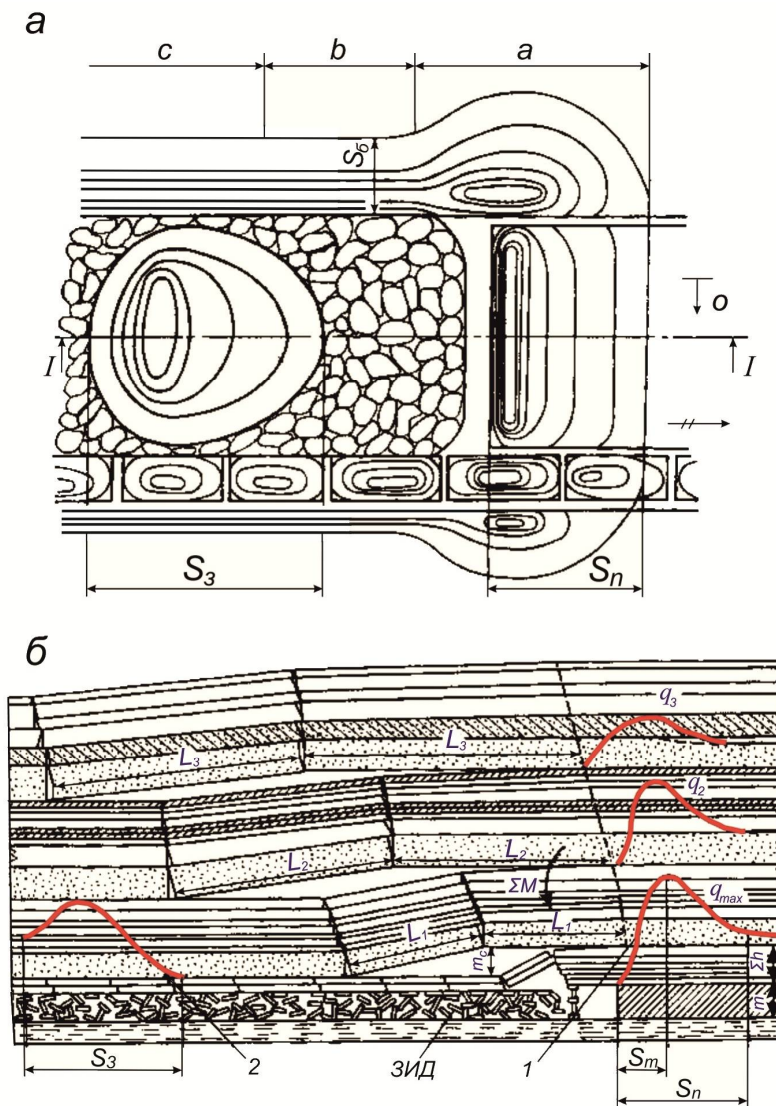


Рис. 8.7. Деформації, напруги і руйнування порід покриваючої товщі та зони опорного тиску: а – розріз в площині пласта; б – переріз за простяганням в середині лави



У виробленому просторі обвалені та розпушені породи утворюють зону інтенсивного подрібнення (див. рис. 8.7, б).

Висота цієї зони

$$h_p = k_{cp} \cdot \sum h,$$

де  $k_{cp}$  – коефіцієнт розпушування порід безпосередньої покрівлі,  $k_{cp} > 1$ ;

$\sum h$  – сумарна потужність безпосередньої покрівлі.

Основна покрівля в цей період навантажена власною вагою і вагою пачки покриваючих її менш міцних порід. У момент вичерпання своєї несучої здатності основна покрівля обвалюється. Це явище називається першим обваленням основної покрівлі. Воно відбувається при величині прогонів 25 – 100 м і накопичує величезну потенціальну енергію. Часто перше обвалення супроводжується руйнуванням безпосередньої покрівлі, деформаціями кріплення, вивалами породи з покрівлі, інтенсивним віджиманням крайової зони лави, частковими, а нерідко і повними завалами лав, повітряними ударами.

Після першого обвалення по всій ширині лави відбуваються періодичні розломи основної покрівлі, яка обвалюється періодично блоками.

Під час подальшого посування очисного вибою основна покрівля все більше і більше відслонюється, її деформації згину зростають.

Вона утворює зависання доти, поки воно не досягне критичного прогону  $L_1$  (див. рис. 8.7, б). Це зависання основної покрівлі створює свій згинальний момент  $M$ , який досягає максимуму при прогоні  $L_1$  трохи попереду очисного вибою над його крайовою зоною. За черговим розломом покрівлі починається її поворот біля нижчої частини поверхні розлому, де утворюється свого роду шарнір. Поворот відбувається до тих пір, поки блок основної покрівлі не наляже своїм заднім кінцем на обвалені породи безпосередньої покрівлі у виробленому просторі (рис. 8.7, б). Величина кроку обвалення коливається в межах 10 – 30 м залежно від гірничо-геологічних умов.

Породи покриваючої товщі при сумісному деформуванні утворюють окремі шари, пачки і в основі цих шарів лежать породи – мости. Вони деформуються і руйнуються подібно основній покрівлі, тобто руйнуються блоками і з відносно великим кроком обвалення. Кожна пачка шарів і окремий шар покриваючої товщі до самої поверхні мають свої відслоєння і кроки обвалення  $L_1$ ,  $L_2$ ,  $L_3$ , внаслідок чого створюються зависання і порожнини розшарувань порід у покриваючому масиві.

Кожен шар і кожна пачка шарів створюють свої згинальні моменти, які складаються, і на рівні покрівлі розроблюваного пласта утворюють сумарний згинальний момент  $\sum M$  над очисним вибоєм. Сумарна дія сумарного моменту і вага стовпа порід до поверхні створюють над крайовою зоною попереду вибою

очисної виробки опорний тиск. Аналогічно створюється опорний тиск і на інші крайові зони очисної виробки.

Загальний характер розподілу опорного тиску в площині пласта наведено в ізолініях тисків на рис. 8.7, а.

При орієнтуванні відносно очисного вибою в цій площині утворюються наступні зони опорного тиску: 1 – передня; 2 – задня і бокові (за падінням і підняттям). Крім того, за характером змін опорного тиску виділяються зони: а – динамічних проявів опорного тиску; в – затухання динамічних проявів опорного тиску; с – статичного стану опорного тиску (див. рис. 8.7,а).

Основними параметрами опорного тиску є: характер епюр, максимум опорного тиску  $q_{max}$ , ширина передньої  $S_p$ , задньої  $S_z$  і бічної  $S_b$  його зон і відстань максимуму переднього опорного тиску  $S_m$  до очисного вибою.

Під впливом зон опорного тиску у підстилаючих породах утворюються зони концентрації напружень. Крайові зони очисного вибою діють на підстилаючу товщу подібно штампам, внаслідок чого в ній утворюються зони підвищених напружень I і розвантажень II (рис. 8.8), що мають свої параметри: глибину  $Z$  і ширину  $S$ , які змінюються залежно від зміни параметрів опорного тиску.

Загальний характер всіх зон у розрізі за падінням наведено на рис. 8.8, б. У покриваючій товщі чітко виділяються зона інтенсивного подрібнення і над нею до наносів – зона шарнірно-блокового переміщення порід, яка обмежена зверху наносами, а за падінням і підняттям – кутами розломів (обвалень)  $\delta$ . Кути повних зсувів  $\psi_z$  не можна використовувати для визначення наведених меж, оскільки вони суттєво відрізняються від кутів  $\delta$ .

Кути  $\delta$  змінюються в межах  $60 - 80^\circ$ . При достатньо великій глибині робіт, внаслідок зменшення прогонів шарів у напрямку знизу вгору, над зоною шарнірно-блочного переміщення може утворюватись зона згину.

На рис. 8.8, б цифрами IV наведені зони підвищених напружень, а цифрами V – зони розвантаження (знижених напружень) меж виробленого простору.

### **8.3. Особливості взаємодії механізованого кріплення з вуглевмісними масивами**

В Україні сприятливі умови для впровадження механізованого кріплення на пластах потужністю понад 1,2 м майже вичерпані, і тому головний приріст видобутку вугілля в подальшому передбачається одержати на пластах потужністю менш 1,2 м. У цьому основна перепона подальшого використання

механізованого кріплення, пов'язаного із різними ризиками при взаємодії такого кріплення з бічними породами на пологих пластах під час керування покрівлею в лаві повним обваленням.

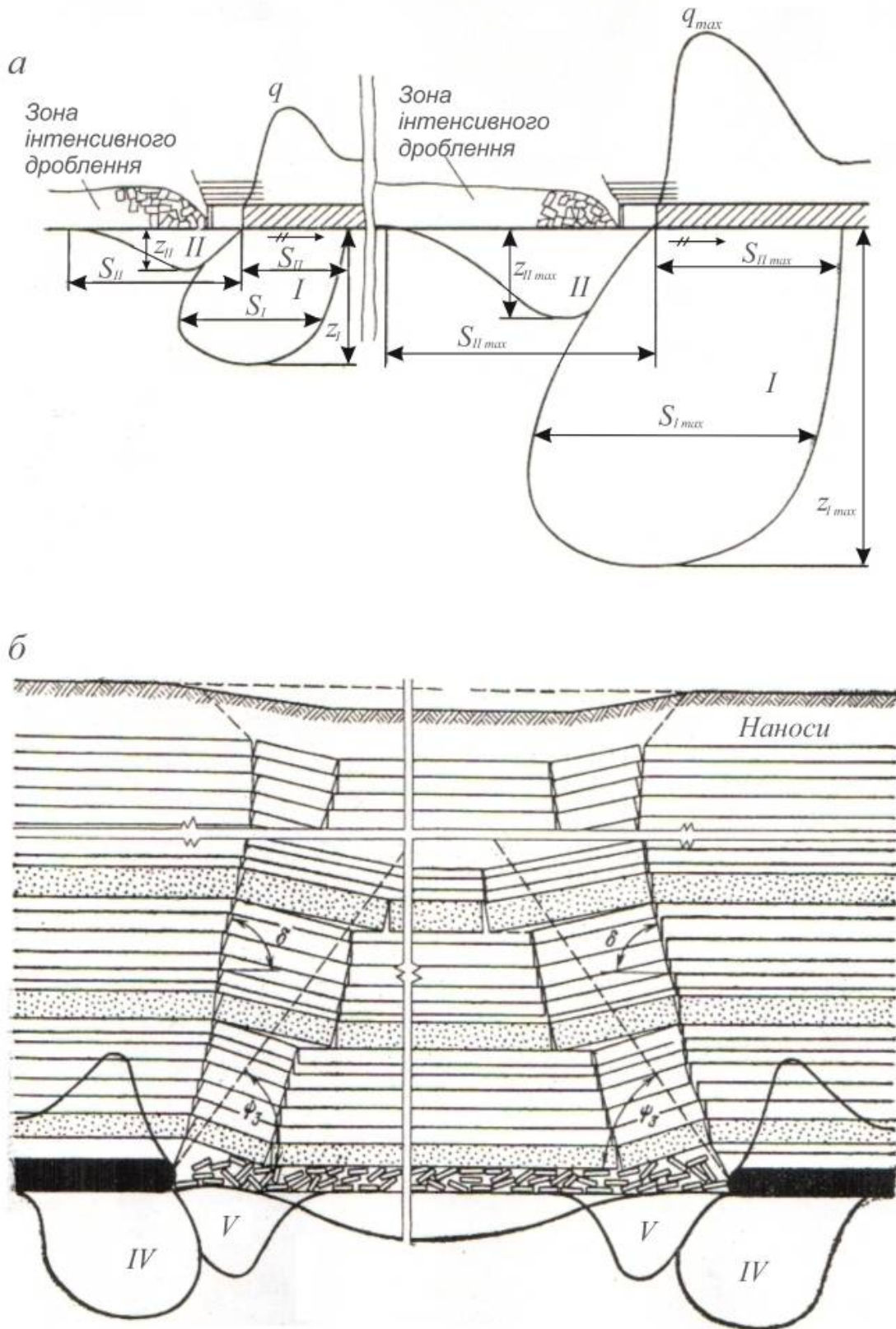


Рис. 8.8. Розподіл основних зон опорного тиску, зон підвищених напружень і розвантаження в перерізах: а – за простяганням; б – за падінням

Одним з найважливіших напрямів, запропонованих авторами цієї книги, які забезпечать зростання видобутку та підвищення ефективності виймання вугілля в нашій країні, є застосування багатокомбайнової технології в одному комплексно-механізованому очисному вибої [3]. Нові техніко-технологічні рішення у багатокомбайнових лавах дозволяють використання їх на газових шахтах, які забезпечать підвищення середньодобового навантаження на одну лаву до 5 – 7 тис. т, або 1,5 – 2,0 млн т/рік на тонких пластах (до 1,2 м).

Така технологія видобутку вугілля призначена для застосування при проектуванні та будівництві нових шахт, реконструкції та модернізації діючого шахтного фонду (рис. 8.9).

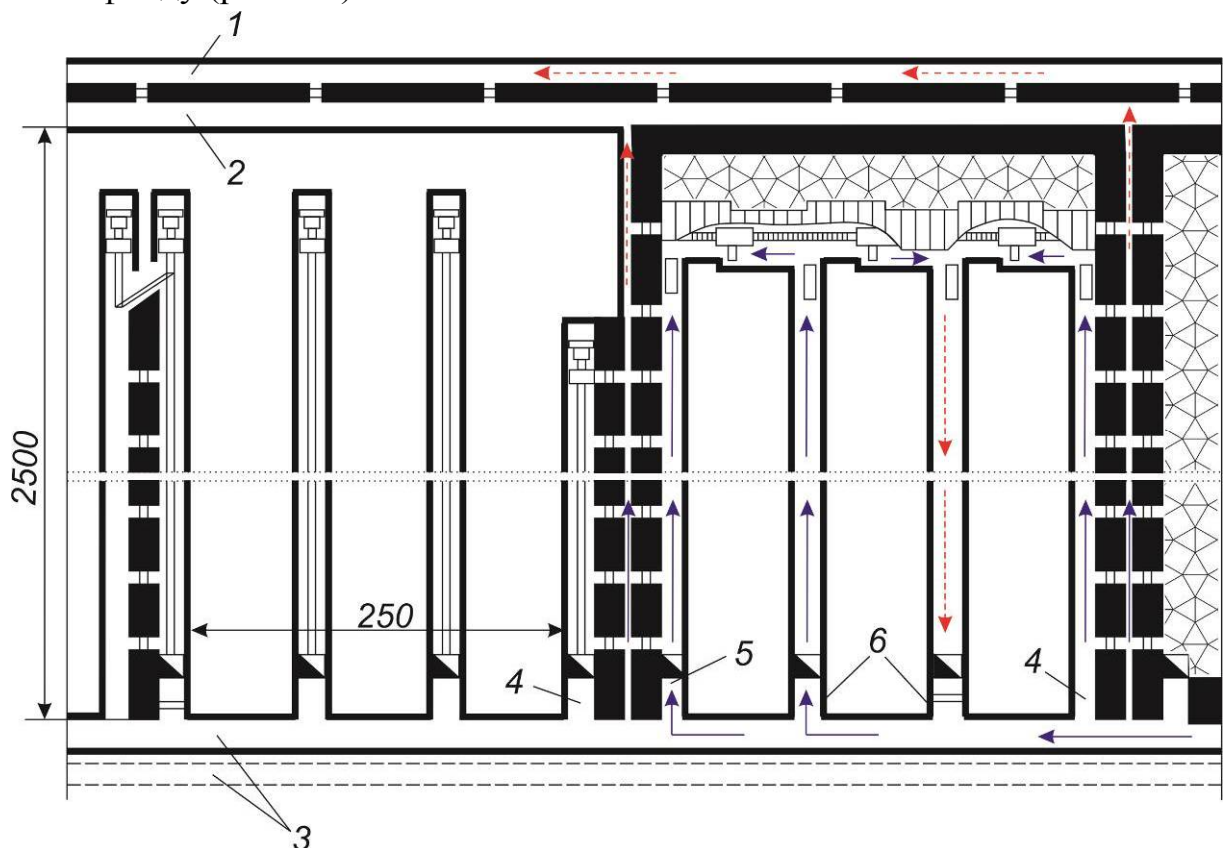


Рис. 8.9. Технологічна схема виймання вугілля трьома очисними комбайнами з окремо провітрюваними частинами лави: 1 – штрек вентиляційного горизонту; 2 – просік вентиляційного горизонту; 3 – польова і пластова магістральні виробки; 4 – вентиляційний просік; 5 – конвеєрний штрек лави; 6 – середній вентиляційний штрек

Механізоване кріплення впливає на поведінку бічних порід, з його допомогою керують покрівлею і подошвою в робочому просторі лави. Умови взаємодії цих систем визначають закономірності деформування, переміщення, руйнування й обвалення порід. Закономірності взаємодії механізованого кріплення з бічними породами дозволяють нейтралізувати негативні ризики під час експлуатації комплексно-механізованих комплексів. Ці ризики виникають

під впливом проявів гірського тиску в лавах, які призводять до опускання безпосередньої покрівлі, вивалювання порід, завалення лав, здимання підосви, віджимання вугілля, зростання тріщиноутворень у породах.

**Вивалювання порід покрівлі** відбувається через слабкий зв'язок між блоками, які складають нижні ділянки безпосередньої покрівлі через втрату тертя і зчеплення між собою. В процесі випадання дрібних порід між зазорами перекриття механізованого кріплення, на ділянках відслонень покрівлі відбувається обвалення порід. Вивали мають в основному куполоподібну форму, а при випаданні крупних блоків (глиб) вивали мають призматичну форму.

**Завалення лав** породою покрівлі у привибійному просторі при його великій протяжності може бути повним або частковим. Найчастіше завалення бувають в період перших осідань покрівлі, вторинних осідань основної покрівлі і в зонах геологічних порушень.

Здимання підосви є наслідком утворення високого тиску крайової частини пласта від ваги породних консолей покрівлі. Тиск порід на безпосередню підосву викликає переміщення (здимання) порід підосви у привибійному просторі. Це явище спостерігається у тих випадках, коли безпосередньо під пластом залягають слабкі глиняні породи. Інтенсивність здимання також буває в періоди вторинних осідань і наявності зволоження порід підосви.

Віджимання вугілля відбувається за рахунок руйнування крайових зон у привибійному просторі лави під дією опорного тиску. Від вибою пласта відколюються глиби, уламки різної крупності, дрібняк, утворюється пил, загромождається привибійний простір. Крупні глиби падають на лавний конвеєр, заважають рухові очисного комбайна, їх подрібнюють вручну. Окрім цього, покрівля отримує додаткові відслонення, що іноді супроводжується обваленням несправжньої покрівлі та завалами.

Тріщинуватість порід безпосередньої покрівлі у привибійному просторі зростає під дією опорного тиску, який створюється вагою покриваючої товщі. Як відомо, тріщини безпосередньої покрівлі зі збільшенням відстані від вибою все більше і більше розкриваються. А при зростанні глибини гірничих робіт тріщинуватість також зростає.

Складні гірничогеологічні умови виникають при розробці вугільних пластів з важкообвалюваними породами основної покрівлі, які в періоди проявів осідань основної покрівлі створюють підвищені активні навантаження на кріплення очисних виробок. Одночасне обвалення значних площ завислої покрівлі (до 10 – 20 тис.м<sup>2</sup>) у періоди проявів первинних осідань покрівлі супроводжується небезпечними динамічними впливами на елементи секцій механізованого кріплення, призводить до їх деформування чи утворення

осередків мікроруйнувань, які зменшують робочий ресурс механізованого кріплення.

#### **8.4. Фізико-хімічне зміцнення порід покрівлі в комплексно-механізованих лавах**

Основні причини зниження навантаження на комплексно-механізований вибій (КМВ) пояснюються ризиками, пов'язаними з обваленнями нестійких порід покрівлі, простоями очисної техніки, підвищенням трудомісткості робіт на кінцевих операціях, зниженням продуктивності праці, погіршенням умов і безпеки праці гірників.

Видобуток вугілля у вибоях з нестійкою покрівлею суттєво зменшується, зростає зольність вугілля. На потужних пластах під дією значного гірського тиску відбувається віджимання вугілля у верхній частині пласта, що супроводжується тріщиноутворенням порід покрівлі, їх вивалюванням, яке досягає 8 м і більше. Більшість комплексів не забезпечує задовільного підтримання нестійкої покрівлі.

Практика останніх років показала, що надійним засобом зміцнення нестійких порід є фізико-хімічні методи, які ґрунтуються на нагнітанні у тріщини порід рідких хімічних композицій, які спроможні створити затвердіння і склеїти породи в моноліт.

Для більшості типів механізованого кріплення має місце велика ширина (0,3 – 0,8 м) відслонень смуги покрівлі між вибоєм і передніми кінцями верхняків на всій довжині лави. Крім того, точка силового контакту між верхняком і покрівлею звичайно розташована на значній відстані від переднього кінця верхняка. Ширина цієї смуги може перевищувати 1 м, що збільшує простір відслонень покрівлі.

Пересування секцій та кріплення відбувається з деяким відставанням від комбайна, що також збільшує оголюваний простір покрівлі та викликає обвалення порід. Передні консолі більшості кріплення підтримуючого і підтримуючо-захисного типів не створюють достатнього підпору покрівлі під час початкового розпору гідростояків. Крім того, обвалення покрівлі в робочий простір часто обумовлюється незадовільним станом комплексів і невідповідністю їх гірничотехнічним вимогам.

Досвід роботи шахт Донбасу показав, що підтримання стійкості виробок, які ослаблені тріщинами, традиційними методами призводить до зростання трудомісткості робіт, підвищенню матеріальних витрат, порушенню циклічності основного технологічного процесу. В період переходу

комплексами геологічних порушень зменшуються навантаження на очисні вибої.

У ролі заходів із запобігання обваленням порід у робочий простір на гірничих підприємствах використовують традиційні методи. Для закладання куполів, які утворились через обвалення нестійкої покрівлі, застосовують костри з дерев'яних брусків, які викладають в утворені порожнини (рис. 8.10). На багатьох шахтах для запобігання вивалоутворенням під покрівлею залишають вугільні прошарки. Іноді безпосередньо прилеглий до пласта шар несправжньої покрівлі виймається разом з вугіллям. Закладання пустот лісоматеріалами і зберігання захисної пачки вугілля доцільно використовувати при порівняно невеликих вивалоутвореннях (до 0,5 – 0,6 м). При зростаючій потужності порушень такі заходи неефективні, оскільки зростають тривалість перестоювань очисних виробок і втрати добового навантаження (в середньому на 25 – 50%). В процесі розробки пластів потужністю понад 2,5 м для запобігання віджиманню вугільного вибою і покращення умов праці механізованих комплексів застосовують металічні рейки і дерев'яні костри з брусків.

Останнім часом одержали розвиток нові технології зміцнення порід шляхом нагнітання зв'язуючих складів хімічних речовин у порушені породи як в очисних, так і підготовчих виробках.

Схема проведення робіт основана на бурінні в зонах порушення породи шпурів довжиною до 4 – 4,5 м діаметром 42 мм безпосередньо з лави чи штреку. Обладнання для нагнітання і місткості зі скріплюючими розчинами розташовуються в штреках. Схема розташування обладнання та буріння шпурів при зміцненні порід покрівлі очисного вибою шахти наведена на рис. 8.11.

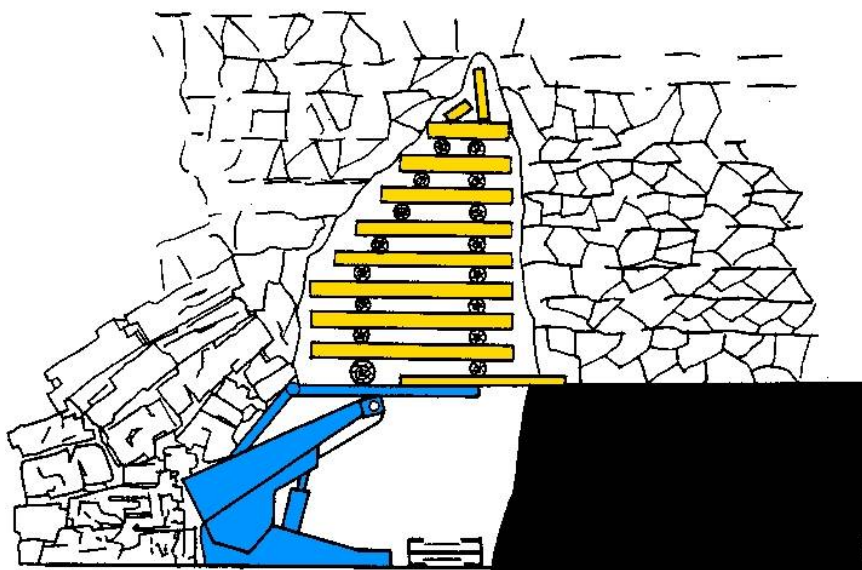


Рис. 8.10. Схема вивалоутворення в покрівлі очисного вибою і закладання порожнин дерев'яними кострами

Зміцнення нестійкої покрівлі порід виконується в основному карбамідними, фенолформальдегідними і магнезіальними сумішами.

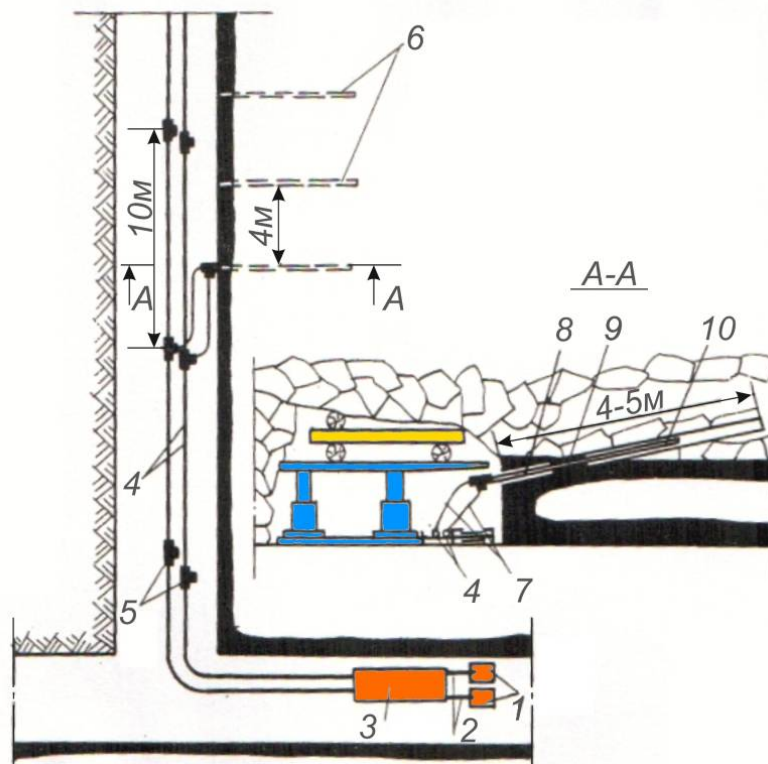


Рис. 8.11. Схема розташування нагнітального обладнання і розташування шпурів під час зміцнення поліуретаном порід покрівлі очисного вибою:  
 1 – місткості з компонентами поліуретанової суміші; 2 – всмоктувальні шланги;  
 3 – нагнітальна установка; 4 – магістральні шланги для подачі компонентів поліуретанової суміші; 5 – з'єднуючі муфти; 6 – шпури;  
 7 – відвідні шланги; 8 – завантажувальна трубка із статичним змішувачем всередині; 9 – герметизатор шпуру; 10 – розподільна трубка з подовжувальним патрубком

Найбільший ефект досягається під час випереджаючого зміцнення порід покрівлі та сполученні лав зі штреками в очисних виробках, обладнаних механізованими комплексами.

Таким чином, завдання забезпечення проектного навантаження на очисний вибій зі складними геологічними умовами у повному обсязі не вирішує ні створення нових типів кріплень, ні вдосконалення технологічних схем виймання вугілля, ні застосування традиційних методів запобігання обваленням з допомогою лісоматеріалів, прутів і інших засобів. Сучасний досвід показує, що найбільш ефективним і безпечним засобом підвищення стійкості порушених порід в очисних вибоях є їх випереджаюче зміцнення нагнітанням швидкотвердіючими розчинами, тобто фізико-хімічними методами. В



теперішній час застосовують два різновиди фізико-хімічної дії: нагнітання хімічних розчинів в тріщинуваті породи й армування стрижнями, які закріплюють на всій довжині хімічним анкеруванням. Метод хімічного анкерування застосовують для підвищення стійкості локальних зон, які обвалюються крупними кусками (0,8 – 1,5 м). Метод нагнітання хімічних речовин економічно є більш вигідним для зміцнення порід, руйнування яких є значним як за площею, так і за об'ємом.

Система шпурів для нагнітання скріплюючих сумішей характеризується довжиною  $l_{ш}$  окремого шпуру, кутом  $\beta$  його нахилу до площини напластування, відстанню  $a_p$  між шпурами на довжині зміцнюючої зони в лаві. Для запобігання ін'єктованню матеріалу через тріщини у робочий простір передбачається герметизація частини на деяку глибину  $l_2$  від його устя.

Під час нагнітання частина тріщин і порожнин у масиві заповнюється скріплюючим розчином. Ступінь цього заповнення відображається коефіцієнтом  $m$ , який відповідає відношенню об'єму порожнин, що зайняті скріплюючою сумішшю, до загального об'єму порожнин, які утворилися внаслідок руйнування породного масиву шаруватістю і тріщинуватістю. Залежно від ступеня руйнування масиву його зміцнення може бути досягнуто при тій чи іншій величині питомих витрат  $q$  закріплюючого розчину на одиницю оброблюваного об'єму породи. Після зупинки нагнітання розчину навколо шпуру по всій довжині його фільтруючої частини  $l_{\phi} = l_{ш} - l_2$  утворюється зона зміцнених порід радіусом  $R$ .

Кількість скріплюючої суміші, яка нагнітається в один шпур, визначається за формулою

$$Q_c = \pi \cdot R^2 \cdot l_{\phi} \cdot q.$$

Питомі витрати закріплюючого розчину становлять

$$q = \frac{Q_c}{Q_n} \cdot (\psi - V) \cdot m,$$

де  $Q_n$  – об'єм зміцненої породи, м<sup>3</sup>;

$\psi$  – пористість породи %;

$V$  – зволоженість породи після нагнітання, %.

Залежність значення об'ємної швидкості нагнітання від величини тиску на 1 м довжини фільтруючої ділянки свердловини визначається за формулою

$$W = 2\pi \frac{\phi}{\eta} \cdot \Delta N \cdot l_{\phi} \cdot 10^2,$$

де  $\phi$  – коефіцієнт проникності породного масиву;

$\eta$  – в'язкість нагнітаючої рідини, Па·с;

$\Delta N$  – величина тиску на 1 м довжини свердловини, Па.

Залежність пористості породи від радіусу розповсюдження скріплюючого розчину і темпу нагнітання

$$\Psi = \frac{k \cdot \omega \cdot T}{l_{\phi} \cdot (R^2 - r^2)},$$

де  $k$  – коефіцієнт,

$\omega$  – об'ємна швидкість чи темп нагнітання, л/хв;

$T$  – тривалість нагнітання, хв;

$R$  – радіус нагнітального шпуру (свердловини), м.

Максимальний тиск нагнітання  $\Delta N$  приймається таким, щоб не викликати гідравлічного розриву зміцнюючого масиву на поверхнях найбільшого послаблення.

Довжина шпуру для нагнітання закріплюючого розчину визначається за формулою

$$l_{ш} = n_{дiб} \cdot v_{дiб} - R + 0,5,$$

де  $n_{дiб}$  – кількість днів, на які готується фронт робіт;

$v_{дiб}$  – добове посування лінії очисного вибою, м.

Параметри технології зміцнення порід в зоні дії очисних робіт наступні: довжина шпурів – 3,5 м; кут нахилу шпуру над пластом – 10 – 15°; відстань між шпурами – 2 – 2,5 м, тиск нагнітання 60 Н/см<sup>2</sup>, витрати розчину – 50 л/шпур, темп закачування – 8 – 10 л/хв.

**Випереджаюче закріплення покрівлі очисних виробок стальними анкерами** із суцільним заповненням шпуру швидкоотвердуючим хімічним складом використовується на шахтах Донбасу [4]. Хімічний розчин вводять в шпури в попередньо виготовлених ампулах. У ролі складу застосовують пінополіуретан ППУ – 13н, відмінною особливістю якого є спроможність швидко після змішування спінюватись, збільшуючись в об'ємі в 5 – 6 разів і заповнювати не тільки простір шпуру, але й проникати у тріщини прилеглого масиву навколо шпуру на 25 – 40 см.

На рис. 8.12 и 8.13 наведено типові схеми сталеполімерного зміцнення слабких порід.

Технологічний процес зміцнення поділяється на два етапи: “підхоплювання” покрівлі з метою підведення під неї привибійного кріплення і “профілактичне” анкерування після підхоплення з метою недопущення нових вивалоутворень.

Під час “підхоплювання” покрівлі встановлюють комплекти анкерів, в які входять 2 – 4 анкери, що з'єднані між собою жорстким прогоном. Якщо висота вивалів не перевищує 0,7 – 1 м, комплект розташовують в горизонтальній

площині. Довжина жорсткого прогону при цьому складе 3 – 3,5 м (див. рис. 8.12).

Кути нахилу анкерів – 8 – 10°, окремим стрижням надають кут нахилу до 45° з тим, щоб зв'язати комплект з більш стійким верхнім шаром.

При збільшеній висоті вивалів окремі анкери встановлюють вище комплекту, але з'єднують з ним за допомогою відрізка шпальних брусків. Застосовується також встановлення комплектів з двох анкерів у вертикальній площині (див. рис.8.12,б).

Довжина анкерів складає в середньому 1,8 – 2,5 м, відстань між ними – 0,4 – 1 м. На один анкер витрачається 6 – 8 ампул.

“Профілактичне” анкерування виконують після того, як покрівля “підхоплена”. З верхнього кута очисного вибою встановлюють одиночні анкери під кутом 10 – 15° до площини пласта.

При цьому стрижень заводять повністю у породи покрівлі, щоб не допустити пошкодження виїмкового органа під час виймання вугілля. Сталеполімерне анкерування є тимчасовим допоміжним заходом, яке застосовують в лавах періодично – у міру погіршення стану покрівлі.

Найчастіше анкерування виконують на ділянках лави довжиною від 5 до 30 м.

Анкерування зв'язуючим розчином застосовують також на кінцевих ділянках лав (див. рис. 8.13), де породи покрівлі завжди послаблені. При цьому анкерування виконують з підготовчих виробок, якщо необхідно зміцнити зону порід, яка примикає безпосередньо до неї (на рис. 8.12 арка не показана). В окремих випадках зміцнюють покрівлю в нішах над привідними головками конвеєрів і стругів, над якими необхідно залишати більші прогони.

#### **Застосування пінопласту для запобігання вивалоутворенням в лавах.**

Як відомо, слабка нестійка покрівля під час проходки механізованими комплексами гірничо-геологічних порушень призводить до ризиків вивалення порід покрівлі. Порожнини, які утворилися після вивалів, чи зовсім не закріплюють, що збільшує небезпеку подальшого обвалення порід, чи закріплюють шляхом укладання рейок, дерев'яних настилів, викладання кострів, що передбачає присутність робочих під склепінням порожнини обвалення і є недопустимим.

Найбільш ефективним методом заповнення порожнини вивалоутворення в лавах, обладнаних механізованими комплексами, є метод затвердіння рідкого пінопласту в порожнині. Пінопласт являє собою жорстку вспінену масу, що має дрібнокомірчасту структуру та бугристу поверхню. Межа міцності на стик – від 1,5 до 5 Н/см<sup>2</sup>.

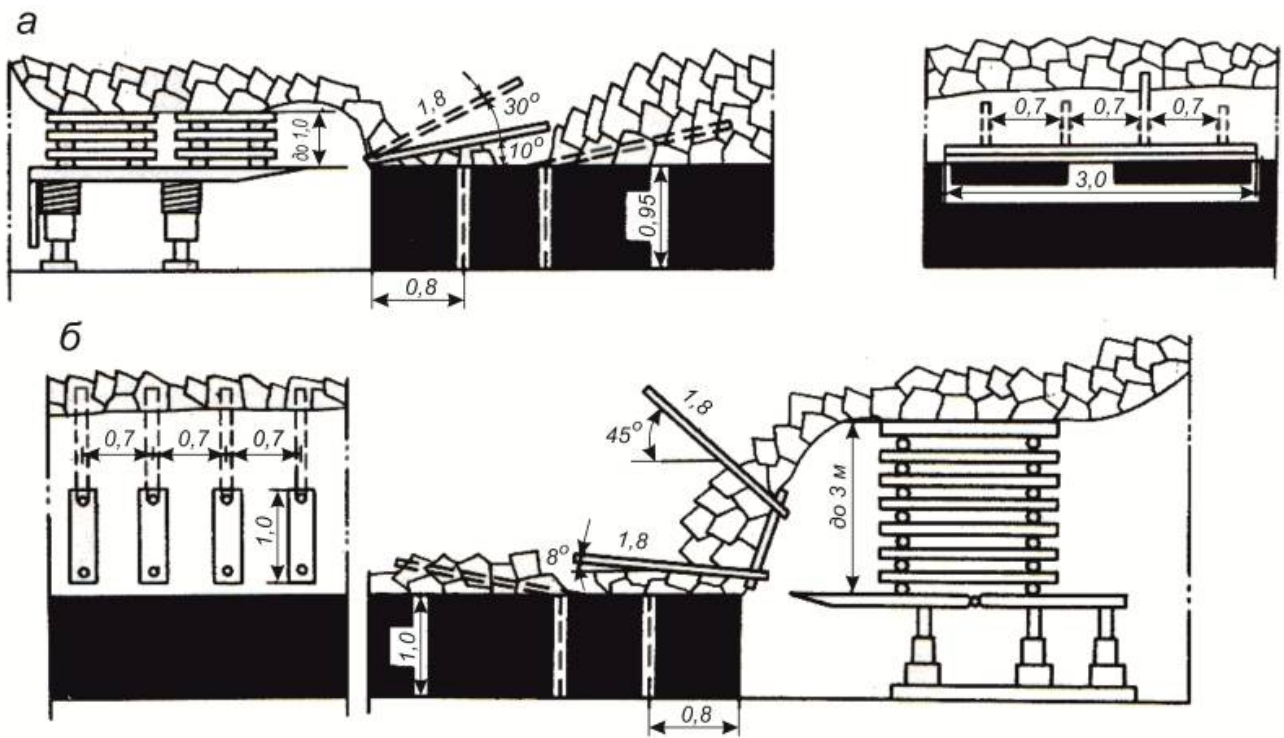


Рис. 8.12. Схема сталеполімерного анкерування покрівлі в лаві при висоті вивалів до 1 м (а) і більше 1 м (б)

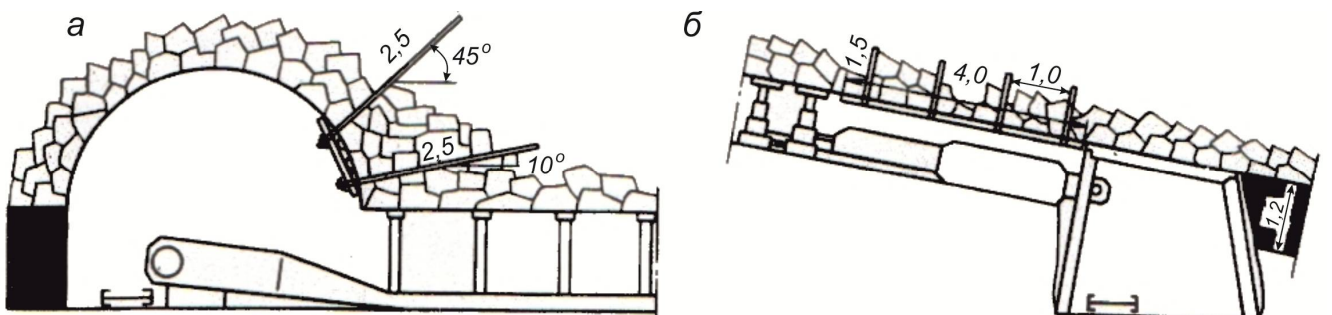


Рис. 8.13. Схема сталеполімерного анкерування покрівлі на кінцевих ділянках лав: а – із підготовчої виробки; б – із лави над привідними головками конвеєра і струга

Робочу суміш виготовляють із смоли ФРВ-1, ДН і фреону-11 у пропорції 90:100:7. За допомогою напилувальної установки компоненти механічно змішували і подавали в оброблювану порожнину за кріплення. Вспінення і затвердіння пінопласту відбувалось протягом 20 – 30 с. Рідка до затвердіння композиція не встигала стікати з порід в порожнини обвалення, тому не було необхідності спорудження герметичного перекриття чи опалубки під порожнину, що значно пришвидшувало і здешевлювало роботи. Для заповнення порожнини розміром 1,2 м<sup>3</sup> необхідно біля 60 кг пінопласту.

Пінопласт також використовують для заповнення порожнин над секціями механізованих комплексів з метою запобігання подальшому обваленню порід.

**Зміцнення породного масиву цементним і магнезіальним в'язучим.** Для приготування цементного розчину застосовували пластифікований цемент марки 500, водно-цементне співвідношення змінювали від 0,4 до 0,6. Цементний розчин набував міцності через 7 – 10 діб. Робочий тиск розчину в шпурі складав 0,3 – 0,4 МПа. Ін'єктор вводили в шпур на глибину 0,6 – 0,7 м.

Магнезіальну в'язучу суміш готували в наступних співвідношеннях: вода – 154,8 л, хлористий магній – 100 кг, окис магнію – 75 кг, бентонітова мука – 50 кг.

Інструментальні спостереження за зміцненнями породного контуру покрівлі за 230 діб показали, що зміцнення бокових порід при зміцненні цементним розчином на реперних станціях склав 79 мм, магнезіальним – 138 мм, на контрольних ділянках – 132 мм.

**Використання бітумо-мінеральної суміші для зміцнення порід.** Фізико-механічні і фізико-хімічні властивості бітумо-мінеральної суміші, що готується на основі холодної бітумної мастики, дають можливість використовувати її як ефективний засіб підвищення стійкості основних гірничих виробок, розташованих на великих глибинах у складних гірничо-геологічних умовах. Закачування в тріщини суміші бітумо-мінерального матеріалу дозволяє підвищити міцність порід у непружно-деформованій зоні та створити піддатливий в'язкопластичний шар навколо виробки. Оптимальний склад бітумо-мінеральної суміші: бітум будівельний – 61 – 65%, розчинник – уайт – спірит – 18 – 20%, наповнювач – вапняна мука – 17 – 19%. Суміш характеризується високою рухливістю та проникною здатністю.

Технологія виготовлення суміші полягає в наступному. Бітум розплавляють, перемішують з розчинником і заповнювачем і безперервним струменем подають в рідку суміш у місткості (цистерни), в яких у закритому стані витримують декілька місяців. Технологія тампонажу аналогічна цементації. Процес затвердіння суміші відбувається і розвивається внаслідок адсорбції розчинника під час розтікання рідини в системі тріщин і порожнин.

Бітумо-мінеральна суміш у в'язкопластичному стані є найкращим ударогасильним засобом. Тому утворення взаємовпливової системи “кріплення – піддатливий шар – масив”, окрім регулювання нерівномірних статичних напружень, може гасити руйнівні динамічні зусилля. Шляхом виконання вказаних заходів можна також захищати гірничі виробки від багатьох чинників, які від'ємно впливають на їх стійкість.

### **Геомеханічна оцінка фізико-хімічної дії на масив**

Подальший розвиток способу фізико-хімічного впливу на гірські масиви вимагає сумісного розгляду геомеханічних та технологічних процесів при видобуванні вугілля в комплексно-механізованих лавах. Гірничо-геологічні

умови, термін служби виробки, її призначення, габарити, технологію ведення гірничих робіт тощо необхідно узгоджувати зі способом і параметрами дії на масив в'язуючої суміші.

На основі досвіду таких робіт можна приблизно охарактеризувати деякі виробничі ситуації, в яких доцільно застосувати спосіб фізико-хімічної дії на масив і нейтралізувати ризики аварій у комплексно-механізованих лавах [4, 5]:

- комплексно-механізоване виймання вугілля на верхньому горизонті в умовах віджимання крайової частини пласта і нестійкій тріщинуватій безпосередній покрівлі, яка може проявити себе як несправжня, а при підхопленні гідрофікованим кріпленням – починає руйнуватись. При цьому нестійкими також є і сполучення лави зі штреками;
- комплексно-механізоване виймання в умовах, коли важкі важкообвалювані породи покрівлі підстилаються нестійкими чи слабкими контактноруйнівними породами невеликої потужності;
- комплексно-механізоване виймання в умовах слабких контактноруйнівних порід підшви;
- очисні роботи, в тому числі з використанням механізованих комплексів, в зоні “мертвих” розривних геологічних порушень, енергія пружних деформацій яких повністю трансформувались в енергію крупного руйнування масиву. Перехід такого порушення ускладнюється граничною нестійкістю, майже до висипання перем'ятих незв'язаних порід;
- проходка підготовчих і нарізних виробок на пластах зі слабкими вугіллями, які схильні до раптових вивалів і викидонебезпечних;
- проходка і підтримання до спорудження постійного кріплення капітальних гірничих виробок, які підсікають і розкривають шари порід з різними фізико-механічними характеристиками (від висипних до викидонебезпечних);
- експлуатація підготовчих, нарізних виробок, вуглеспускних печей і свердловин у масивах слабого тріщинуватого вугілля, в зонах впливу очисних робіт і на значних глибинах;
- заповнення вивалоутворень й інших порожнин обвалення;
- закріплення окремих споруд чи діляниць гірничих виробок, в яких застосування в'язучих сумішей створює суттєвий вплив на геомеханічні процеси, але є ефективним допоміжним заходом (спорудження перемичок, збільшення крупності та міцності подрібненого вугілля тощо).

Експериментальні роботи, що проведені на шахтах крутого падіння пластів у Центральному районі Донбасу, свідчать, що при фізико-хімічній обробці викидонебезпечних пластів кількість метану, що виділявся у виробках, значно зменшився за рахунок консервації його в пористому середовищі. Відсутне

екстремальне значення концентрації метану у виробках. Зниження концентрації метану відбувається за законом, який є наближеним до експоненціального, що визначається умовами фізико-хімічної дії продуктів фазового переходу на структуру вугілля.

Середовище зі збільшеною проникністю має властивості накопичувати енергію набагато швидше ніж середовище зі зниженою проникністю. Тому фізико-хімічна дія найбільше впливає на процеси масопереносу шляхом зниження проникності масиву більше ніж на три порядки. Участь газу у процесах руйнування, викиду і пневмотранспортування вугілля у гірничих виробках зменшується.

### **8.5. Керування важкообвалюваними покрівлями методами знеміцнення порід**

На низці шахт України мають місце важкообвалювані породи основної покрівлі, які в періоди проявів осідань основної покрівлі створюють небезпечні ризики підвищеного навантаження на кріплення очисних виробок. Одночасне обвалення значних площ завислої покрівлі (до 10 – 12 тис.м<sup>2</sup>) під час проявів первинних осідань основної покрівлі супроводжується небезпечною динамічною дією на елементи секцій механізованого кріплення, призводить до їх деформацій чи утворенню осередків мікроруйнувань, які знижують ресурс роботи механізованого кріплення.

Одним із напрямів зниження інтенсивності та важкості проявів осідань основної покрівлі та зменшення ризиків навантажувальних властивостей є застосування способів знеміцнення, які базуються на сучасних досягненнях механіки крихкого руйнування, теорії міцності та гідродинаміки.

Основне завдання застосування різних методів знеміцнення – ініціювання процесів руйнування в умовах нерівномірного об'ємного стискання попереду очисного вибою і використання власного силового поля напружень для подальшого розвитку внесених у масив дефектів – вибухових тріщин під час передового торпедування, використання тиску рідини при комбінованих методах для розвитку вибухових тріщин (вибухогідрообробка, гідромікроторпедування) з метою покращення проникності порід масиву і зниження міцнісних властивостей пісковиків, а також розшарування порід покрівлі за ослабленими контактами.

Важкообвалювані породи покрівлі зазвичай складені осадовими породами типу пісковиків, вапняків, глинистих і піщанистих сланців і

характеризуються неоднорідністю, різноманітною структурою та літологічним складом.

Гірські породи до початку ведення гірничих робіт вже знаходяться в напруженому стані, який вважається початковим. На початкове напруження надалі накладається додаткове, яке викликано веденням гірничих робіт. Основними силами, які формують початковий і додатковий напружений стан, є сили гравітації або тяжіння верхньої товщі порід.

Одним із напрямів ліквідації ризиків шкідливого і небезпечного впливу проявів осідань основної покрівлі є зменшення довжини граничних прогонів до значень, що виключають прояви осідань основної покрівлі з високою інтенсивністю і тяжкістю. Зменшення довжини граничних прогонів досягається зниженням несучої спроможності плити основної покрівлі шляхом штучного внесення в її об'єм дефектів типу тріщин, що відповідно до законів механіки крихкого руйнування розповсюджуються у силовому полі напружень до утворення магістральної тріщини, яка визначає площину руйнування плити покрівлі. Для цієї мети застосовують буріння свердловин у масиві порід основної покрівлі, розміщення та підривання в них зарядів вибухових речовин (ВР). Технологічний комплекс ведення робіт з ослаблення несучої здатності основної покрівлі (знеміцнення) на основі використання енергії вибуху зарядів вибухових речовин у довгих свердловинах, пробурених попереду очисного вибою, має назву методу передового торпедування.

Сутність методу передового торпедування наведена на прикладі застосування паралельних схем розташування свердловин (рис. 8.14).

На довжині природного кроку первинного осідання  $L_n$  із конвеєрного штреку 3 вибурюють декілька паралельних свердловин 1, а на довжині природного кроку вторинного осідання  $L_{вт}$  зазвичай пробурюють одну чи дві свердловини.

**Сутність методу передового торпедування важкообвалюваних порід.** У Донецькому басейні є в наявності понад 80 вугільних пластів з важкообвалюваними породами основної покрівлі. Використання механізованих комплексів в цих умовах, забезпечення ефективності їх застосування й створення безпечних умов праці можливе лише при зниженні інтенсивності проявів гірського тиску під час осідань важкообвалюваних покрівель.

Сутність методу передового торпедування полягає в попередньому (до підходу лави) ослабленні порід покрівлі підриванням свердловинних зарядів. Утворена внаслідок вибуху циліндрична зона тріщин навколо свердловини зменшує площу поперечного перерізу важкообвалюваного шару породи і є знеміцнювальним фактором. Кумулятивні вибухи в довгих свердловинах відбуваються попереду лав до підходу очисного вибою. При наближенні



очисного вибою до зони тріщиноутворення від вибуху відбувається подальший розвиток тріщин під дією опорного тиску, який утворюється в зоні лави. В процесі переходу лавою області підірваної свердловини шари порід основної покрівлі опиняються в зоні зсуву і зникаючих напружень. Послаблюючий вплив тріщин, які утворились після вибуху, призводить до обвалення міцного шару. Попереднє знеміцнення порід підірванням призводить до зменшення граничних довжин консолей (блоків), критичних площин відслонення, внаслідок чого послаблюється вплив осідань основної покрівлі на механізоване кріплення в лавах. При правильному виборі відстані між свердловинами міцний шар порід основної покрівлі втрачає монолітність і обвалюється блоками розмірами 15 – 20 м за простяганням. Це дозволяє застосовувати звичайні способи управління покрівлею в лавах.

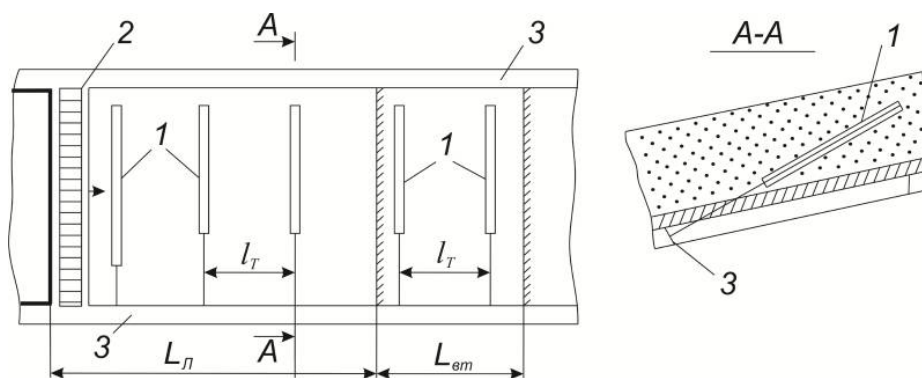


Рис. 8.14. Схема, яка ілюструє сутність методу передового торпедування:  
 1 – торпедні свердловини; 2 – механізований комплекс; 3 – прилеглі виробки;  
 $l_m$  – крок первинного осідання порід покрівлі;  $l_{om}$  – крок вторинного осідання порід покрівлі

Для торпедування важкообвалюваних порід основної покрівлі розроблено значну низку схем розташування свердловин у масиві порід на шахтах Донбасу. Доцільно свердловини розташовувати таким чином, щоб їх значна частина в товщі порід накладалася на область з розтяжними напруженнями. Свердловини необхідно розташовувати під кутом 50 – 60° відносно основної системи природної тріщинуватості порід покрівлі. Це необхідно робити для зменшення розповсюдження енергії вибуху у тріщинах.

За розташуванням свердловин на лінії торпедування у вертикальній площині на шахтах використовуються одно- та двоярусна схеми, а в площині пласта – паралельні та віялові. Свердловини для торпедування можуть буритись з одного штреку чи хідника, які примикають до лави (однобічна схема), або з обох (двобічна схема).

На більшості шахт, де застосовують передове торпедування, свердловини бурять за однією схемою, тобто з однієї виробки, що примикає до лави.

Під час однієї схеми торпедування застосовуються наступні основні варіанти розташування свердловин: віялоподібні, одно- та двоярусні. Віялоподібна схема має довжину свердловин 110, 90 і 60 м, довжина зарядів – 75 – 30 м. Відстань між групами свердловин складає 20 – 40 м.

Технологічні схеми торпедування з одноярусним розташуванням свердловин наведено на рис. 8.15. Параметри закладання свердловин на шахті “Молодогвардійська” наведено в табл. 8.1.

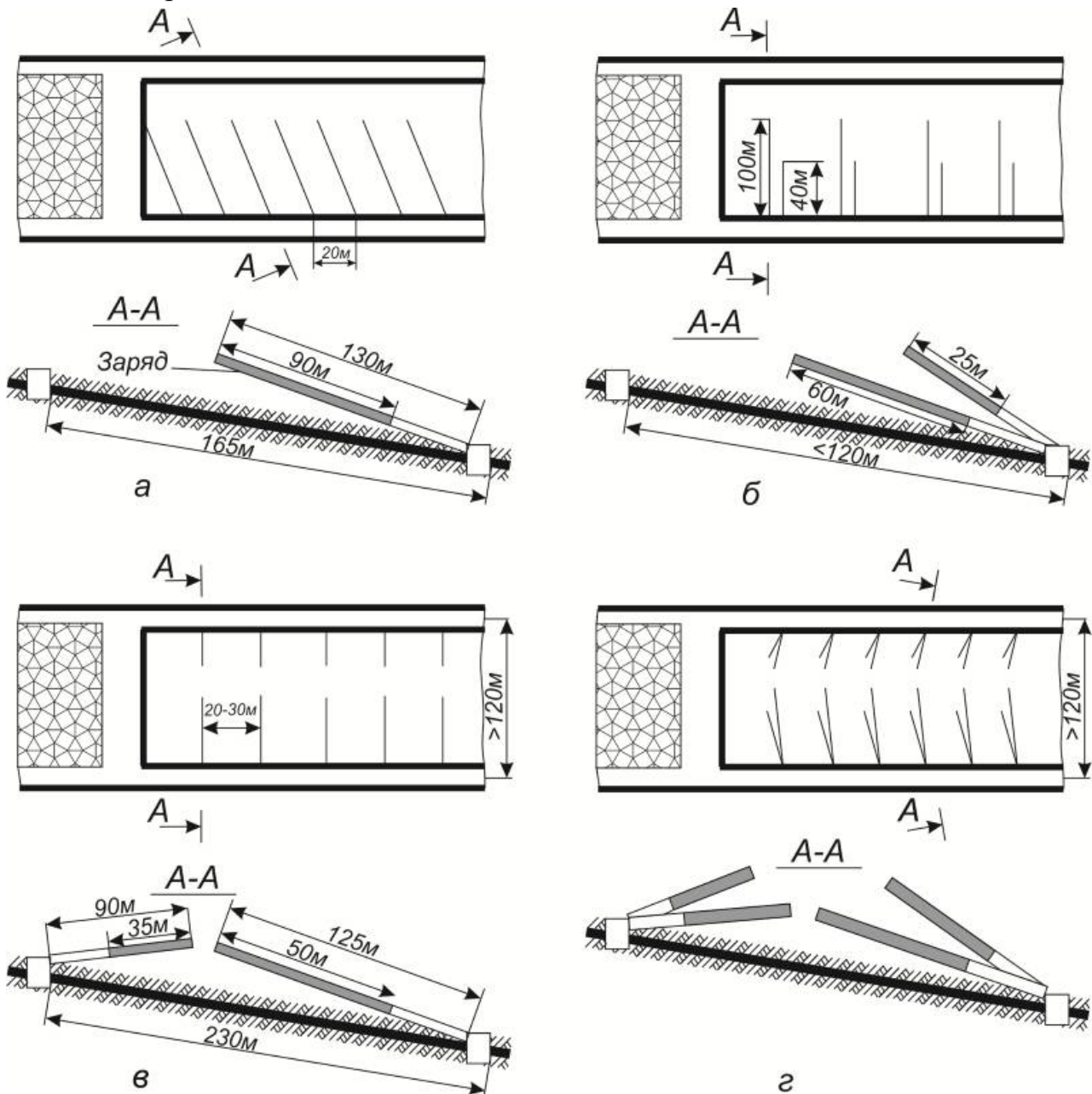


Рис. 8.15 Технологічні схеми торпедування:

а, б – з одно- та двоярусним однією схемою розташуванням свердловин;  
в, г – з одно- та двоярусним двією схемою розташуванням свердловин

Знеміцнення масиву важкообвалюваного пісковика основної покрівлі від пласта здійснювалось шляхом підривання свердловин. Під дією цих робіт були нейтралізовані швидкі осідання покрівлі, які супроводжувались затисненням секцій кріплення і завалами лав. Значно зменшились випадки виходу із експлуатації елементів кріплення.

Таблиця 8.1

Параметри торпедування важкообвалюваних порід на шахті  
“Молодогвардійська”

№ п/п	Дільниця	Потужність пласта, м	Кут падіння пласта, град	Довжина лави, м	Параметри свердловини				
					Кут нахилу до пласта, град	Довжина, м	Довжина заряду, м	Відстань між лініями торпедування, м	Потужність захисного шару, м
1	<b>5-га східна</b>	1,9	10	140	13	90	55	16	10 – 19
2	<b>8-ма східна</b>	2,1	8	112	10	85	58	16	7 – 16
3	<b>9-га східна</b>	2,0	6	180	11	90	61	15	8 – 14
4	<b>10-га східна</b>	1,8	4	80	23	95	70	15	5 – 18

Технологічна схема торпедування з однобічним двоярусним розташуванням свердловин наведена на рис. 8.15, а, б. В кожній лінії торпедування дві свердловини: основна – довжиною 100 м з кутом нахилу до пласта  $11^\circ$ , довжина заряду складає 60 м; додаткова – довжиною 40 м з кутом нахилу до пласта  $28^\circ$ , довжина заряду – 25 м. Відстань між лініями торпедування прийнята в межах 13 – 15 м.

Поряд з однобічним розташуванням свердловин на ряді шахт застосовувалась технологічна схема торпедування з двобічним розташуванням свердловин, при якій свердловини бурять з обох штреків (хідників), що примикають до лави. На рис. 8.15, в наведена схема торпедування з одноярусним двобічним розташуванням свердловин, на рис. 8.15, г – з двоярусним.

Окрім наведених схем розташування свердловин для торпедування, на деяких шахтах Донбасу використовують різноманітні комбінації вищенаведених схем.

## Гідромікроторпедування порід основної покрівлі

Сутність методу та технології знеміцнення важкообвалюваних покрівель полягають у наступному. В свердловинах, пробурених попереду очисного вибою у важкообвалюваних породах покрівлі, підривають невеликі заряди вибухових речовин (ВР) у металічних оболонках спеціальної конструкції у водному середовищі під тиском з подальшою гідрообробкою породного масиву. Заряди ВР (торпеди) розташовують в місцях залягання ослаблених контактів і прошарків. Перед підриванням кожного заряду ВР у свердловину нагнітають рідину для заповнення тріщин і пор. У подальшому в свердловину нагнітають рідину в режимі гідрообробки.

Під дією цих заходів досягається знеміцнення масиву за рахунок утворення тріщин розшарування і зволоження. Шари обвалюються в декілька стадій і не створюють підвищених навантажень на кріплення очисних виробок.

Метод гідромікроторпедування можна застосовувати для будь-якої потужності важкообвалюваних порід і міцності, якщо є добре виражена шаруватість та ослаблені міжшарові контакти, для усіх категорій шахт за газом і пилом.

Відсутність значного сейсмічного впливу дозволяє ефективно використовувати цей метод для знеміцнення вміщуючих порід і зниження напружень на пластах, небезпечних за динамічними явищами.

Необхідною умовою застосування цього методу є наявність відомостей про розташування у важкообвалюваних породах послаблених контактів і прошарків, на рівні яких повинні закладатись торпеди – заряди. Для підвищення ефективності гідромікроторпедування під час знеміцнення важкообвалюваних покрівель, які складені з крупноблочних, масивних порід зі значною тріщинуватістю та проникністю, і через незначну глибину від поверхні попередньо нагнітаються бентонітові розчини. Закачування бентонітових розчинів замість води дозволяє закрити тріщини, які розташовані навколо свердловини, і створити необхідний тиск рідини в ній перед вибухом.

Важливим критерієм ефективності знеміцнення важкообвалюваних порід покрівлі енергією вибуху ВР у свердловинах є величина первісного тріщиноутворення, яка визначає величину зони ефективного знеміцнення порід.

Фактичний радіус зони тріщиноутворення після вибуху зменшується з глибиною ведення робіт і зростає залежно від параметрів гідромікроторпедування. Його визначають із виразу

$$R_{m.ф.} = R_{m.o.} \cdot k_n \cdot k_{z.d.}$$

де  $R_{m.o.}$  – радіус первісної зони тріщиноутворення;

$k_n$  – коефіцієнт, який враховує зміни радіуса зони первинного тріщиноутворення залежно від напруженого стану масиву;

$k_{z.d.}$  – коефіцієнт, який враховує вплив гідродинамічного ефекта.

Радіус первісної зони тріщиноутворення може бути розрахований із формули

$$R_{m.o.} = 21,54 \cdot k \cdot \sqrt[3]{q/\rho}, \quad (8.1)$$

де  $q$  – маса заряду, кг;

$\rho$  – щільність породи, кг/м<sup>3</sup>;

$k$  – експериментальний коефіцієнт, дорівнює 0,45.

$$k_n = l^{-\gamma H / \sigma_{cm}}, \quad (8.2)$$

де  $\gamma$  – щільність порід, Н/м<sup>3</sup>;

$H$  – глибина робіт, м;

$\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стиск, МПа;

$l$  – основа натурального логарифма.

Коефіцієнт, який враховує вплив гідродинамічного ефекту на величину тріщиноутворення, визначають з виразу

$$k_{z.d.} = \sqrt[3]{n} l_n \frac{r_y}{r_c}, \quad (8.3)$$

де  $n$  – кількість серій вибуху в свердловині;

$r_y$  – радіус зволоження, м;

$r_c$  – радіус

Таким чином, з урахуванням формул (8.1) – (8.3) фактичний радіус зони тріщиноутворення визначається залежністю

$$R_{m.ф.} = 9,7 \sqrt[3]{q\rho} e^{-0,025H / \sigma_{cm}} \times \sqrt[3]{n} l_n \frac{r_y}{r_c}.$$

Із вищенаведеного випливає, що радіус зони первісного тріщиноутворення і, відповідно, ефективність знеміцнення зростають при збільшенні маси заряду

ВР, кількості серій підривання і циклів нагнітання води після кожної серії та зростання радіуса зволоження перед вибухом.

Торпедні заряди розташовують у спеціальних торпедах (рис. 8.16), які виготовляють у вигляді сталюого циліндра 2, діаметр якого 48 – 60 мм; товщина стінок 2,5 мм, з двома загвинченими в нього спереду 1 і ззаду 2 кришками. В задній кришці є отвір для виведення електровибухової мережі й установлено стопорний пристрій із сталюої пружини, який дозволяє торпеді закріплюватись в похилій свердловині. Довжина циліндра 3 – 3,1 м.

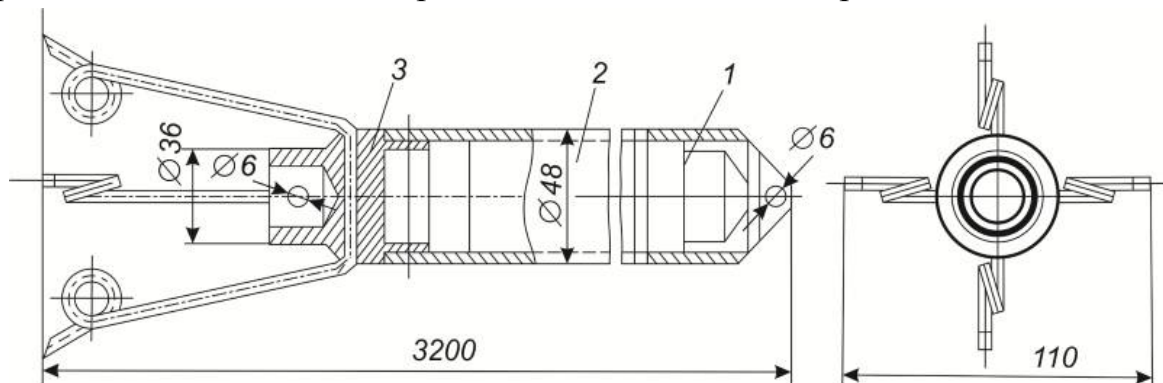


Рис. 8.16. Корпус торпеди:

1 – передня кришка корпусу; 2 – сталюий циліндр; 3 – задня кришка корпусу

Торпеда зберігає герметичність при тискові не менше 15 МПа. У передній і задній кришках є по одному отвору діаметром 6 мм для закріплення до торпеди миттєво zdeформованої забійки (пінопласта).

Корпус торпеди заповнюють патронами із ВР. Патрони ВР діаметром 38 мм, довжиною 300 мм і масою 300 г кожен укладають в поліетиленові ампули по три в кожному. В останню ампулу вводять патрон – бойовик, який має два електродетонатори миттєвої дії. В торпеду з кожного боку вводять глиняну забійку довжиною не менше 5 см.

Заряджання свердловин відбувається після нагнітання з метою заповнення тріщин водою. Торпеди досилають вручну штангами. Після установлення торпед свердловини закривають протиударною вставкою, кабель вибухової мережі пропускають між кільцями ущільнювача, свердловину заповнюють водою під тиском, близьким до тиску гідророзриву, перевіряють мережу і проводять вибух зарядів із укриття [7].

Результати досліджень параметрів проявів гірського тиску на нерозміцнених ділянках і при знеміцненні гідромікроторпедуванням в комплексно-механізованих лавах на шахті “Молодогвардійська” наведено в табл. 8.2.

## Прояви гірського тиску на розміщених і нерозміщених ділянках

Параметри проявів гірського тиску		Ділянки	
		знеміщені	нерозміщені
Максимальне навантаження на кріплення, кН	на передній стояк	495	650
	на задній стояк	600 – 620	680 – 810
Максимальна швидкість зростання навантаження на кріплення кН/хв	між осіданнями	5,2 – 9,7	11 – 14
	у період осідань	12 – 15,2	21 – 23
Частота максимальних навантажень, %	на передній стояк	8 – 10	16 – 19
	на задній стояк	2 – 3	33 – 37,3
Крок осідання основної покрівлі, м		7 – 13	20 – 28

Аналіз даних табл. 8.2 показує, що після гідромікроторпедування крок осідань основної покрівлі зменшився в 1,5 – 2 рази, максимальні навантаження на кріплення практично не перевищували паспортних характеристик.

**Метод вибухогідророзробки порід основної покрівлі.** Вибухогідрообробка застосовується для попереднього створення тріщинуватості в масиві важкообвалюваних порід покрівлі підриванням свердловинних зарядів невеликого діаметра (30 – 40 мм) і маси (35 – 50 кг) і подальшого низьконапірного (1 – 2 МПа) зволоження їх від шахтного протипожежного трубопроводу. В результаті відбувається рівномірне направлене знеміщення порід, знижується більш ніж у 2 рази міцність, на ділянці обробки покращується розшарування й обвалення порід. Свердловини пробурюють в покрівлі пласта з випередженням очисного вибою на 20 – 30 м (рис. 8.17). Довжина свердловин 40 – 50 м. Породи покрівлі складені пісковиками середньо- і дрібнозернисті з межею міцності на стиск 60 – 90 МПа. Після підривання закачувалась вода під тиском 1 – 1,5 МПа. Кількість води, що нагнітається у свердловину, фіксується витратоміром, а тиск – манометром. Перед закачуванням води свердловину герметизують спеціальним ущільнювачем. Воду нагнітали від шахтного водогону в кількості 50 – 80 л на 1м оброблюваної свердловини.

Утворена після вибуху тріщинуватість дозволяє збільшити зволоженість в зоні мікротріщинуватості на 0,5 – 1,5%; в зоні макротріщинуватості – на 1,5 – 2,5%, а в зоні подрібнення – на 2,5 – 3%. Це в свою чергу суттєво впливає на

міцність порід. Так, зростання зволоженості порід на 1,5 – 2% зменшує міцність пісковиків більше ніж у 2 рази. Крім цього, міцність породи зменшується також за рахунок утвореної внаслідок вибуху ВР макро- і мікротріщинуватості.

У процесі нагнітання води в порушений вибухом породний масив вона проникає на глибину, що дорівнює радіусу тріщиноутворення (зона Б), ослаблюючи і зволожуючи гірські породи. Зона мікротріщинуватості В також частково зволожується. При збільшенні тиску інтенсивність зволоження, особливо в зоні В, зростає (рис. 8.18).

Період нагнітання води в порушений вибухом масив складає від 3 – 4 до 25 – 30 год, при цьому вода проникає у всю зону тріщинуватості та частково в зону мікротріщинуватості.

Знеміцнення породи покрівлі значно вплинуло на характер проявів гірського тиску: ліквідуються зависання покрівлі; зменшується крок первинних і вторинних осідань покрівлі в 1,5 – 2 рази; значно зменшилось навантаження на кріплення механізованих комплексів (на 40 – 60%), що створило умови для ефективного застосування серійних комплексів на пластах з важкообвалюваними породами покрівлі.

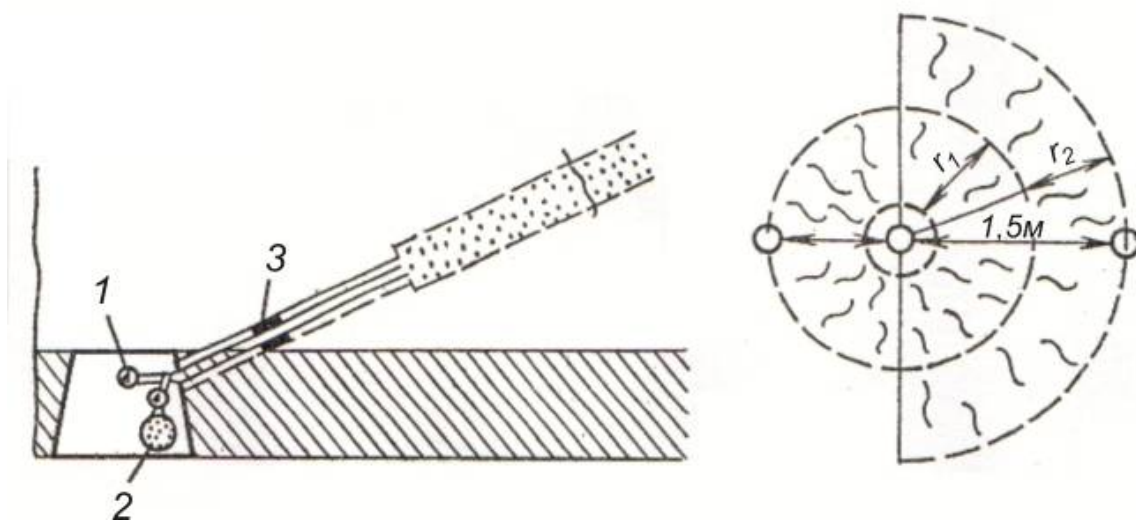


Рис. 8.17. Зони впливу вибухообробки: а – схема герметизації устя свердловин:

1 – манометр; 2 – шахтний водогін; 3 – зйомний ущільнювач;

б – схема зони знеміцнення:  $r_1$  – зона радіальної тріщинуватості;  $r_2$  – зона мікротріщинуватості



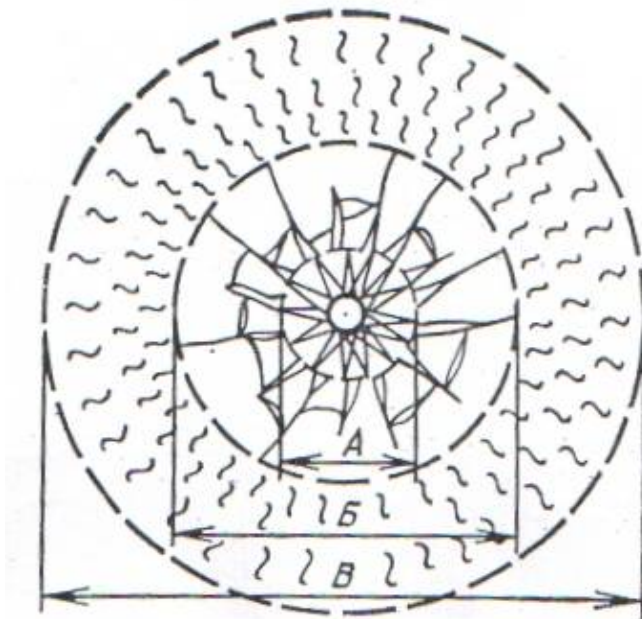


Рис. 8.18. Схема руйнування порід під час вибуху:

А – зона подрібнення; Б – зона радіальних тріщин; В – зона мікротріщин

Таким чином, досвід використання методів знеміцнення в основних басейнах держави підтверджує доцільність і необхідність їх застосування для ефективного вирішення питань управління важкообвалюваними породами покрівлі.

Однак слід відзначити, що за деяких гірничогеологічних умов при певній будові порід основної покрівлі ефект знеміцнення був недостатнім внаслідок неправильного вибору схем розташування свердловин і параметрів їх закладання. Тому необхідно на основі подальшого вивчення механізму знеміцнення порід покрівлі удосконалювати методи вибору схем і розрахунку параметрів закладання свердловин. На цій же основі повинна уточнюватися область ефективного застосування методів знеміцнення при використанні кріплень підвищеної опірності.

Подальший розвиток технології знеміцнення міцних порід має відбуватись шляхом пошуку нових, більш ефективних методів впливу на гірські породи, які базуються на останніх досягненнях науки і техніки в області механіки руйнування, фізики вибуху, гідродинаміки та хімії.

## Список літератури

1. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов/ А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 249 с.
2. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок/ А.П. Максимов. – М.: Недра, 1973. – 289 с.
3. Современный поход к рентабельной разработке тонких угольных пластов/ Н.М. Табаченко, Р.Е. Дычковский, В.С. Фальштынский// Школа подземной разработки.: III междунар. науч.-практ. конф. – Днепропетровск: НГУ. 13 – 19 сентября 2009. – С. 287 – 299.
4. Химический способ упрочнения пород в очистных забоях угольных шахт/ И.Т. Бутенко, В.В. Кара, В.К. Сальников и др. – Киев: Техника, 1988. – 69 с.
5. Давыдов В.В. Химический способ укрепления горных пород/ В.В. Давыдов., Белоусов Ю.И. – М.: Недра, 1987. – 81с.
6. Васильев В.В. Опыт физико-химического упрочнения неустойчивых кровель в комплексно-механизированных лавах/В.В. Васильев// Научные сообщения. – ИГД им. А.А. Скочинского, 1988. – Вып. 160. – С. 94 – 101.
7. Катков Г.А. Практика разработки пластов с труднообрушаемыми кровлями/ Г.А. Катков, В.Н. Остапенко// Уголь. – 1989. – №11.– С. 13 – 17.

## 9. НЕБЕЗПЕЧНІ ЯВИЩА ПРИ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НА ЗНАЧНИХ ГЛИБИНАХ

### 9.1. Стійкість порід покрівлі на великих глибинах

Глибина ведення гірничих робіт на шахтах України з року в рік зростає. За останні роки середня глибина гірничих робіт зросла з 564 до 708 м. На глибинах понад 800 м працює 26,1% шахт. Перехід на глибокі горизонти найбільш характерний для шахт об'єднання “Донецьквугілля”, де на глибині понад 800 м працює 50% шахт і видобувається біля 70% вугілля.

В умовах Донбасу біля 40% покрівель мають нестійкі та значно нестійкі породи. В основній покрівлі залягають 88,5% важкообвалюваних і 11,5% значно важкообвалюваних порід [1].

На значних глибинах шахт Центрального району ускладнення викликає перехід виробками тектонічних порушень через значне зниження стійкості порід поблизу цих порушень. На глибині понад 1000 м необхідно чекати ще більшого впливу гірського тиску на виробки і зниження стійкості вміщуючих порід, а також погіршення умов розробки пластів внаслідок безперервного зростання кількості лав з несправжніми покрівлями.

Залежно від вибору комплексу технологічних заходів властивості покрівлі можуть змінюватись у великих межах. Тріщинуватість є одним із важливих чинників, яка впливає на стійкість масивів гірських порід. З однієї сторони, тріщинуватість призводить до суттєвого послаблення міцності гірських порід, з другої – впливає на характер деформації масиву.

Важкі умови роботи в лаві, які супроводжуються раптовими обваленнями покрівлі, іноді можуть бути нейтралізовані шляхом правильного розташування лінії вибою по відношенню до напрямку основної тріщинуватості порід. Одні і ті ж породи, які складають покрівлю вугільних пластів, можуть по-різному вести себе у гірничих виробках, тобто бути стійкими або нестійкими виключно залежно від кута зустрічі. Встановлено, що зі збільшенням кута зустрічі основної тріщинуватості з лінією вибою зростає відстань між експлуатаційними тріщинами. Тому кут зустрічі основної тріщинуватості з лінією вибою впливає на формування експлуатаційної тріщинуватості, а тому і на стійкість порід. Із зростанням кута зустрічі стійкість порід зростає, а із зменшенням – знижується. Тому напрямок відпрацювання пластів в умовах нестійких покрівель має бути таким, щоб  $\alpha_3 \rightarrow 90^\circ$ , а в умовах важкообвалюваних і викидонебезпечних, навпаки  $\alpha_3 \rightarrow 0^\circ$ . Правильний вибір напрямку виймання полегшує керування покрівлею і значно підвищує темпи посування вибою і безпеку робіт.

Новим вирішенням проблеми керування покрівлею є випереджаюче зміцнення нестійких порід хімічним зміцненням порід. Використовується попереднє зняття напружень чи розвантаження масиву від підвищеного гірського тиску як міра керування гірським тиском.

Зі зростанням глибини розробки спостерігається погіршення техніко-економічних показників роботи вугільних шахт. Це пов'язано, в першу чергу, з погіршенням гірничогеологічних умов зі збільшенням глибини розробки. По-друге, мала швидкість посування очисних вибоїв.

Зниження швидкості посування очисних вибоїв пов'язано з втратами робочого часу через несправності гірничошахтної техніки, низьку надійність машин, недостатність запасних частин, а також несвоєчасний і неякісний ремонт.

Прискорення посування очисних робіт дозволяє покращити поведінку безпосередньої покрівлі за рахунок зниження розшарувань над приви́бійним простором і зростання стійкості порід, а це призведе до утворення консолей з необваленими породами над кріпленням. Осідання основної покрівлі при цьому менш помітно впливає на поведінку безпосередньої покрівлі.

Залежність стійкості відслонень від виробничо-технічних умов розробки пласта дозволяє за допомогою комплексу організаційно-технічних заходів змінювати природні властивості порід і тим самим управляти стійкістю покрівлі.

Зростання глибини розробки супроводжується погіршенням її умов, викликає ускладнення мережі гірничих виробок, збільшення їх питомої проходки і підтримання. Крім того, результати геотермічних досліджень у найбільш глибоких шахтах Донецько-Макіївського району Донбасу дозволили визначити температури гірських порід на глибоких горизонтах на глибині 800 м – 31,7 – 35,5°C; 1000 м – 37,8 – 42,6°C; 1200 м – 44 – 49,6°C і 1400 м – 53,7 – 56,6°C.

Зростання глибини розробки викликає випаровування води в породі від підвищеної температури. Незважаючи на зменшення вологості масиву, тиск у породах зі збільшенням глибини підвищується.

Розробка пластів на глибоких горизонтах викликає небезпечні явища, пов'язані з високою газоносністю, яка призводить до викиднебезпечної ситуації.

У вугільних пластах містяться різні гази: вуглекислий, азот, метан і інші. З глибиною залягання пластів відбуваються кількісні й якісні зміни в складі газів. Починаючи з деякої глибини газ в основному складається з метану (понад 80%). Із заглибленням зростає тиск газу у вугільних пластах і метаносність вугілля.

Розробка пластів може супроводжуватись явним виділенням метану. Він виділяється із зруйнованого і відбитого вугілля, стінок виробок, а також із сусідніх над- і підроблюваних пластів.

Одночасно з глибиною спостерігається тенденція зростання частоти і сили, газодинамічні явища, зростання кількості газовикидонебезпечних пластів. Чинниками зростання викидонебезпечності є збільшення тиску ваги гірських порід, зростання тиску газу, зміна цілої низки гірничотехнічних умов.

Деякі пласти стають небезпечними одночасно за газом і газодинамічними явищами, виникло питання про комплексне застосування заходів, що забезпечать зниження ризиків і безпечність праці підземних робітників. Заходи безпеки залежать від схем розкриття і порядку відпрацювання пластів у світі, схем підготовки розроблюваного пласта, систем розробки, способів і режиму відбійки вугілля, керування покрівлею і закріплення виробок.

## 9.2. Схеми планування гірничих робіт

У загальній технології гірничих робіт мережа підготовчих виробок пов'язує виїмкові ділянки з розкривними виробками, і від її стану та пропускну здатності залежить ефективна робота очисних виробок і зниження ризикових ситуацій.

За способом підготовки шахтного поля розподіляються на панельний (32,4%), поверхневий (51,8%) і погоризонтний (15,8%). Способи підготовки виїмкових полів базуються на зосередженні, групуванні та спеціалізації похилих виробок. Традиційна форма підготовки виїмкового поля – за допомогою трьох-чотирьох похилих виробок, які розташовуються в центрі.

Підготовка виїмкового поля чотирма похилими виробками виконується в основному на викидонебезпечних пластах з метою збільшення кількості свіжого повітря.

Застосування схем підготовки з розміщенням похилих виробок у центрі виїмкового поля не відповідає гірничо-геологічним умовам, що постійно змінюються, не забезпечує необхідного рівня концентрації гірничих робіт і високих навантажень за умов провітрювання. На похилі виробки зазвичай відпрацьовується один очисний вибій. Біля 44% виїмкових ділянок провітрюється за зворотноточною схемою.

Застосування найбільш прогресивних планувальних рішень з підготовкою виїмкових стовпів за підняттям чи падінням обмежується кутом падіння пластів 8 – 10°, бо робота в цих умовах малоефективна.

Останніми роками поперечні перерізи підготовчих виробок зросли в середньому на 25%. Разом з цим площа перерізу панельних похилих виробок використовується така ж, як і виїмкових, а термін їх експлуатації в 8 – 10 разів більший. Тому через великі втрати перерізу похилих виробок очисні вибої при високому ступені концентрації не завжди забезпечуються достатніми пропускними можливостями по повітрю і транспорту. В цих випадках, коли необхідно суміщати на одній ті ж основні виробки процеси видобування вугілля і проходки підготовчих виробок з ремонтними роботами, ситуація погіршується. Питома вага похилів у незадовільному стані за період 1984 – 1994 рр. дорівнює 12 – 19%, а на окремих шахтах досягає 30 – 40%.

На шахтах Донецько-Макіївського вугільного району, які мають найбільш прогресивні схеми розташування панельних підготовчих виробок у розвантажувальній зоні застосовують чотири схеми розвантаження: попередня (польові виробки проходять у розвантаженому масиві); майбутня (польові виробки надроблюють розвантажувальною лавою); комбінована (попередньо проходять і надроблюють одну виробку, а інші виробки проходять у розвантажувальній зоні); сумісна (панельні виробки проходять одразу ж за посуванням розвантажувальної лави).

Схеми попереднього розвантаження відрізняються складністю, малою технологічністю, тривалими термінами підготовки горизонтів. Майбутнє розвантаження вимагає неодноразового перекріплення надроблюваних виробок. Для сумісної схеми характерні значні зсуви порід у виробках, які проходять, і високі витрати на перекріплення.

Підтримання основних транспортних виробок на глибоких горизонтах шахт Донбасу вимагають постійного збільшення витрат на ремонтні роботи. Щорічно на цих шахтах ремонтують 1500 – 2500 км виробок, що складає 10 – 15% їх протяжності. З переходом на охорону виробок штучними огороженнями більш гострою стає проблема боротьби з випинаннями порід підшви виробок. Питома вага виробок з випинаючими породами на глибині 700 – 800 м складає 27%; на глибині 900 м – 40%; 900 – 1100 м і більше – майже 80%, а доля випинання підшви в загальній величині зсувів порід у виробку складає 65 – 70% і більше. Проблема прогнозування випинань підшви і надійних заходів боротьби з ним залишається поки не вирішеною.

Досвід роботи шахт Донбасу показує, що зростання глибини розробки до 1000 м і більше вимагає комплексного удосконалення способів розкриття шахтних полів, схем підготовки і відпрацювання виїмкових ділянок, засобів механізації очисного виймання. Цим самим створюється основа стійкої, ритмічної та безпечної роботи виїмкових і підготовчих вибоїв, ліквідується

східчатість транспорту, підвищується концентрація гірничих робіт, покращується стан підготовчих виробок.

Донецький вугільний інститут розробив схеми планувальних гірничих робіт, які спрямовані на підвищення концентрації робіт і базуються на застосуванні стовпової системи розробки, прямоточного провітрювання виїмкових ділянок, розташування підготовчих виробок у розвантажувальній зоні з використанням проміжних флангових хідників.

Найважливішою умовою ефективного функціонування тієї чи іншої технологічної системи гірничих робіт на значних глибинах є забезпечення експлуатаційного стану головних і похилих транспортних і вентиляційних виробок. Він, зазвичай, залежить від способу підготовки, який використовується на горизонті: пластового чи польового. В першому випадку головні виробки проходять по пласту і захищають ціликами вугілля, у другому – польовими з охороною їх ціликами вугілля чи шляхом розташування таких виробок в розвантажувальній від гірського тиску зоні (рис. 9.1). Відпрацювання ярусів відбувається за стовповою системою розробки. Провітрювання лав виконується за прямоточною схемою на флангові польові хідники. Вугілля з лав транспортується по конвеєрних штреках і через гезенки надходить на панельний конвеєрний похил і далі до стовпа.

Для багатьох шахт глибокого залягання пластова підготовка практично вичерпала свої можливості (через великі втрати вугілля в охоронних ціликах, розміри яких зростають із збільшенням глибини розробки і тому, що при різних розмірах ціликів головні транспортні виробки часто деформуються) і все рідше будуть застосовуватись під час підготовки нових шахтних і виїмкових полів.

Найближчими роками розширення отримає польова підготовка пластів як з охороною головних виробок ціликами вугілля, так і шляхом розташування їх в розвантажувальній від гірського тиску зоні, яка створюється попереднім відпрацюванням розвантажувальних лав.

Схеми (рис. 9.2, а, б) призначені для відпрацювання похилих полів за простяганням і передбачають проходку в середній частині крила панелі проміжного польового вентиляційного хідника. В схемі (рис. 9.2, а) при відпрацюванні ярусів конвеєрний штрек проходять до межі панелі. Одночасно з відпрацюванням лави в крайовій частині панелі проводять вентиляційний штрек у середній частині.

Під час роботи в крайовій частині панелі застосовується зворотноточна схема провітрювання, вихідний струмінь повітря надходить на проміжний польовий хідник і далі на польовий вентиляційний штрек.

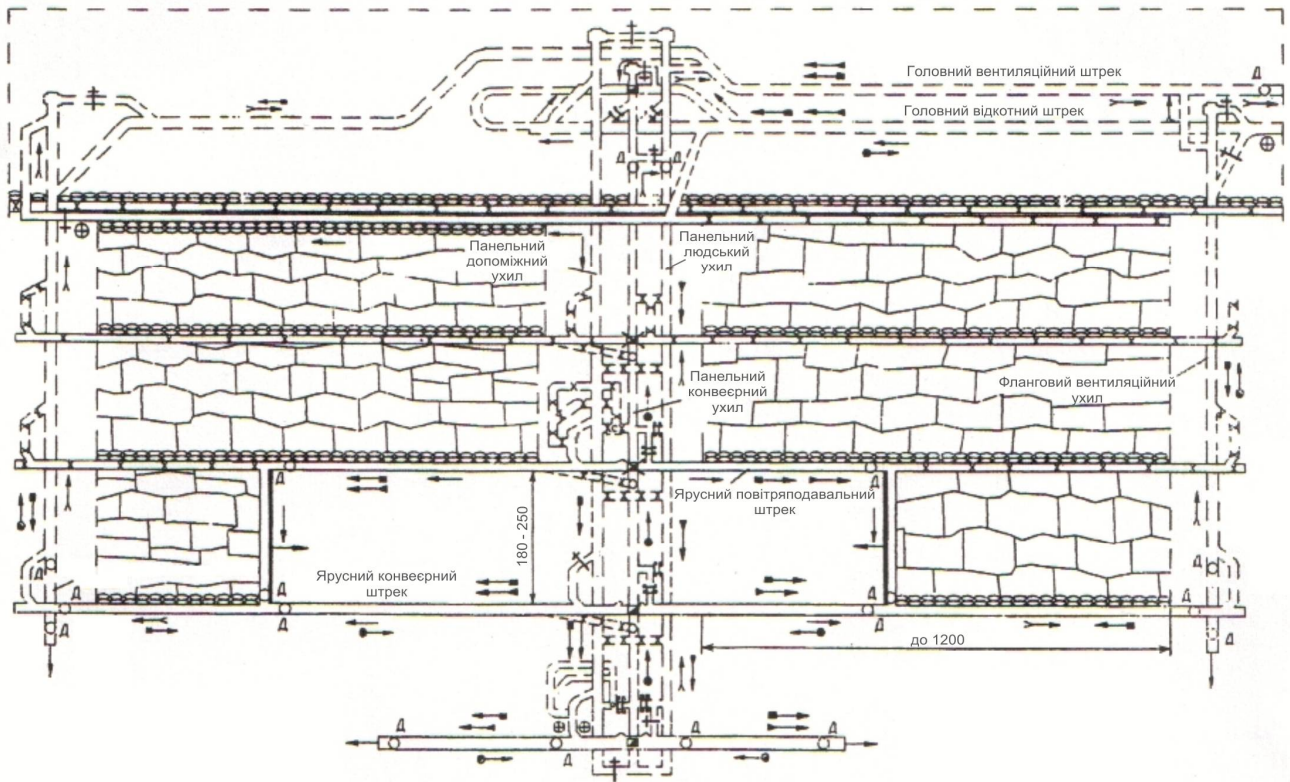


Рис 9.1 Принципова схема підготовки та відпрацювання виїмкового поля на значних глибинах:  
 ○ → і ● → напрямки руху відповідно вугілля і породи чи гірничої маси;  
 ▲ → і ■ → напрямки руху людей і матеріалів;  
 → і ↗ - струмінь повітря свіжого і відпрацьованого;  
 †† - шлюз;  
 † - шлюз-регулятор;  
 ⊕ - вентилятор місцевого провітрювання;  
 ⊖ - свердловина;  
 ⊙ - датчик;  
 ⊠ - гезенк

Коли лава переходить через проміжний хідник, вихідний струмінь з лави перетікає через центральні похилі виробки до стовпа.

Під час роботи лави в центральній частині панелі проміжний хідник поглиблюється на висоту наступного ярусу, в крайовій частині для лави наступного ярусу з присіканням до виробленого простору проходять вентиляційний штрек, а також конвеєрний штрек на всю довжину крила панелі.

Проміжний польовий хідник обладнується канатною вантажною відкаткою в комплексі з людською вагонеткою ВЛ-30/6 для перевезення людей. Лебідкова камера проміжного хідника провітрюється з допомогою жорсткого трубогіну, який укладається у польовому вентиляційному штреку.

Схема дозволяє сумістити у часі очисні й підготовчі роботи з проходки вентиляційних штреків з присіканням до виробленого простору, послідовно відпрацьовувати яруси у низхідному порядку, збільшувати довжину крила панелі майже в два рази, відпрацьовувати два очисних вибої за безціликовою технологією.



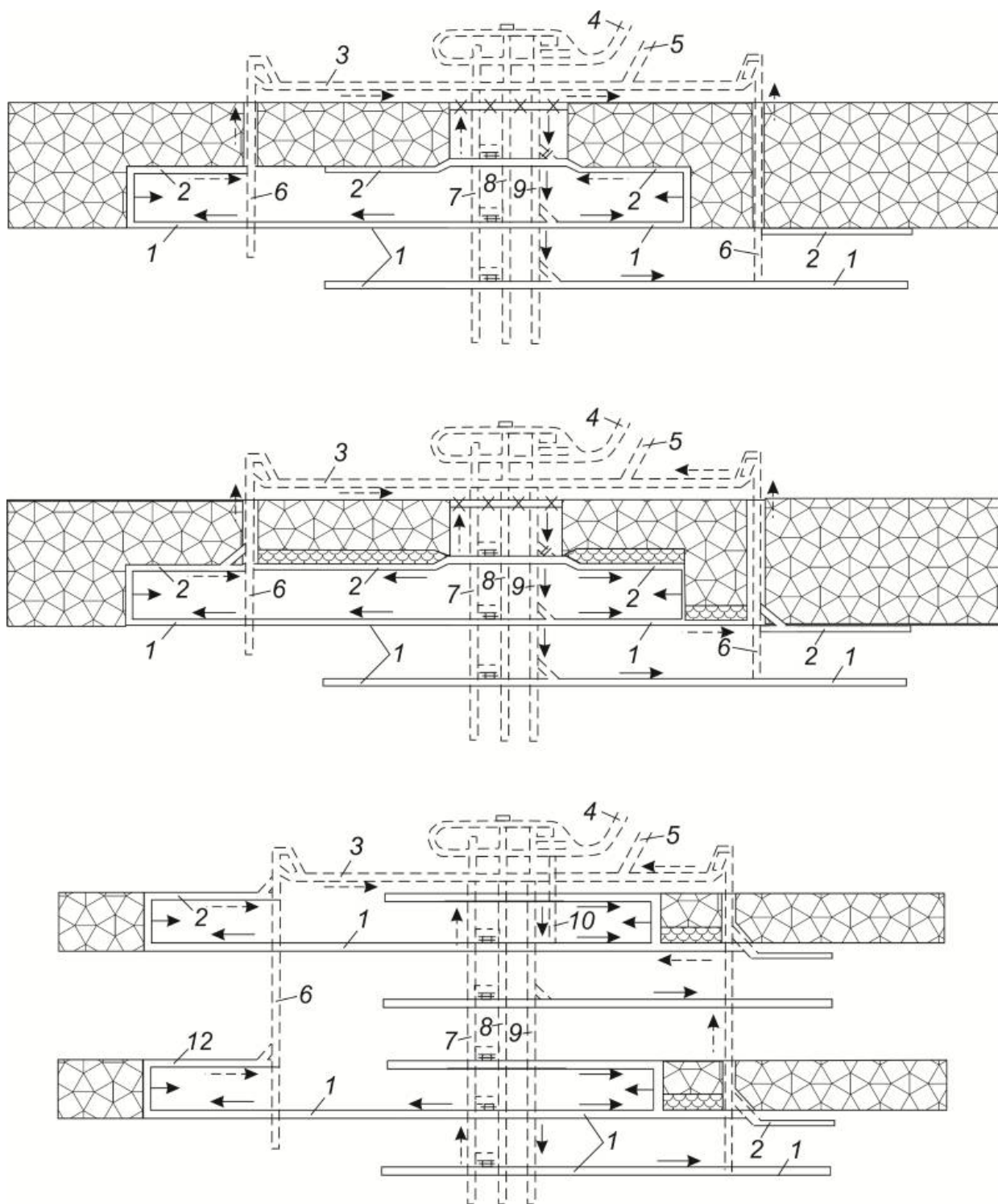


Рис. 9.2. Схема підготовки з проміжними хідниками при зворотноточному провітрюванні (а), прямоточному провітрюванні однієї лави (б) і чотирьох лав (в): 1 – конвеєрний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – польовий вентиляційний штрек; 4 – відкотний квершлаг; 5 – вентиляційний квершлаг; 6 – проміжний хідник; 7 – людський хідник; 8 – конвеєрний похил; 9 – допоміжний похил; 10 – повітроподавальний хідник

Застосування схеми вимагає великого попереднього обсягу проходки виїмкових штреків, перекривлення проміжних хідників після їх надробки, що утруднює використання схеми у глибоких шахтах.

Відмінною особливістю наведеної на рис. 9.2 б схеми, є застосування прямоточного провітрювання лави в центральній частині панелі та повторне використання конвеєрного штреку на цій ділянці як вентиляційного при роботі лави наступного ярусу. Вихідний струмінь з лави в центральній частині рухається у відкотному штреку, що охороняється, позаду лави на польовий проміжний штрек. Роботи з охорони штреку за допомогою спеціального кріплення (БЖТ, органка й ін.) чи породної стрічки можуть бути механізовані шляхом застосування дільничного закладного комплексу. Недоліком є те, що навантаження на лаву в центральній і крайовій панелях значно відрізняються за величиною, бо в крайовій частині лава працює за зворотнопоточною схемою провітрювання, а в центральній – за прямоточною схемою з підсвіженням.

Для збільшення концентрації робіт у панелі може знайти застосування схема (рис. 9.2, в) з одночасним відпрацюванням чотирьох лав, розміщених у верхній і нижній частинах панелі. Останній ярус у верхній частині поля центральної ділянки відпрацьовується за зворотнопоточною схемою провітрювання з ліквідацією виїмкових виробок, які проведені з присіканням. Свіжий струмінь повітря в лаву у нижній частині поля надходить через допоміжний хідник, а в лаву верхньої частини – через повітроподавальний, який проходять у міру відпрацювання ярусів. Схема дозволяє підвищити концентрацію робіт в панелі в два рази, що вимагає збільшення кількості похилих виробок.

Для погоризонтної підготовки рекомендована схема (рис.9.3), яка передбачає прямоточне провітрювання і повторне використання хідників. За цією схемою горизонт за падінням поділяється польовим проміжним відкотним штреком на дві одночасно відпрацьовані частини. Стовпи відпрацьовуються послідовно в напрямку до меж поля.

У центрі поля розташовуються два польових хідники. Ці хідники проходять через проміжний штрек і з'єднують квершлагами з основним відкотним і дренажним штреками. В крилі одночасно відпрацьовуються дві лави: в верхній частині робота розпочинається у другому стовпі, в нижній частині – у першому стовпі. Вугілля з верхньої лави відвантажується безпосередньо на основний відкотний штрек, а з нижньої лави – на проміжний штрек, а потім по конвеєрному похилу на основний відкотний штрек.

Особливістю технологічної схеми (рис. 9.4) є проведення вентиляційного штреку у виробленому просторі позаду лави. Для підготовки лави проходять повітроподавальні штреки на всю довжину стовпа, для видачі вихідного

струменя на флангах – флангові похилі виробки. Застосування цієї схеми дозволяє не тільки збільшити навантаження на лаву за газовим фактором, але і підвищити концентрацію очисних робіт, зменшити витрати на проходку і підтримання виробок в широкому діапазоні гірничо-геологічних умов.

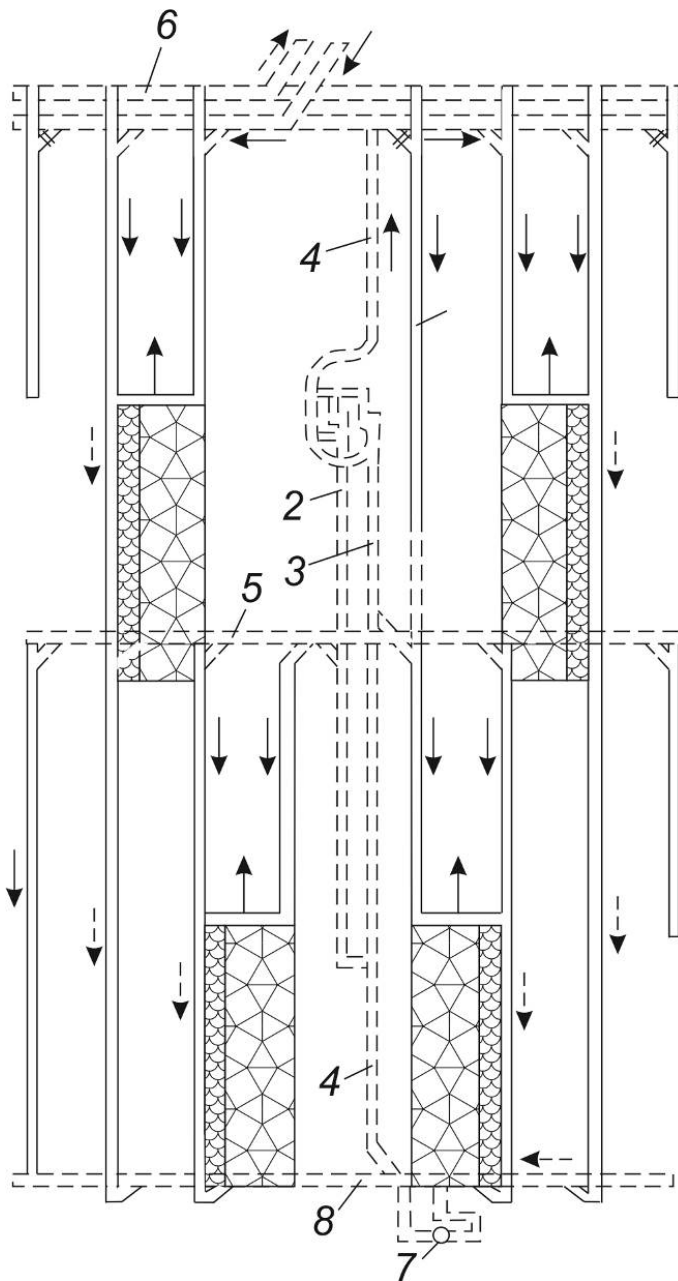


Рис. 9.3. Схема підготовки з проміжним штреком при відпрацюванні стовпів за підняттям: 1 – конвеєрний похил; 2 – людський хідник; 3 – допоміжний хідник; 4 – квершлаг; 5 – польовий проміжний відкотний штрек; 6 – польовий вентиляційний штрек; 7 – вентиляційний стовпур; 8 – дренажний штрек

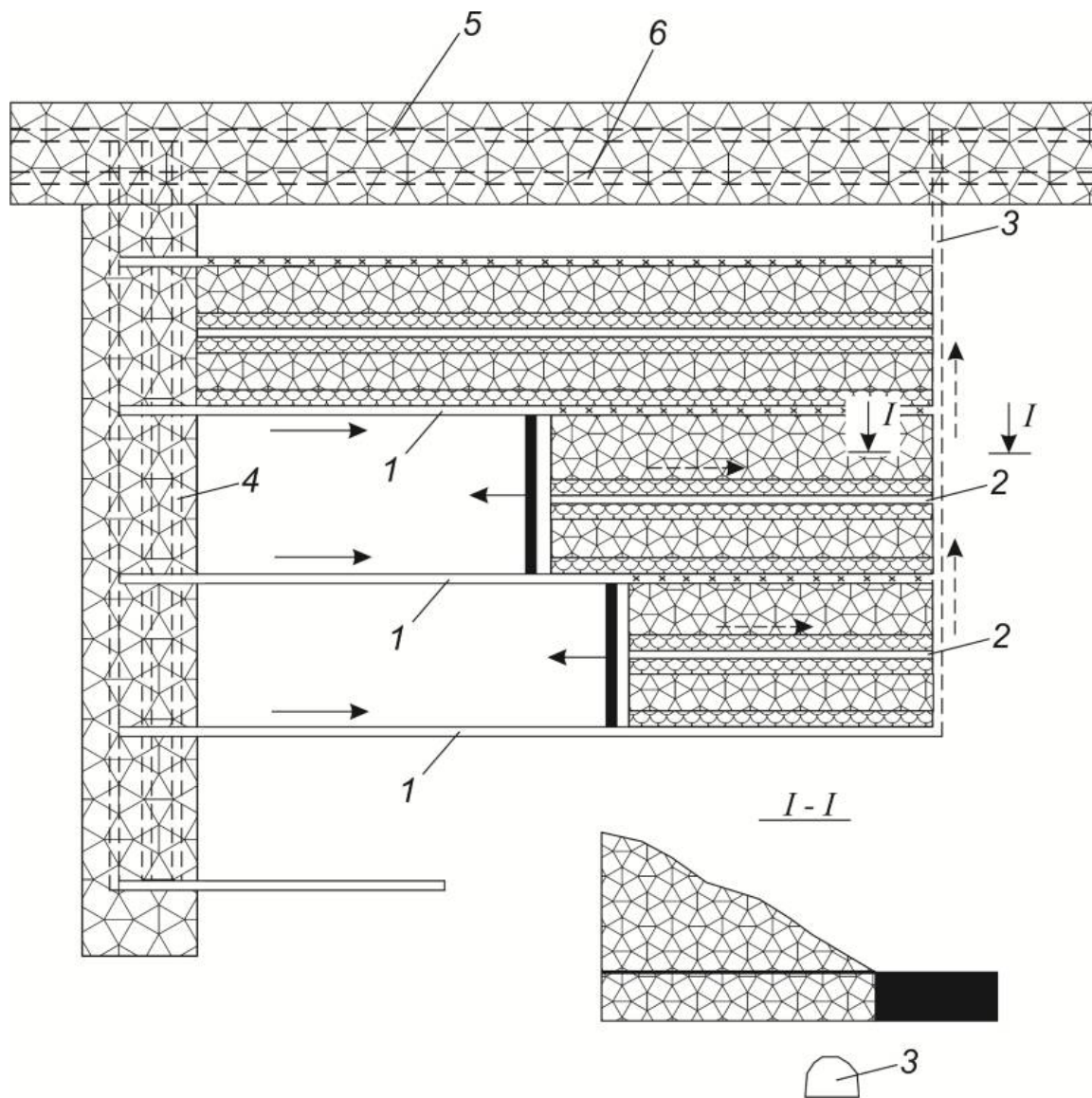


Рис. 9.4. Схема підготовки з фланговою виробкою:

1 – повітроподавальний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – фланговий польовий похил; 4 – центральний похил; 5 – корінний відкотний штрек

На рис. 9.5 наведена нова схема підготовки пластів, конструктивною особливістю якої є розташування панельних похилих виробок в одній вертикальній площині в породах під пластом. Для підготовки ярусу (поверху) спочатку проходять виробку 1, з якої горизонтальним квершлагом розкривають вугільний пласт і проходять ярусний (поверхневий) конвеєрний штрек 3.

Між конвеєрним 3 і вентиляційним 4 штреками на всю висоту поверху над похилою виробкою створюється розвантажувальна зона шляхом виймання стрічки 5 по пласту вугілля з залишенням між ними цілика вугілля 6, який руйнується гірським тиском. Виймання вугілля в стрічках проводять нарізними комбайнами, бурошнековими установками й іншими способами. Після під похилою виробкою 1 на відстані 4 – 6 м проходять похилі виробки 7 і 8 для

механізованої доставки людей, транспортування вугілля і подачі повітря. Ця схема дозволяє зменшити терміни підготовки ярусу, бо роботи з проходки ярусних штреків і створення розвантажувальної зони над похилими виробками суміщені в часі.

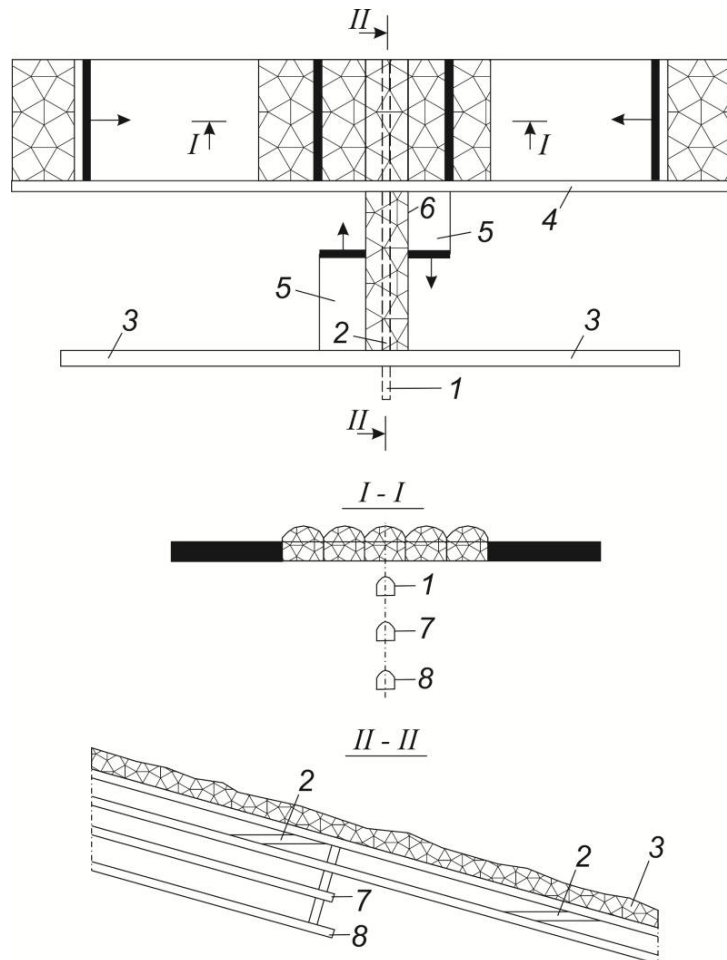


Рис. 9.5. Схема розташування похилих виробок у розвантажувальній зоні:  
 1, 7, 8 – панельні похилі виробки; 2 – квершлаг; 3, 4 – виїмкові штреки;  
 5 – розвантажувальні смуги; 6 – цілики вугілля

У схемі (рис. 9.6) застосований принцип розосередження похилих виробок з метою розділення транспортних потоків вугілля, породи і матеріалів. Похилі виробки в центрі панелі використовують для проходки виїмкових штреків, видачі вихідного струменя і забезпечення підготовчих вибоїв матеріалами. Одна із похилих виробок обладнується породним конвеєром, друга – канатною відкаткою для доставки матеріалів. На флангах панелі проходять 2 – 3 похилі виробки, одна з яких обладнується стрічковим конвеєром для транспортування вугілля. Свіжий струмінь повітря надходить по флангових виробках, а вихідний струмінь через центральні похилі виробки виходить на вентиляційний горизонт. Прямоточне провітрювання виїмкових дільниць забезпечується

шляхом повторного використання конвеєрного штреку або проходкою вентиляційного штреку одразу ж за лавою, який при відпрацюванні суміжного стовпа стає повітроподавальним.

Застосування схеми дозволяє розділити в просторі очисні та підготовчі роботи, забезпечити прямоточне провітрювання й одночасне відпрацювання двох очисних вибоїв у панелі. Особливо ефективно її застосування при відпрацюванні світи зближених пластів.

Конструктивною особливістю схеми (рис. 9.7) є випереджаюче відпрацювання крайових частин панелі на дільничні похилі виробки і розташування панельних похилх виробок в розвантажувальній зоні. Панель за простяганням поділяється на три частини. Для відпрацювання крайової частини панелі проходять дільничні похилі виробки 9 і 10 і виїмкові штреки 3 і 4. Очисні вибої 6 і 7 в крайовій частині панелі відпрацьовують за суцільною або стовповою системами розробки, а потім під його виробленим простором поблизу масиву вугілля центральної частини панелі проходять панельні похилі виробки 5, на яких готується і відпрацьовують виїмковий стовп 8. Підготовлений стовп 8 відпрацьовують одним очисним вибоєм на панельні похилі виробки 5. Перевагою схеми є зниження витрат на створення розвантажувальної зони і можливість одночасного відпрацювання трьох лав у панелі, а це, в свою чергу, призведе до концентрації гірничих робіт.

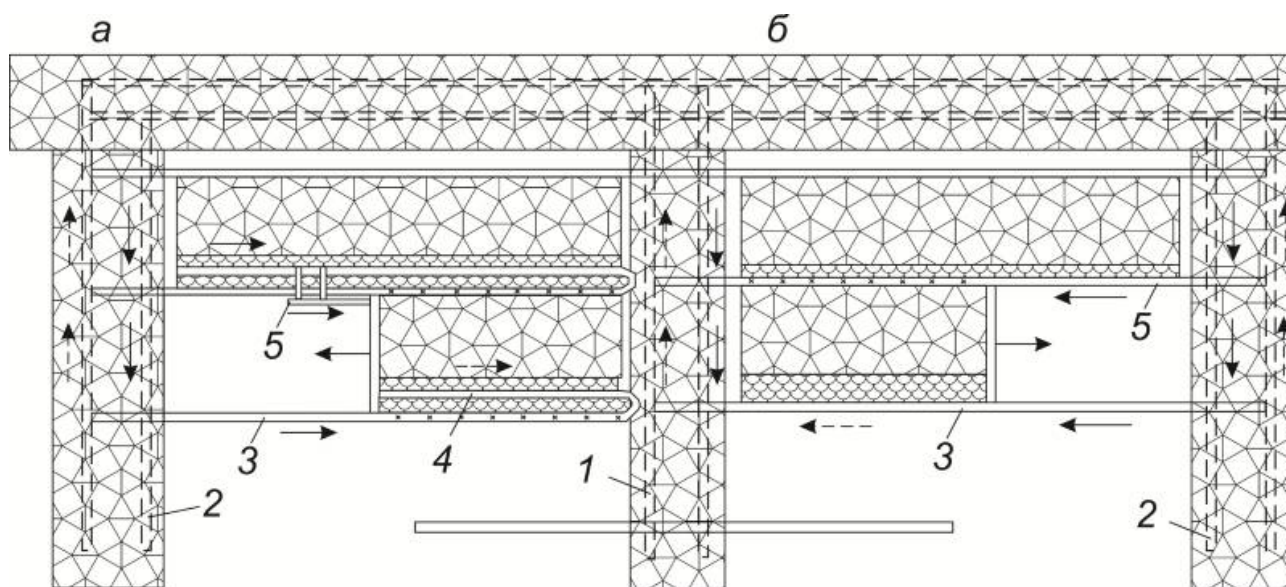


Рис. 9.6. Схема підготовки з розосередженням панельних похилх виробок у період проходки вентиляційного штреку за лавою (а) і повторному використанні конвеєрного штреку (б): 1 – похил для видачі породи; 2 – похил для видачі вугілля; 3 – конвеєрний штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – повітроподавальний штрек

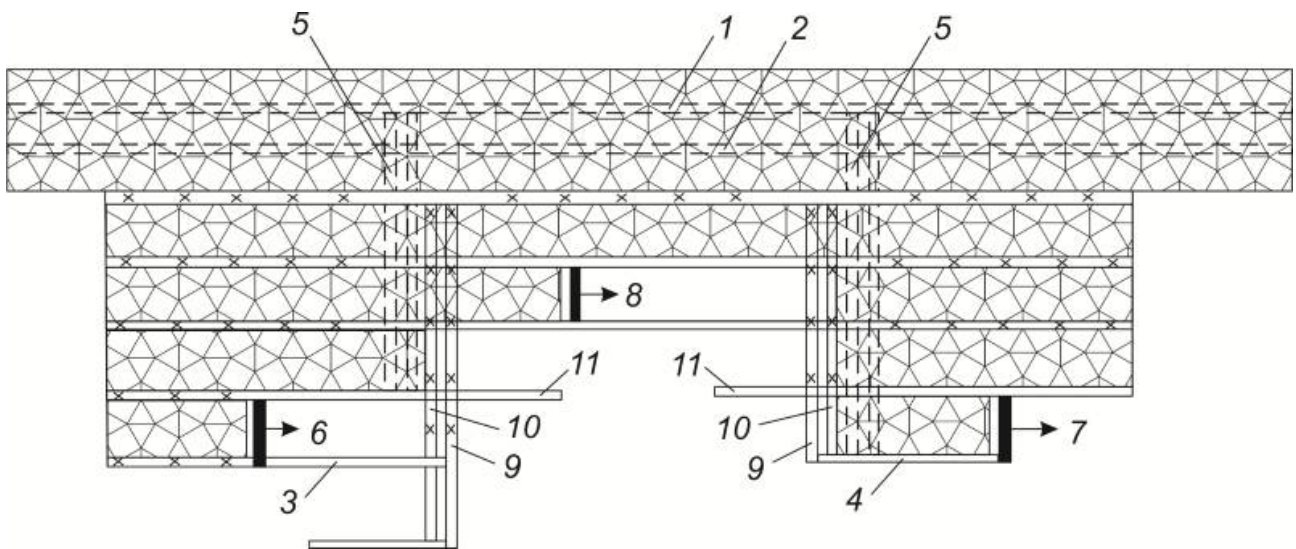


Рис. 9.7. Нова схема підготовки з розвантаженням панельних похилих виробок:  
 1, 2 – відкотний і вентиляційний штреки; 3, 4 – виймкові штреки;  
 5 – панельні похили; 6, 7, 8 – очисні вибої; 9, 10 – дільничні похили

### 9.3. Прогресивні схеми розкриття та підготовки глибинних горизонтів

Для розкриття і підготовки нових горизонтів на шахтах майбутнього необхідно використовувати наступні прогресивні схеми для пластів пологого і похилого падіння.

Нижче наведені схеми для двох груп пластів, які відрізняються між собою за кутом падіння. Перша група схем з вийманням лавами за підняттям використовується при кутах падіння пластів до  $10^\circ$ , друга – з вийманням лавами за простяганням – понад  $10^\circ$ . У свою чергу, в кожній із цих груп виділено дві підгрупи, які різняться можливою величиною збільшення виробничої потужності. Конструктивною особливістю схем першої підгрупи є проходка нового головного стовпа і заглиблення діючого скіпового стовпа з переобладнанням його в клітьовий, що передбачає зростання виробничої потужності шахти на новому горизонті до 70%. Поглиблення діючого скіпового стовпа з подальшим переобладнанням його в клітьовий викликано необхідністю створення незалежної роботи при спорудженні нового й експлуатації діючого горизонтів. Для цього новий скіповий стовп тимчасово використовують для видачі вугілля з діючого горизонту, а існуючий скіповий стовп після поглиблення переобладнується під клітьовий і використовується для виконання майбутніх робіт з будівництва горизонту. Діючий стовп застосовується для виконання допоміжних операцій на діючому горизонті.

Схемами другої підгрупи передбачається проходка нового допоміжного стовпа і транзитного похилу при використанні діючого горизонту для видачі вугілля. За цими схемами виробнича потужність може бути збільшена не більше ніж на 30%, що обумовлено обмежувальними резервами пропускних здатностей існуючих вугільних підйомів.

У всіх даних схемах розкриття та підготовки нових горизонтів застосована стовпова система розробки з прямоточним провітрюванням очисного вибою і розбавленням метану по джерелах його надходження, а також з застосуванням повторного використання відкотного штреку як вентиляційного й обладнанням очисних вибоїв механізованими комплексами.

Розроблені схеми підготовки нових горизонтів відповідають сучасним вимогам:

- забезпечення мінімального обсягу робіт до здачі горизонту в експлуатацію;
- ведення робіт для розкриття горизонту декількома фронтами одночасно;
- незалежне від робіт з експлуатації розкриття нового горизонту;
- спрощена транспортна і вентиляційна мережі (мала кількість перевантажувань, надійність провітрювання та ін.);
- створення високого ступеня концентрації гірничих робіт, збільшення розмірів виїмкових полів;
- швидка доставка робітників до місця роботи.

На схемі (рис. 9.8) сумарні капітальні й експлуатаційні витрати на спорудження горизонту і попередній проходці транзитного похилу і нового допоміжного стовпа при відпрацюванні пластів лавами за простяганням є найменшими.

Підвищена пропускна здатність мережі розкривних виробок реалізована на схемі (рис. 9.9) за рахунок проходки похилих сліпих стовпів. В похилій частині шахтного поля з горизонту пристволього двору головних стовпів 1 і 2 після відпрацювання запасів вугілля діючого горизонту в розвантажувальній зоні проходять сліпі, похилі стовпи 7, 8, 9, які збиваються на магістральний штрек 5 заїздами і хідниками. На відмітку магістрального штреку проходять повітроподавальну свердловину 10. Вугілля, порода, матеріали і люди транспортуються по похилу 6 з хідниками, магістральним штреком 5, потім по сліпих похилих стовпах 7, 8, 9, квершлагах 3, 4 і до стовпів 1, 2. Похилі з хідниками відпрацьованих панелей ліквідуються і ліквідуються транспортні ступінчастості, підвищуючи пропускну здатність мережі виробок.



Таким чином, похилі сліпі стовпи виконують функції схеми розкриття, при цьому роботи з підготовки запасів до виймання виконуються одночасно з вийманням вугілля.

Проходка й експлуатація похилих сліпих стовпів дозволяє збалансувати пропускні здатності мережі розкривних виробок і мережі підготовлюваних виробок при транспортуванні вугілля, породи, матеріалів, людей і вентиляції. Транспортні комунікації оснащуються потужним сучасним обладнанням і прокладаються найкоротшим шляхом. Скорочується протяжність підтримуваних виробок, причому підтримання панельних похилів з хідниками розраховується на термін служби даної ділянки панелі 8 – 10 років і по закінченні терміну служби ділянки ліквідують.

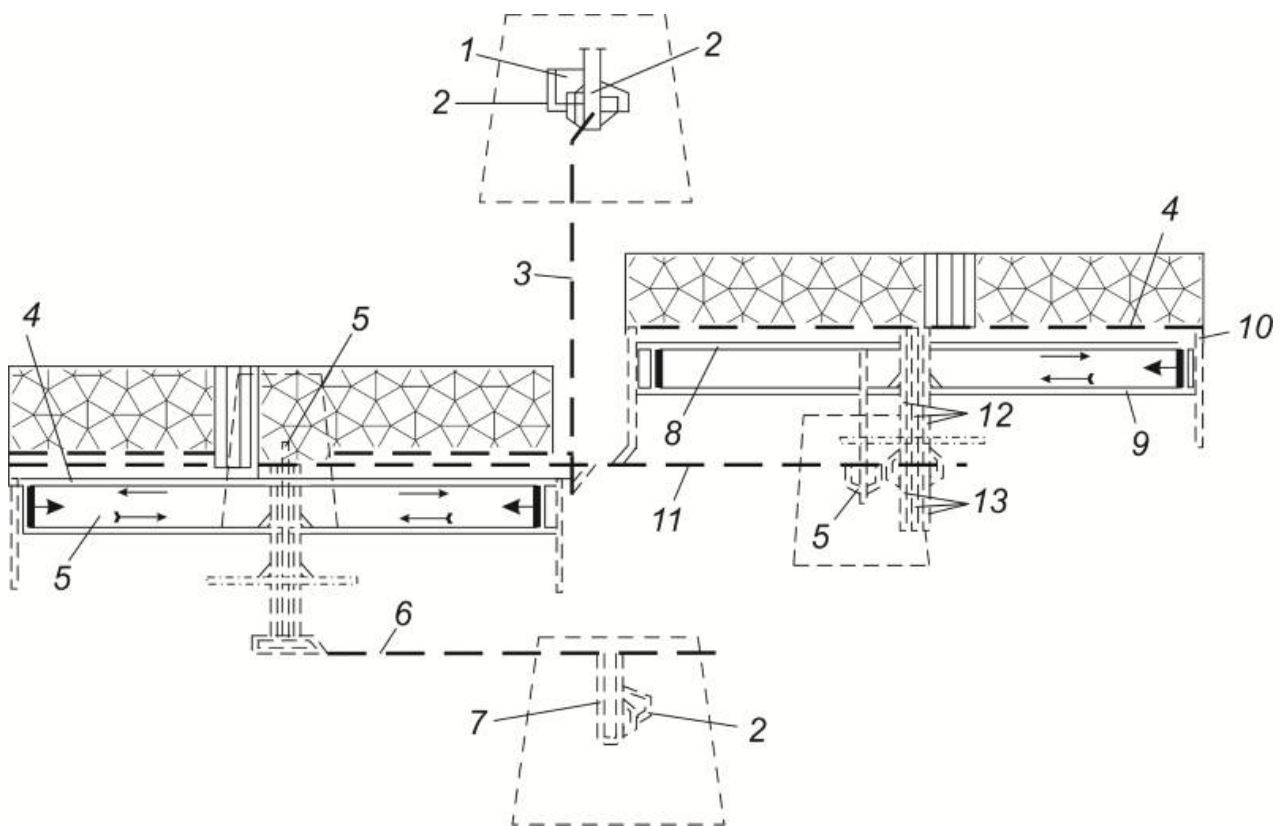


Рис. 9.8. Схема підготовки шахтного поля з транзитним похилом:

- 1 – приствольний двір діючого горизонту; 2 – скіповий і допоміжний стовпи;  
 3 – транзитний похил; 4 – вентиляційний штрек; 5 – вентиляційний стовп;  
 6 – повітроподавальний штрек; 7 – вентиляційна свердловина; 8 – ярусний повітро-подавальний штрек; 9 – ярусний конвеєрний штрек; 10 – флангова вентиляційна збійка; 11 – відкотний штрек; 12 – бремсберг з хідниками;  
 13 – похил з хідниками

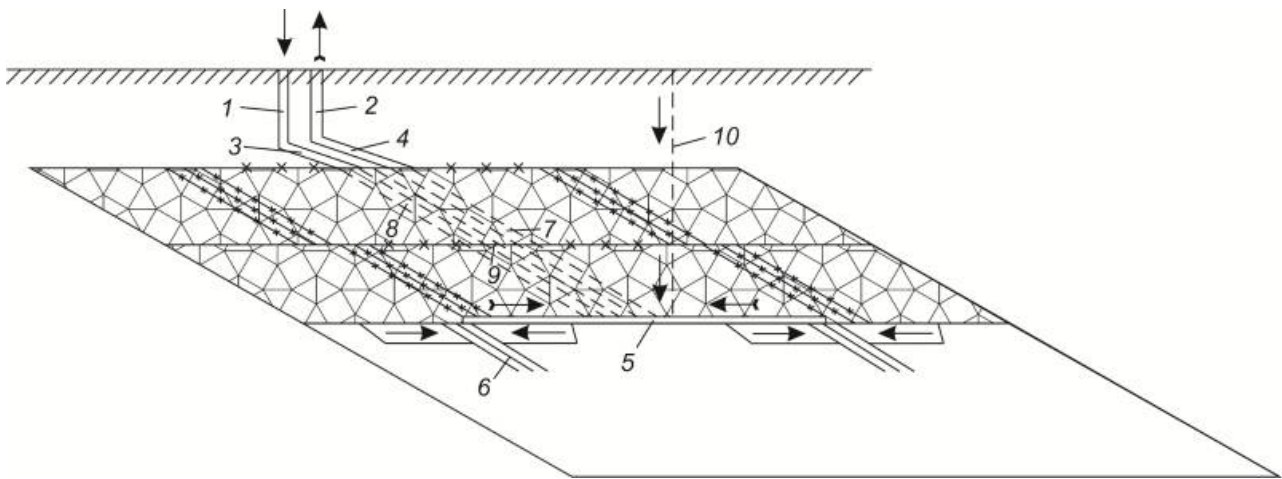


Рис.9.9. Схема розкриття пологого пласта сліпими похилими стовпами

Проходка похилих сліпих стовпів у розвантаженій від гірського тиску зоні не вимагає залучення шахтобудівельних організацій.

Стан ступінчатих похилів, зазвичай, досить незадовільний, тому застосування даної схеми при значній глибині розробки в слабких породах дозволяє зменшити капітальні витрати порівняно з заглибленням і проходкою нових стовпів на 40 – 50% і забезпечити безремонтне підтримання похилих виробок.

Для умов, коли спорудження нового горизонту передбачає мету об'єднання двох-трьох суміжних шахт і зростання їх виробничої потужності, раціональне закладання сліпих стовпів одночасно з проходкою нових головних стовпів.

Так шахтні поля 1, 2, 3 (рис. 9.10) розкриті стовпами 4, 5, квершлагами і сліпими похилими стовпами 7, які проведені від основного горизонту до нижньої технічної межі суміжних шахтних полів. Одночасно з веденням гірничих робіт в полях 1, 2, 3 від нижньої технічної межі цих полів у новому шахтному полі 6 проходять розвантажувальні лави 8 до нижньої технічної межі поля 6, потім в розвантажувальній зоні проходять похилі стовпи 7 (причому немає необхідності проходити сліпі стовпи для кожного шахтного поля 1, 2, 3) і з'єднують їх між собою двома виробками 9, які проходять у нижній технічній межі поля 6. Одночасно з веденням гірничих робіт із розкриття цього поля на горизонт нижньої технічної межі проходять скіповий стовп 10 і клітьовий стовп 11.

Таке технічне рішення способу розкриття і підготовки пологого вугільного пласта дозволяє підвищити концентрацію гірничих робіт, скоротити обсяг проходки і підтримання головних виробок при розробці нових шахтних полів і підвищити спеціалізацію похилих виробок у межах діючих шахтних полів,

оскільки через головні стовпи і похилі сліпі стовпи шахти 1 є можливість транспортувати тільки породу, шахти 2 – людей, шахти 3 – матеріали. Вугілля транспортується на новий скіповий стовп 10. Від нового скіпового стовпа можна спорудити підвісну дорогу до шахти, найбільш обладнаної для зберігання й транспортування вугілля.

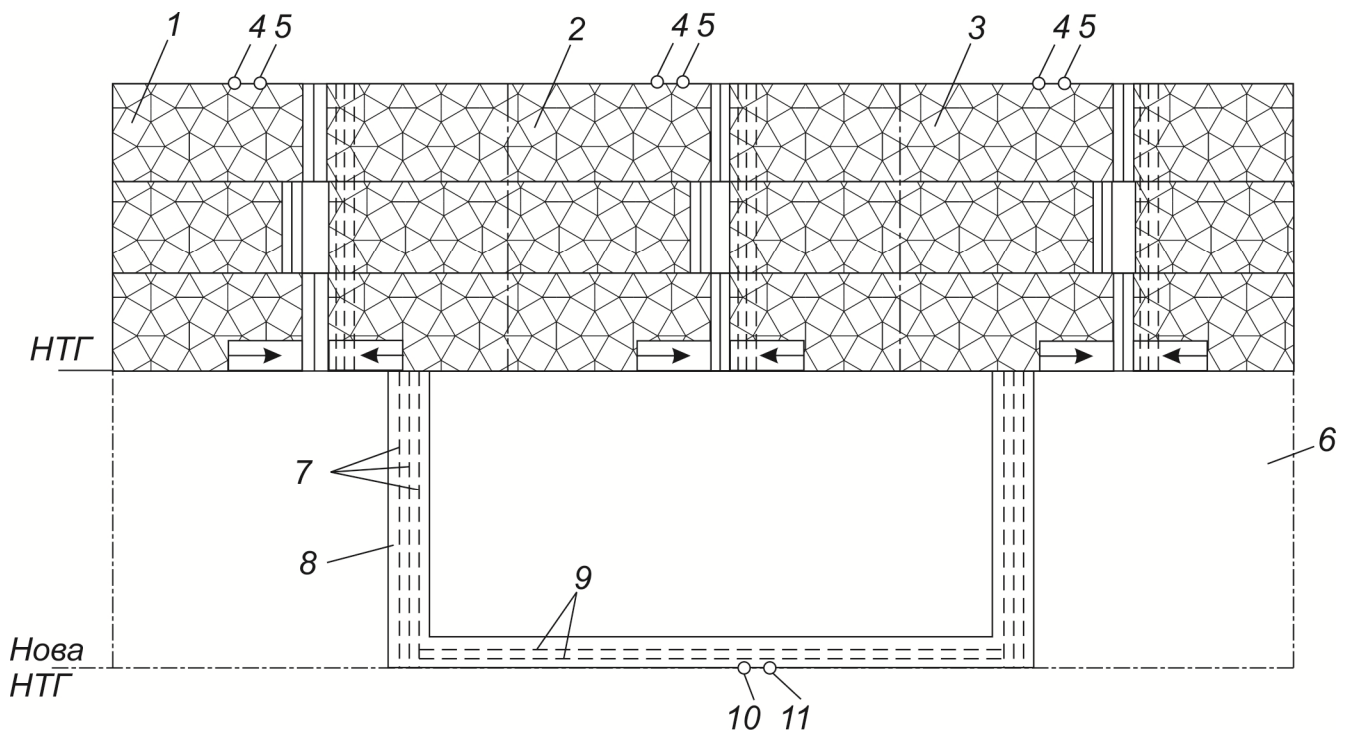


Рис. 9.10. Схема підготовки нового горизонту при об'єднанні шахт

#### 9.4. Технологічні схеми розробки пластів на шахтах глибинного залягання

Технологія робіт на виїмковій дільниці виконується за прогресивними технічними рішеннями з застосуванням високопродуктивної техніки та технології гірничих робіт з оптимальними параметрами для всіх гірничо-геологічних умов на основі використання досягнень науки, техніки, організації праці.

Нові технологічні схеми дозволяють значно знизити питомий обсяг проходки підготовчих виробок, підвищити ефективність очисного виймання і пропускну здатність за рахунок покращення технології очисних робіт, розташування виробок у зонах мінімальної дії опорного тиску і переходити на польову підготовку пластів.

Технологічна схема відпрацювання виїмкової дільниці (рис. 9.11) базується на використанні кутового вибійного скребкового конвеєра з бічним

розвантаженням вугілля, застосування якого дозволяє виконувати безнішове виймання вугілля на кінцевій ділянці лави і перевантаження вугілля на штрековий конвеєр без демонтажу постійного кріплення виробки, що на 50 – 80% зменшує трудомісткість робіт на прикінцевій ділянці лави.

Лави обладнані механізованим кріпленням, двома комбайнами і двома кутовими вибійними скребковими конвеєрами з бічним розвантаженням, які транспортують вугілля у протилежних напрямках на обидва штреки, які оконтурюють виїмковий стовп. Прикінцеві головки конвеєрів з'єднані між собою і дозволяють комбайнами пересуватись з одного конвеєра на другий, що забезпечує більше навантаження на лаву. Послідовність виконання технологічного циклу з виймання вугілля наступна [2].

На початок циклу комбайн 1 знаходиться біля штреку 2, де його підготовляють до роботи, виконують зарубку шнеків і виймання вугілля на прикінцевій ділянці лави, закріплення і підтримання сполучення лави зі штреком. Комбайн 3 в цей час виймає смугу вугілля в протилежній частині лави до прикінцевої головки конвеєра 4, після чого рухається у зворотному напрямку до штреку 5. Вугілля від комбайна 4 видається на штрек 5. У цей час комбайн 1 починає виймати вугілля в першій частині лави з видачею його конвеєром 6 на штрек 2.

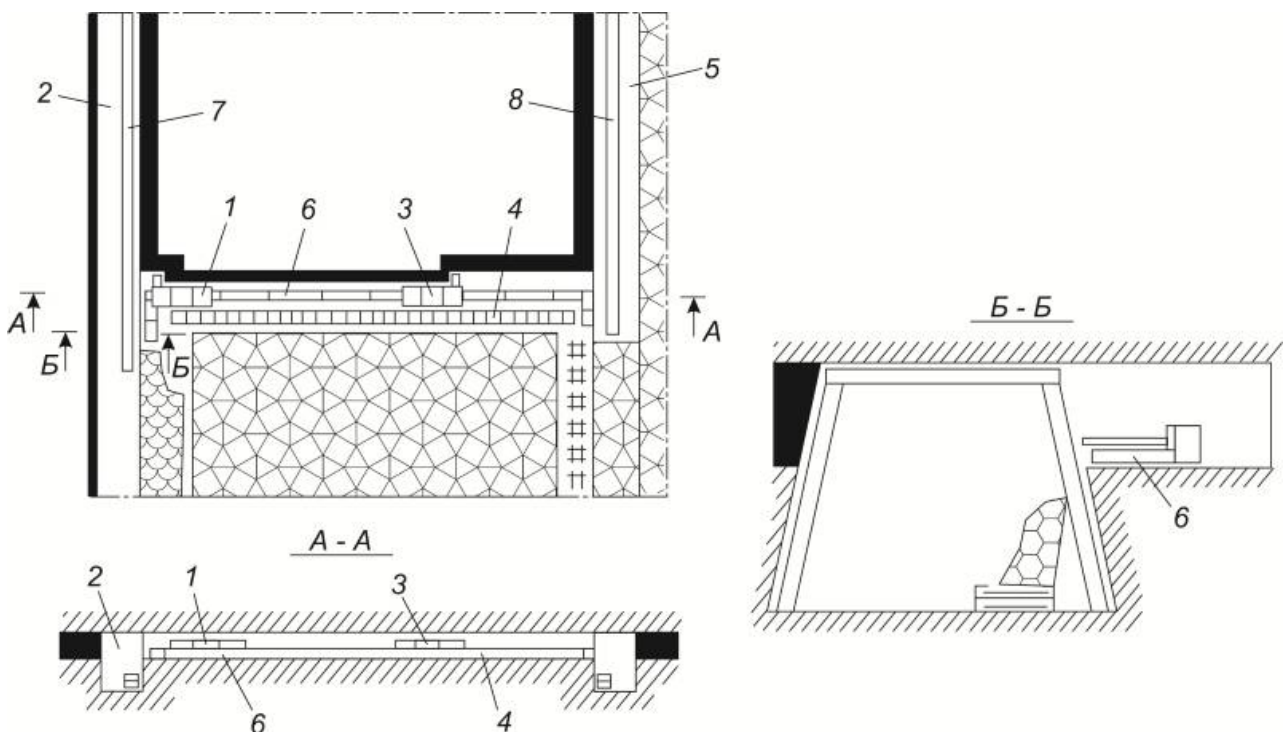


Рис. 9.11. Нова технологічна схема відпрацювання виїмкової ділянки:  
1, 3 – очисні комбайни; 2, 5 – підготовчі виробки; 4 – кутовий вибійний конвеєр з бічним розвантаженням; 6, 7, 8 – конвеєри

У наведеній технологічній схемі підготовка комбайна і виймання вугілля на прикінцевій дільниці суміщені у часі з вийманням вугілля в другій частині лави, внаслідок чого досягається безперервність виймання вугілля в очисному вибої. Застосування кутового вибійного конвеєра з бічним розвантаженням забезпечує безнішове виймання вугілля і його перевантаження на штрековий конвеєр без винесення привідних головок у виробку, що зменшує трудомісткість робіт на кінцевій дільниці і простої комбайна з причини обладнання навантажувального пункту, так як не вимагається виконувати демонтаж ніжок постійного і посиленого кріплення.

Запровадження цієї схеми дозволяє покращити ефективність застосування механізованих комплексів, збільшити довжину очисного вибою до 250 – 300 м, зменшити питомий обсяг проходки, підвищити навантаження на очисний вибій в 1,4 – 1,8 рази, зменшити трудомісткість прикінцевих операцій на 50 – 80%, мати в технологічній схемі виймання і транспортування вугілля дві паралельні гілки, які забезпечують відповідний резерв. Область ефективного застосування цієї технологічної схеми обмежена кутом падіння пласта до  $16^\circ$  під час роботи лавами за простяганням і до  $10 - 12^\circ$  під час роботи лавами за підняттям.

Конструктивною особливістю вузла сполучення (рис. 9.12) є розташування відкотного штреку в покрівлі пласта поза зоною опорного тиску очисного вибою. По пласту вугілля з випередженням очисного вибою проходять конвеєрний штрек, який горизонтальними квершлагами через 160 – 200 м з'єднується з відкотним польовим штреком. Породу від проходки конвеєрного штреку направляють закладною установкою в побуву смугу. Під час відпрацювання суміжного стовпа польовий відкотний штрек застосовується повторно, а вентиляційний штрек проходять з присіканням до виробленого простору.

Основні переваги цієї схеми з точки зору підтримання штреків наступні:

- при проходці польового відкотного штреку з запасом на осідання по висоті, тампонажі закріпного простору є можливість виключити його перекріплення в широкому діапазоні гірничо-геологічних умов;
- пластові конвеєрний і вентиляційний штреки проходять по пласту вугілля з мінімальним підриванням бічних порід;
- конвеєрний і вентиляційний штреки знаходяться в зоні опорного тиску короткочасно і після проходки лави ліквідуються;
- застосування цієї схеми дозволяє збільшити навантаження на лаву за газовим чинником і забезпечити безремонтне підтримання виробок. Внаслідок на 25 – 45% зростає пропускна здатність технологічної схеми виїмкової дільниці [3].

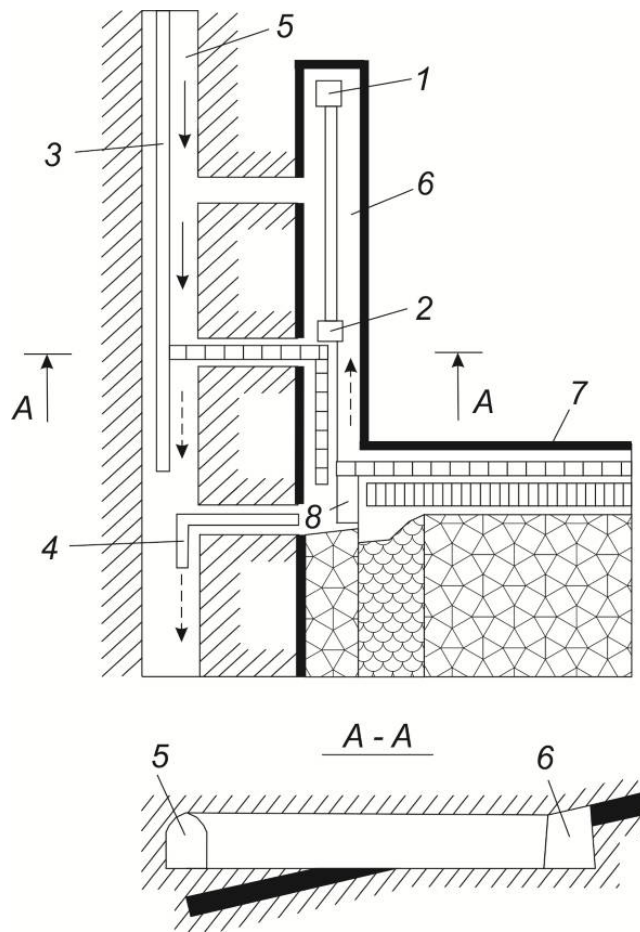


Рис.9.12. Сполучення лави з відкотним польовим штреком:  
 1 – прохідницький комбайн; 2 – закладна механізована установка;  
 3 – стрічковий конвеєр; 4 – газовідсмоктувач; 5 – польовий штрек;  
 6 – конвеєрний штрек; 7 – очисний вибій; 8 – закладний трубопровід

Застосування такого технічного рішення, як проходка вентиляційного штреку з присіканням до виробленого простору, є ефективним у всьому діапазоні гірничо-геологічних умов. Ефективність проходки вентиляційного штреку з присіканням тим вище, чим більша потужність пласта і глибина розробки. Так на глибині 800 м і збільшенні потужності пласта з 0,9 до 1,5 м економія зростає з 0,8 до 1 грн/т. При постійній потужності пласта на кожні 100 м збільшення глибини розробки економія зростає в середньому на 0,05 грн/т за рахунок зниження питомого обсягу проходки основних похилих і горизонтальних виробок і більш повного видобування запасів вугілля.

Таким чином, на пропускну здатність виїмкової ділянки, на глибинних горизонтах по транспорту і повітрю великий вплив спричиняють способи проходки і підтримання виробок, конструкція вузла сполучення лави, технологія прикінцевих операцій, форма і розмір перерізу виробки, схема провітрювання та ін. Окрім цього, удосконалення конструкції вузла

сполучення, розташування, кріплення й охорони виробок дозволяє підвищити ефективність виїмкової техніки і безпеку праці.

## 9.5. Зниження ризиків при підвищенні ефективності планувальних рішень

Підвищення ефективності планувальних рішень пов'язано з вивченням і удосконаленням конструктивних схем гірничих робіт, які суттєво впливають на зростання пропускної здатності по транспорту і повітрю на глибинних горизонтах.

До числа таких схем в системах розробки відносяться: способи проходки виробок, способи охорони виробок, розмір і форма перерізу виробок, вид підривання, схема провітрювання; в схемах підготовки – це способи проходки й охорони основних похилих виробок, наявність флангових виробок, види основного і допоміжного транспорту, чисельність одночасно працюючих очисних виробок; у схемах розкриття – наявність ступенів у повітряних і транспортних комунікаціях, кількість місць надходження повітро- і вантажопотоків, розрив кінцевих відміток виробок розкривних і експлуатаційних.

Конструктивні схеми можна удосконалити шляхом зменшення витрат на одиницю приросту пропускної здатності схеми транспорту і повітря. Спочатку питомі капітальні поточні витрати відносно завищені, але з часом освоєння нового принципу відбувається їх швидке зменшення. Потім вичерпуються потенціальні можливості, через які темпи прирощення економії знижуються і відбувається поступове зменшення кінцевого ефекту. Залежність ефекту від часу у цьому випадку описується кривою “насичення”

$$E_{\phi} = E_m(1 - e^{-t/a}),$$

де  $E_{\phi}$  – фактична ефективність, млн грн;

$E_m$  – теоретична ефективність, млн грн;

$t$  – час, за який досягається фактична ефективність, років;

$a$  – багатofакторна виробнича функція, яка пов'язує змінні величини витрат на перспективу гірничих робіт у зв'язку з реалізацією даного технічного рішення.

Завдяки удосконаленню конструктивних схем (1, 2, ...,  $n$ ) зростає ефективність даного технічного рішення  $E_p = \int(t)$ ,

$$E_p \geq E_{(t)},$$

наприклад стовпової системи розробки. Однак удосконалення системи розробки з метою збільшення її пропускної здатності доцільно вести до тих пір, поки ця система буде відповідати пропускній здатності схем підготовки, а вона, в свою чергу, не буде стримуватись схемою розкриття. В протилежному випадку виникають, так звані, “вузькі місця”, і витрати на попередньому етапі будуть неефективні.

Необхідно дотримуватись умови

$$P_p > \Sigma P_n > \Sigma P_\partial,$$

де  $P_p$  – пропускна здатність схем розкриття;

$\Sigma P_n, \Sigma P_\partial$  – сумарна пропускна здатність підготовки шахтного поля і системи розробки виїмкових ділянок відповідно.

Для забезпечення стійкої роботи глибоких шахт з видобутку вугілля пропускні здатності основних технологічних ланок повинні бути взаємопов’язані на всіх ієрархічних рівнях. Так пропускна здатність виїмкової ділянки (її технологічних ланок) повинна бути вище технічно можливої продуктивності очисного вибою

$$P_{\partial i}^j \geq q_{ni},$$

де  $P_{\partial i}^j$  – пропускна здатність  $i$ -ї виїмкової ділянки по  $j$ -му технологічному процесу, т/добу;

$Q_{ni}$  – максимальна технічно можлива продуктивність виїмкового обладнання в конкретних умовах, т/хв.

Пропускна здатність панелі (горизонту) по кожному технічному процесу повинна забезпечувати нормальну роботу всіх її виїмкових ділянок (транспорт вугілля, підведення свіжого повітря і відведення вихідного повітря). У загальному вигляді ця вимога може бути виражена наступним чином

$$P_{n,k}^j = \sum_{i=1}^{n\partial} P_{\partial i}^j$$

де  $P_{n,k}^j$  – пропускна здатність  $k$ -ї панелі по  $j$ -му процесу;

$P_\partial$  – чисельність одночасно працюючих у панелі ділянок.

Створення резерву пропускної здатності доцільно тільки в тому випадку, якщо передбачено збільшення видобування з панелі в період її роботи за рахунок інтенсифікації очисного виїмання (зростання навантаження на вибій), екстенсифікація гірничих робіт (збільшення чисельності виїмкових ділянок одночасно працюючих у панелі) або сполучення цих способів.



За наявності на шахті деякої кількості одночасно діючих панелей (горизонтів) пропускна здатність схем розкриття повинна задовольняти наступній вимозі

$$\Pi_b^j \geq \sum_{k=1}^{N_n} \Pi_n^j \geq \sum_{k=1}^{N_n} \sum_{i=1}^{N_g} \Pi_{gi}^j.$$

При виконанні цієї вимоги видобуток шахти складе

$$A_{uu} = \sum_{i=1}^{\Pi \partial} g_{ni} T_{bi},$$

де  $A_{uu}$  – добовий видобуток вугілля, т/добу;

$T_{bi}$  – час роботи виїмкового обладнання  $i$ -го очисного вибою з виймання вугілля, хв.

У протилежному випадку

$$A_{uu} = \min \{ \Pi_b^j; \Pi_n^j; \Pi_{gi}^j; g_{ni} \times T_{bi} \}$$

Тому впровадження нової високопродуктивної виїмкової техніки не дає бажаного ефекту, оскільки пропускна здатність основних технологічних ланок або хоча б одного з них не відповідає новому рівню видобування.

Таким чином, зниження ризиків при удосконаленні технології гірничих робіт на діючій шахті полягає в підвищенні пропускної здатності мережі гірничих виробок по транспорту і повітрю в межах виїмкової ділянки, панелі та шахти у цілому. Підвищення пропускної здатності мережі гірничих виробок забезпечується за рахунок покращення технології їх проходки і підтримання, конструктивних схем систем розробки, схем підготовки і розкриття, а також за рахунок правильного вибору пропорцій в розвитку гірничих робіт на значних глибинах.

### Список літератури

1. Катков Т.А. Проявление горного давления при выемке пластов с труднообрушаемыми породами кровли/ Т.А. Катков, А.А. Журило.// Уголь.– 1983. – № 8. – С. 14 – 19.
2. Науменко К.Д. Производительность труда рабочих по добыче на глубоких шахтах/ К.Д. Науменко, В.А. Герасимов// Уголь Украины. – 1993. – № 3. – С. 42 – 44.
3. Зборщик М.П. Особенности развития очистных работ при разработке пологих пластов на глубоких горизонтах/ М.П. Зборщик, В.К. Костенко// Уголь Украины. – 1989. – № 6. – С. 15 – 19.

## **10. ШКІДЛИВІ НАСЛІДКИ ЗРУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ**

### **10.1. Схема зрушення гірських порід**

В основних гірничодобувних районах нашої держави значні запаси корисних копалин знаходяться під забудованими територіями. Максимальне залучення запасів до експлуатації нерозривно пов'язано з використанням економічних і ефективних способів захисту споруд і природних об'єктів від шкідливої дії гірничих виробок.

Під час ведення гірничих робіт на значних глибинах недостатньо вивчені характери зрушень земної поверхні, активізація цих зсувів при різночасній розробці світи пластів і природа нерівномірності розподілу деформацій у мульді зрушень. Вивчались питання взаємозв'язку деформацій земної поверхні та характеру деформування споруд внаслідок підробки, визначались допустима умова підробки і допустимих будівельно-конструктивних заходів захисту споруд.

Під час шахтного видобування корисних копалин сподіваний характер і параметри процесу зсуву гірських порід над виробками визначають (разом з іншими чинниками) вибір системи розробки (з обваленням, з закладанням виробленого простору та ін.), тип і параметри кріплення виробок. Головна увага при цьому приділяється забезпеченню безпечного ведення гірничих робіт, повноти вилучення корисної копалини, а також збереження будівель, споруд, водойм і інших об'єктів на земній поверхні, які підпадають в зону зрушень.

Земна поверхня є частиною зрушеної товщі гірських порід, і зсув її відображає ті процеси, які відбуваються в товщі. Ці обидва процеси (зрушення товщі порід і зсувів поверхні) взаємно пов'язані і повинні розглядатись у взаємозв'язку.

У процесі розробки вугільних пластів виникає зсув верхньої (підробленої) товщі гірських порід, яке відбувається у формі послідовного прогину шарів порід у бік виробленого простору.

У зсувній товщі утворюються деякі зони, які відрізняються різним характером зрушень і напруженого стану порід.

У перший період розвитку очисного виймання, коли вибій лави відійшов від масиву (розрізної печі) на незначну відстань, безпосередня покрівля пласта практично знаходиться у стійкому стані, зсув її у формі прогину відбувається поступово і вимірюється малими величинами. В процесі подальшого відходу лави від розрізної печі швидкість і величина прогину покрівлі пласта зростає, до зсуву втягуються верхні шари породи, а пізніше і земна поверхня. За даними

спостережень, зрушення порід при глибинах гірничих робіт до 500 м розповсюдиться до земної поверхні, коли вибій лави відійде від печі на відстань приблизно  $L = (0,2 - 0,3)H$ , ( $H$  – глибина розробки). При подальшому відходженні вибою лави від розрізної печі прогин шарів породи і земної поверхні зростає і досягає максимуму, коли вибій лави відійде від розрізної печі на відстань  $1,4H$ .

Зі зростанням прогину збільшуються деформації шарів і порушується їх суцільність. В шарах, які розташовані поблизу вугільного пласта, утворюються тріщини і розломи.

Якщо виймання пласта відбувається без закладання і шари покрівлі під час прогину не досягають підошви пласта, то відбувається їх обвалення. Процес зсуву і розшарування товщі буде продовжуватись до того часу, поки не буде відновлена рівновага всіх шарів підробленої товщі.

Після закінчення зрушення в товщі утворюються три зони (в напрямку знизу вгору):

- 1) безладного обвалення;
- 2) прогину порід з утворенням тріщин розриву;
- 3) прогину порід без розриву суцільності.

Висота зони безладного обвалення складає  $(3 - 6)m$ , ( $m$  – потужність пласта).

Висота другої зони суттєво залежить від складу порід товщі і змінюється в Донбасі від  $(20 - 30)m$  до  $(70 - 80)m$ .

За характером зсуву шарів гірських порід у товщі у напрямку вхрест простягання можуть бути виділені наступні зони (рис. 10.1):

- I – область повних зсувів;
- II<sub>a</sub> і II<sub>б</sub> – зони найбільшого прогину порід;
- III<sub>a</sub> і III<sub>б</sub> – зони стиску порід.

Область повних зрушень СОД характеризується тим, що вектори зсуву точок в межах цієї області вище зони обвалення паралельні між собою і направлені за нормаллю до напластування, а шари гірських порід після закінчення зрушень займають положення, яке є паралельним їх початковому положенню. Зони стиску порід виникають під дією опорного тиску біля меж очисних виробок. Як вказують чисельні дослідники, власне опорний тиск є основною причиною стиснення порід по вертикалі від додаткового привантаження від ваги осідаючих порід, а тому і основною причиною зрушень шарів гірських порід і земної поверхні за межами очисних робіт [1, 2].

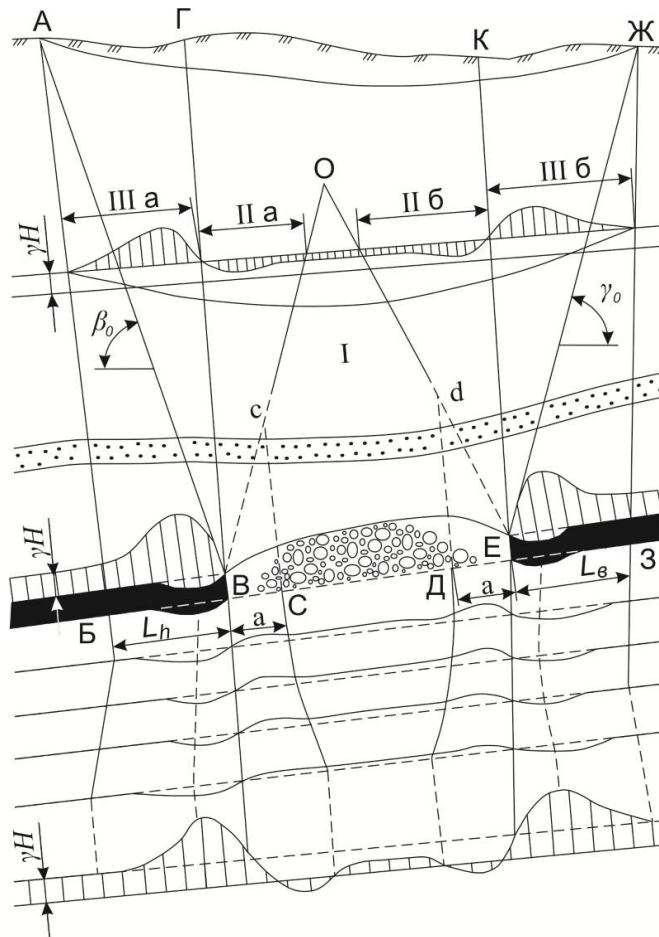


Рис. 10.1. Схема зрушення гірських порід

Таким чином, одночасно із зсувом товщі відбувається перерозподіл напруженого стану порід з виникненням зон опорного тиску і зон розвантаження.

Межами зрушення товщі приймаються лінії, які проходять через межі мульд зсуву на земній поверхні і направлені за нормаллю до напластування біля нижнього краю очисних робіт і по вертикалі біля верхнього краю і краю очисних робіт за простяганням.

Межі мульди зрушень на земній поверхні визначаються по граничних кутах  $\beta_0$ ,  $\gamma_0$  і  $\delta_0$ , величини яких визначають за формулами

$$\begin{aligned}\delta_0 &= 80^\circ - p \cdot H_0/H, \\ \beta_0 &= 80^\circ - 0,8\alpha - p \cdot H_0/H, \\ \gamma_0 &= 80^\circ - p \cdot H_0/H,\end{aligned}$$

де  $H$  – глибина гірничих робіт, м;

$H_0 = 18$  м – мінімальна глибина гірничих робіт, до якої можуть бути застосовані ці формули;

$p = 57^\circ$  – радіан;

$\alpha$  – кут падіння, пласта, град.

Виходячи з прийнятого визначення меж зрушення товщі, розміри зон опорного тиску можуть бути визначені з виразів:

$$L_n = H \cdot \operatorname{ctg}(\beta_o + \alpha) / \sin \beta_o,$$

$$L_e = H \cdot \operatorname{ctg} \gamma_o / \cos \alpha,$$

$$L_n = H \cdot \operatorname{ctg} \delta_o,$$

де  $L_n, L_e, L_n$  – відповідно розміри зон опорного тиску біля нижнього краю, верхнього краю і краю очисних робіт за простяганням.

Зони найбільшого прогину порід ( $\Pi_a$  і  $\Pi_b$ ) знаходяться між зонами опорного тиску й областю повного зрушення. Шари гірських порід у цих зонах підпадають під найбільші деформації.

За межі, що поділяють зони опорного тиску від зон найбільшого прогину порід, можуть бути прийняті лінії у товщі, що з'єднують точки прогину кривих просідання шарів порід і земної поверхні. Точки перегину кривих просідань характерні тим, що власне в них відбуваються якісні зміни характеру просідань порід.

Очисне виймання викликає зрушення і зміну напруженого стану порід у верхній (підробленій) товщі. В нижній товщі в зонах опорного тиску зміну напруженого стану гірських порід можна пояснити дією опорного тиску як штампа з нерівномірно розподіленим навантаженням. У верхній товщі зміни напружень можна пояснити дією сил реакції опорного тиску, які діють також як штамп, але в напрямку, протилежному прямій дії опорного тиску на нижню товщу. Таке тлумачення про природу виникнення напружень в породах, які розташовані в зонах дії опорного тиску, дозволяє застосувати для розрахунку напружень у різній товщі масиву теорію розподілення напружень, яка використовується в механіці ґрунтів і яка базується на математичній теорії пружності [3].

Як відомо, зона опорного тиску поділяється на дві частини: зону граничного стану від вибою до максимуму опорного тиску і пружну зону від максимуму опорного тиску до межі зони опорного тиску в масиві вугілля. Причому пружна зона займає значну частину всієї зони опорного тиску. Епюра навантажень у пружній частині зони опорного тиску наближається до трикутної. В дійсності епюра навантаження складніша трикутної, але для цілей розрахунку зрушень товщі гірських порід і земної поверхні таке спрощення допустиме.

Розглянемо вплив опорного тиску, який виражено наближеною трикутною епюрою, на будь-яку точку  $M$  у підробленому чи надробленому масиві (рис. 10.2).



$$\sigma_x = - \frac{(k-1) \cdot \gamma \cdot Hx}{\pi \cdot L_0} [\sin^2 \beta_1 - \sin^2 \beta_2 - \dots - \operatorname{tg} \beta_2 \cdot (\beta_1 + 1/2 \sin 2\beta_1 - \beta_2 - 1/2 \sin 2\beta_2)]. \quad (10.1)$$

Застосовуючи формулу (10.1), розраховують напруження в різній точці підробленого масиву в зоні впливу опорного тиску.

## 10.2. Зрушення гірських порід і земної поверхні при геотехнологічних методах видобування корисних копалин

### *Вплив зрушень гірських порід на технологію виймання корисних копалин*

З кожним роком потреба у всіх видах мінеральної сировини зростає і, щоб задовольнити її, в розробку залучаються більш бідніші родовища і ті, що глибоко залягають. Експлуатація таких родовищ традиційними (підземними і відкритим) способами є неекономічною. Пов'язано це з труднощами видобування, навантаження і транспортування гірничої маси, створення повної автоматизації виробничих процесів, наявністю небезпечних ситуацій на великих глибинах. Окрім цього, традиційні способи не звільняють людей від важкої праці, вимагають вилучення і переміщення великих обсягів пустих порід, для розміщення яких необхідно використовувати значні площі цінних земельних ділянок.

Ефективна розробка бідних родовищ і тих, що глибоко залягають, можлива лише на основі нових методів видобування, які дозволяють вести процес вилучення корисних копалин безпосередньо на місці залягання, підвищити продуктивність праці, виключивши присутність людей під землею і трудомісткі операції традиційної технології. Вирішення названих завдань базується на застосуванні нових безшахтних геотехнологічних методів видобування.

У нинішній час фізико-хімічні методи вилучення копалин ще не одержали широкого промислового застосування, однак, як відзначають багато вчених, геотехнологічні методи стануть найближчими роками основою технічного прогресу при видобуванні багатьох корисних копалин.

Геотехнологічні методи базуються на переведенні корисних копалин із твердого в рухомий стан шляхом застосування на місці їх залягання теплових, масообмінних, хімічних, фізичних і гідродинамічних процесів [5]. При геотехнологічних методах розкриття вилучення корисних копалин відбувається через спеціальні свердловини (вертикальні, похилі та похило-горизонтальні), які вибурають з поверхні землі. Введення робочих агентів (розчинників, теплоносіїв, повітряного дуття й ін.) до покладів і виведення корисної копалини на поверхню можуть виконуватись як через одну, так і через

декілька свердловин. Вилучення корисної копалини відбувається після переведення її з твердого стану в рухомий (рідина, газоподібний, суспендований).

За суттю процесів, які лежать в основі технології видобування, виділяють методи [5], які ґрунтуються на хімічних процесах (вилуговування спеціальними розчинами, підземна газифікація вугілля тощо), на фізичних процесах (розчинення солей водою, виплавлення або спалювання сірки, свердловинне гідровидобування) та ін. Найбільш розвинутими в наш час геотехнологічними методами є підземне розчинення солей, вилуговування металів, підземне виплавлення сірки, підземна газифікація вугілля.

Система розкриття вугільного пласта свердловинами під час газифікації вугільних пластів передбачає підведення дуття в підземний газогенератор і виведення з нього утвореного газу, а також створення сприятливих умов для проведення каналів газифікації з вибоїв свердловин, які розкривають вугільний пласт.

У СРСР найбільше розповсюдження одержала система розкриття вугільних пластів рядами вертикальних свердловин (рис. 10.3). Відстань між свердловинами 20 – 25 м.

Для організації процесу газифікації не потрібно попереднє розкриття свердловинами всієї площі пласта – на ділянці підземного газогенератора достатньо пробурити тільки декілька рядів вертикальних свердловин (див. рис. 10.3, а). Буріння наступних свердловин розкриття відбувається у міру відпрацювання раніше пробурених. Кожна свердловина розкриття з'єднується з повітро- і газопроводом.

Перший ряд свердловин ставлять на збійку загальним каналом КМ, який називають лінією розпалювання підземного газогенератора (див. рис. 10.3, б). Після цього збивають свердловини другого ряду з лінією розпалювання (рис. 10.3, в). Вогневий вибій по цій лінії підтримується шляхом подачі дуття у збійний канал КМ і виведення з нього газу через свердловини першого ряду. Після закінчення збійки включають дуття, яке призначене для ведення процесу газифікації в каналах, які утворились внаслідок збійки між свердловинами обох рядів (рис. 10.3, г). Відведення газу відбувається через свердловини першого ряду.

Під час вигазовування смуги вугільного пласта між 1 і 2 рядами свердловини третій ряд ставлять на збійку з таким розрахунком, щоб ця збійка відбулась раніше, ніж буде вигазовано вугілля між 1 і 2 рядами. Відведення газу відбувається через свердловини 1 і 2 рядів (рис. 10.3, д).

У такій послідовності ведуть роботи на всій площі вугільного пласта, призначеній для газифікації. Кожна свердловина використовується на трьох



видах робіт: на збійці, підведенні дуття для проведення газифікації та на відведенні газу.

Для газифікації похилих вугільних пластів вертикальними свердловинами використовується технологічна схема, наведена на (рис. 10.4).

Схема дозволяє проводити пряму систему газифікації, коли вигазовування вугілля відбувається знизу догори за підняттям пласта паралельно в каналах газифікації 10 – 16 і напрямком газифікації вугілля співпадає з напрямком ходу дуття і газу. Діаметр дуттьових свердловин – 250 – 300 мм, газовідвідних – 350 – 400 мм.

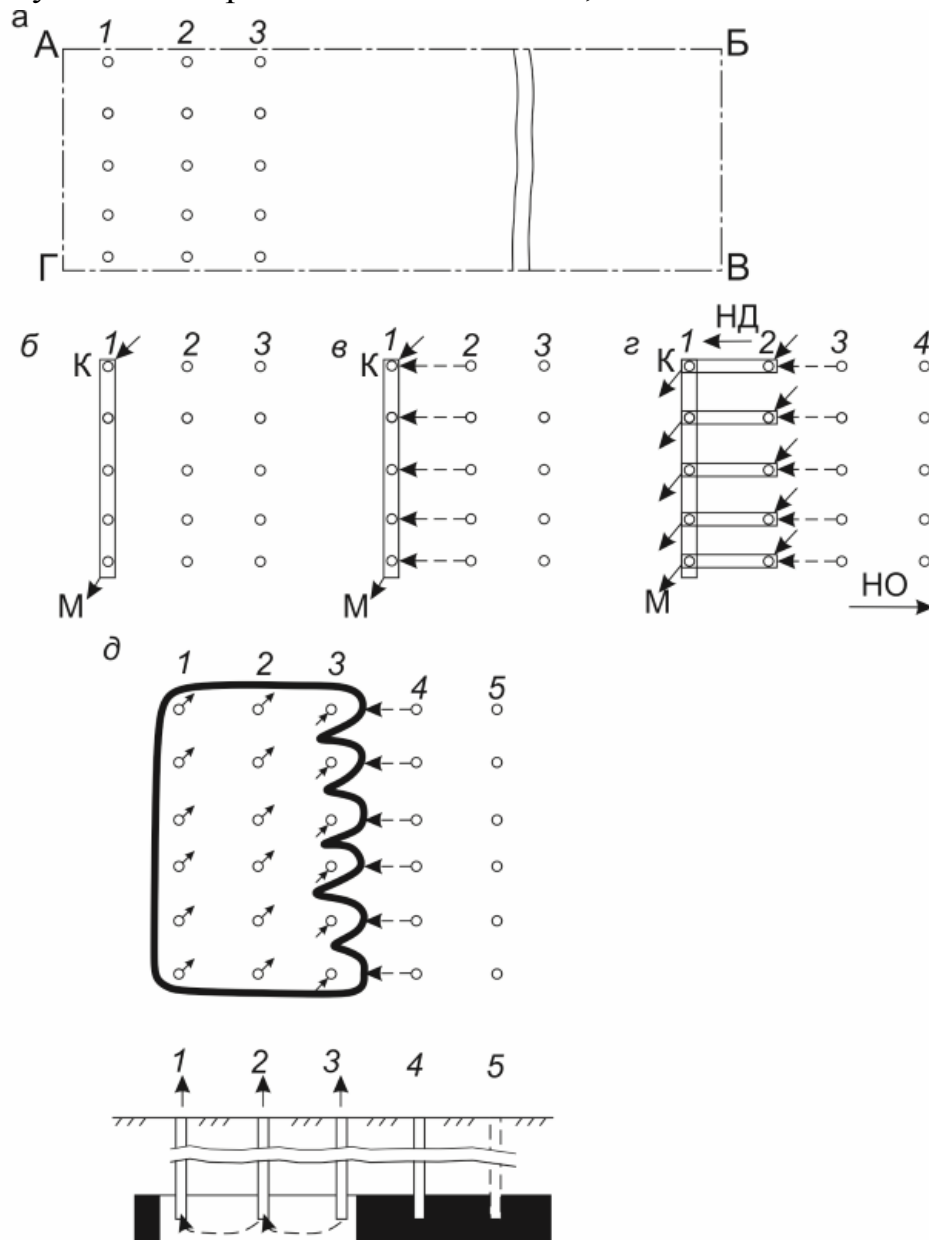


Рис.10.3. Схема розкриття вугільних пластів рядами вертикальних свердловин і розвитку вогневих робіт: АБВГ – ділянка площі пласта;

♂ – нагнітальні свердловини; ♂ – газовідвідні свердловини; ♂ – свердловини на частковому газовідведенні; ♂ ← – свердловини, які знаходяться на збійці;

1 – 5 – ряди свердловин розкриття; КМ – канал газифікації (збійка);

НО – напрямок обробки; НД – напрямок дуття

Одним із головних чинників, який впливає на геотехнологію видобування корисних копалин, є зрушення гірських порід і земної поверхні, а при підземній газифікації його вплив на процес розробки зростає ще більше разом з іншими чинниками за рахунок високої температури при згорянні вугілля (1000 – 1300°C) у порівнянні з шахтним видобуванням.

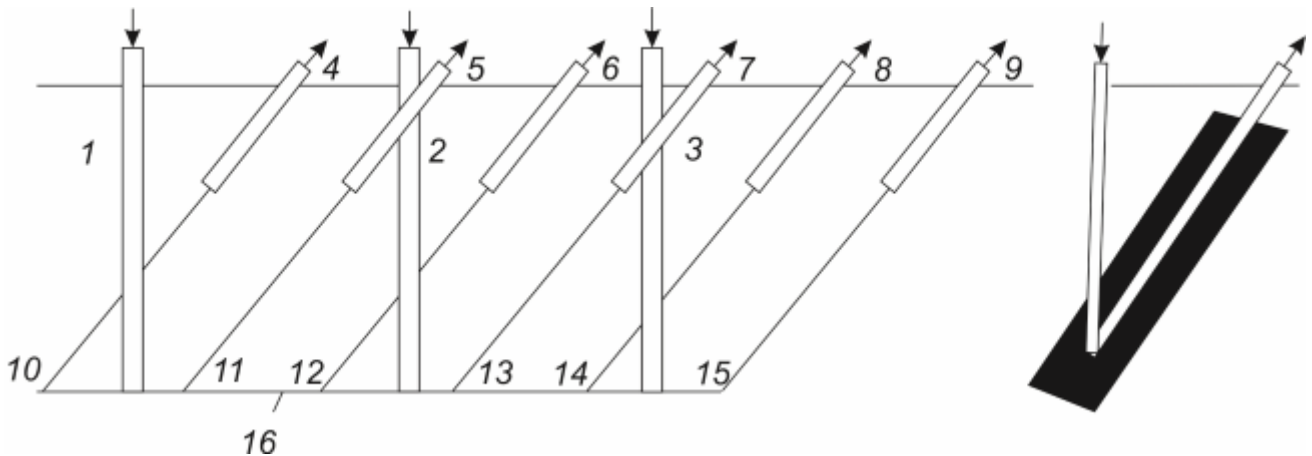


Рис.10.4. Схема розкриття потужного вугільного пласта вертикальними і похилими свердловинами: 1 – 9 свердловини розкриття; 10 – 16 – канали газифікації.

Геотехнологічні методи видобутку виключають необхідність ведення людьми робіт під землею, а до інших чинників додаються специфічні, які значно підсилюють фактор зрушення товщі порід при підземній розробці.

При фізико-хімічних геотехнологічних методах видобування корисних копалин породи безпосередньої покрівлі не тільки зрушуються, деформуються з розривом суцільності над виробленим простором, але й змінюють свої механічні властивості, хімічний і мінералогічний склад, а в деяких випадках під дією високих температур і агрегатний стан.

Так під час підземної газифікації вугілля, що є прогресивним методом видобування вугілля з одержанням газу певного складу для енергетичних чи хіміко-технологічних цілей, обвалення гірських порід над вигазованим простором призводить до часткового порушення герметичності підземних газогенераторів через тріщиноутворення в породах покрівлі і, як наслідок цього, зростають втрати дуття (робочого агента) і газу, теплові втрати в навколишні породи, виникають обхідні дуттьові потоки, які можуть призвести до повного розбалансування і зупинки технологічного процесу газифікації.

Утворені зони водопровідних тріщин над підземним газогенератором можуть викликати інтенсивний потік води з верхніх водоносних горизонтів у канал газифікації та порушити процес газоутворення.

У той же час рівномірне заповнення вигазованого простору обваленими породами й ущільнення розсипчастого зольного залишку у підземному газогенераторі сприяє направленому руху потоків дуття і газу по контакту з реакційною поверхнею вугільного пласта, стабільності складу газу і більш повному вигазовуванню запасів вугілля. Таким чином, підроблені породи безпосередньої покрівлі вугільних пластів створюють більший вплив на процес підземної газифікації.

Особливості зрушення верхніх шарів гірських порід значною мірою визначають термін служби експлуатаційних свердловин, які є основним конструктивним елементом підземного газогенератора. Цей вплив особливо відчувається під час підземної газифікації потужних пологих вугільних пластів, у покрівлі яких залягають породи зі значно відмінними фізико-механічними властивостями.

Оскільки розкриття та підготовку вугільного пласта до газифікації за допомогою вертикальних і похилих свердловин і бурових каналів виконують завчасно за заданою сіткою, в процесі вигазовування вугільного пласта під дією зрушення гірських порід свердловини передчасно виходять з ладу попереду рухомого вогневого вибою. Це також призводить до порушення стабільності технологічного процесу і зростання витрат на бурові роботи за рахунок буріння свердловин – дублерів.

У процесі газифікації крутих пластів зависання шарів гірських порід під час зрушень сприяє руйнуванню привибійної частини вугільного пласта і зростанню його реакційної поверхні. Другою особливістю зрушення гірських порід у цих умовах є утворення провалів на земній поверхні, які виникають під час газифікації пласта за підняттям і підході вогневого вибою до земної поверхні. Утворення провалів на земній поверхні зазвичай супроводжується порушенням технологічних режимів газифікації, збільшенням втрат дуття та газу, часткової розгерметизації підземних газогенераторів. Зрушення і деформації гірських порід у процесі газифікації світи вугільних пластів визначають послідовність відпрацювання пластів.

*Вплив зрушень гірських порід на деформацію труб обсадних колон експлуатаційних свердловин*

Під час газифікації вугільних пластів відбуваються обвалення покрівлі за рахунок перерозподілу напружень в навколишньому вигазованому просторі порід. Тому оцінка ризиків впливу гірського тиску на обсадні колони труб свердловин має практичне значення при розробці конструкцій підземних

газогенераторів і значно впливає на ефективність та економічність робіт з підземної газифікації.

Довготривалий досвід експлуатації свердловин в СРСР показав, що на глибинах до 350 м у процесі підземної газифікації вугільних пластів обсадні колони не порушуються, коли відсутній вплив підробки.

При вийманні вугілля на значній площі порушується рівновага порід, починається їх переміщення у вигазований простір, внаслідок чого в обсадній колоні свердловини виникають нерівномірні за довжиною навантаження. Величина і характер цих навантажень визначаються потужністю пласта, міцнісними характеристиками порід покрівлі та розташуванням свердловини відносно вигазованого простору.

При неглибокому заляганні вугільного пласта від поверхні (30 – 60 м) і відносно невеликій його потужності (1,5 – 3 м) в умовах Підмосковного басейну зрушення гірських порід не спричиняло суттєвого впливу на стійкість свердловин. Зі зростанням глибини залягання і потужності пласта порушення обсадних колон свердловин значною мірою залежить від особливостей зрушень підробленого породного масиву. Установлено [6], що в процесі підземної газифікації вугільного пласта при його потужності 10 – 15 м значна кількість свердловин руйнується під час експлуатації (або до здачі їх в експлуатацію) через порушення обсадних колон під впливом переміщення гірських порід. Було встановлено, що найбільш часто (75%) порушення свердловин відбувалось на відстані 50 – 100 м від покрівлі пласта і у 8 – 20 м від контуру вигазовування. Обстеження свердловин показало, що зміщення верхньої частини колон свердловин першої групи відбувалось назустріч рухомому вибою. Всі свердловини першої групи були порушені на контакті відносно міцних і слабких порід. Більшість обсадних колон деформувалась в слабких пісковиках під вапняками, частина свердловин була порушена на контакті алевроліту з пісковиком. У першому випадку потужність пісковика під вапняками складала 5 м і більше, у другому – не перевищувала 3 м. Таким чином, вапняк, розділений з алевролітом порівняно потужним шаром пісковика, в процесі зсуву переміщується окремо від алевроліту, і деформації свердловин відбувались на контакті між ними. Якщо потужність пісковика не перевищує 3 м, то вапняк з алевролітом зміщуються як один шар, і максимальні деформації обсадних колон стиснення, розриви і зрізання труб при горизонтальних переміщеннях порід мають місце на контакті алевроліту з нижнім шаром пісковика.

Порушення свердловин на відстані 20 – 35 м попереду рухомого вибою пояснюється наступним. Як показали результати натурних спостережень і моделювання, в цьому інтервалі формується зона максимальних

горизонтальних деформацій земної поверхні. З відповідним ступенем наближення ці дані можуть бути прийняті для шару вапняку, який розташовується поблизу до земної поверхні.

Згідно механізму поведінки порід максимальні вертикальні переміщення відбуваються над центром виробленого простору, горизонтальні зрушення зосереджені у верхній частині товщі порід, яка примикає до виробленого простору у плані. У міру подальшого посування в глибині масиву горизонтальні зрушення затухають. З урахуванням викладеного стає очевидним, що група свердловин, яка розглядається, була виведена з ладу внаслідок горизонтальних зрушень гірських порід.

Визначити зону найбільш небезпечних деформацій породної товщі попереду рухомого вибою можна за формулою

$$l = 0,25h + 10 \text{ м}, \quad (10.2)$$

де  $l$  – положення місця обриву вертикальної (похилої) обсадної колони труб відносно контуру вигазованого простору в плані;

$h$  – положення місця обриву обсадної колони труб відносно покрівлі вугільного пласта по висоті.

Практичне використання формули (10.2) зведено до наступного. Знаючи місцеположення окремих шарів міцних порід відносно покрівлі вугільного пласта, тобто значення чинника  $h$ , можна визначити відстань попереду рухомого суцільного вибою  $l$ , на якому необхідно чекати деформації обсадних колон свердловин.

Свердловини другої групи, які одержали деформації обсадних колон на відстані 10 – 30 м від межі суцільного фронту вигазовування, на відміну від свердловин першої групи, знаходились в районі газифікації вугільного пласта локальними вузькими каналами.

Характер розподілення вертикальних і горизонтальних складових зрушень над виїмковими каналами (вогневими вибоями) одержано на моделях. При відпрацюванні вугільного пласта над кожним каналом утворюється зона безладного обвалення, породи змішуються за нормаллю. Розвиток просідань викликає горизонтальні переміщення шарів порід зі сторони суцільного пласта (цілика), які розташовані між каналами (свердловинами).

Розподілення ділянок деформацій свердловин по глибині обумовлюється параметрами зсування, які, в свою чергу, залежать від прогону виробки, вигазованої потужності та структурної будови породної товщі. Вплив структурної будови товщі порід підтверджено даними обстеження порушених свердловин [7]. Наприклад, якщо породи представлені шаром каолінових глин з одним прошарком пісковика (до 2 м), то деформації відбуваються в районі покрівлі чи підшви каолінової товщі. У випадку зростання потужності

пісковіку до 4 – 5 м (за наявності декількох прошарків пісковіку) деформації обсадних колон фіксувались в каоліновій товщі на контакті з пісковіком.

Сумісний аналіз результатів та обстеження порушених свердловин, даних моделювання і геологічної будови товщі порід дозволив зробити висновки, що деформації обсадних колон труб другої групи викликані вертикальними зрушеннями порід над окремими каналами газифікації.

#### Вплив характеру і ступеня деформації гірських порід на утворення провалів

З'ясування загального характеру розвитку зони обвалення в породах покрівлі при вигазовуванні потужного крутого пласта, при дослідженнях на об'ємних моделях, а також під час спостережень в очисних виробках шахт наведено у [7].

Процес зсування й обвалення покрівлі при вигазовуванні за підняттям потужного крутого пласта на експериментальній ділянці. Нижня межа розпалювання пласта знаходилась на глибині 53 м, кут падіння пласта складав  $68^\circ$ , вигазовування проводили за підняттям через окремі свердловини, так що фактично замість суцільного вибою було декілька коротких вибоїв, відділених один від одного ціликами. За матеріалами розкриття газогенератора експериментальної ділянці потужність вугільного пласта складала 5 – 8 м.

На ділянці, яка розглядається, в безпосередній покрівлі пласта залягали дуже слабкі тріщинуваті алевроліти потужністю 4 – 6 м і тріщинуватий пісковік міцністю  $\sigma_{cm} = 26 - 31$  МПа,  $\sigma_{зг} = 4 - 5$  МПа.

Для замірів зрушень порід були встановлені в покрівлі пласта глибинні реперні станції. Аналіз зрушень глибинних реперів, розташованих в зоні вигазовування, дозволив виявити наступну картину розвитку обвалень в покрівлі газифікованого пласта. Під час газифікації біля 740 т вугілля (орієнтовна площа відслонення покрівлі  $S = 100$  м<sup>2</sup>) відбулось перше обвалення покрівлі, величина зони обвалення за нормаллю до пласта складала приблизно 4 – 5 м. У процесі вигазовування біля 836 т вугілля ( $S = 116$  м<sup>2</sup>) зона обвалення збільшилася до 5 – 6 м, при обваленні слабкої безпосередньої покрівлі випереджали вибій і відбувалось сповзання покрівлі над ціликом вугілля в бік виробленого простору. В подальшому при відносно незначному зростанні кількості вугілля (з 836 до 948 т) зона обвалення збільшилась до 6 – 6,5 м за нормаллю до пласта ( $S = 132$  м<sup>2</sup>), і в цей період спостерігався активний розвиток обвалень по шару слабого алевроліту в безпосередній покрівлі пласта.

Під час подальшого вигазовування пласта шар алевроліту обвалювався і сповзав без збільшення розмірів зони обвалення за нормаллю до пласта.

Через те, що точні розміри виробки за підняттям вугільного пласта при визначенні осідань глибинних реперів невідомі, то контролем за змінами розмірів виробленого простору була кількість вигазованого вугілля.

Оскільки кількість вигазованого вугілля являє собою якийсь об'єм виробки, очевидно, величина зони обвалення залежить від зміни розмірів виробки, а щільність вугілля та його вигазованої потужності можна прийняти постійними. В той же час розміри виробки перевищували крок обвалення покрівлі за падінням і простяганням пласта.

Висота зони обвалення покрівлі при вигазовуванні потужного пласта не визначається умовою повного самопідбутовування обваленою породою з верхньою товщиною шарів. Як показують спостереження на дільниці газифікації, а також на шахтах, у верхній частині виробленого простору утворюються порожнини, тоді як нижня частина заповнена обваленими породами, які підбутовують покрівлю (рис. 10.5). Обвалення породи припиняється після того, як розмір вільного простору між обваленими розпушеними породами та відслоненою покрівлею за падінням буде менше прогону обвалення покрівлі, тобто вільний простір акумулюється в верхній частині виробки.

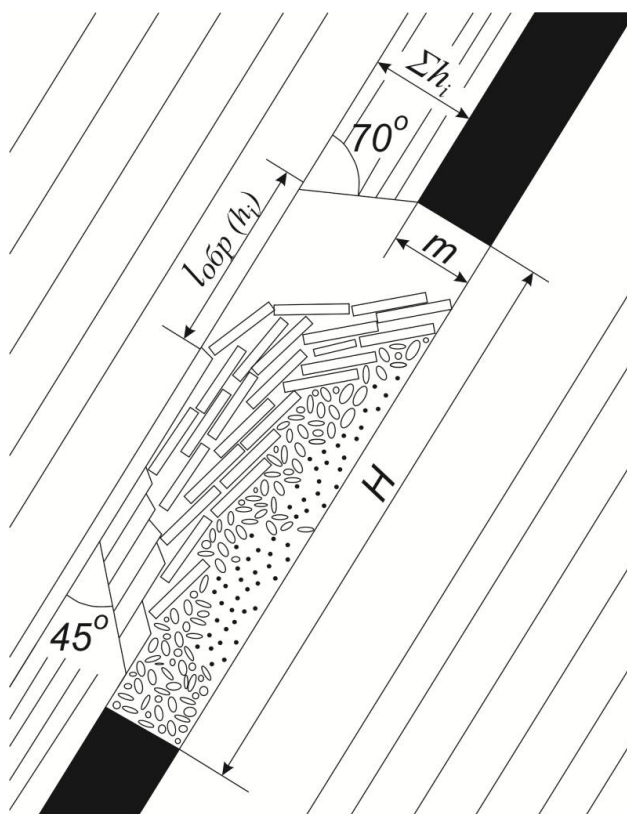


Рис. 10.5. Схема розвитку обвалень в покрівлі потужного пласта крутого падіння під час виймання його за підняттям

Тоді об'єм пустот (див. рис. 10.3) у верхній частині зони обвалення становить

$$W = m \cdot H \cdot a - \sum_1^i h_i \cdot H \cdot a \cdot (k_p - 1).$$

За умову, при якій зона обвалення перестане зростати за нормаллю до пласта, можна прийняти

$$\frac{m \cdot H \cdot a - H \cdot a \cdot (k_p - 1) \sum_1^i h_i}{(m + \sum_1^i h_i) \cdot a} \leq l_{обв(i+1)}$$

де  $\sum_1^i h_i$  – сума потужностей окремих шарів обваленої покрівлі;

$H$  – розмір виробки за підняттям;

$m$  – виймана потужність пласта;

$a$  – розмір виробки за простяганням;

$k_p$  – коефіцієнт розрихлення обвалених порід покрівлі;

$l_{обв(i+1)}$  – прогін обвалення  $(i + 1)$ -го шару.

Після перетворення одержимо:

$$\frac{m \cdot H - H \cdot (k_p - 1) \sum_1^i h_i}{m + \sum_1^i h_i} \leq l_{обв(i+1)} \quad (10.3)$$

Умовою (10.3) можна керуватись при наближеному вирахованні величини зони обвалення при відпрацюванні крутих потужних пластів.

Наприклад, під час вигазовування пласта на дільниці газифікації зона обвалення за нормаллю до пласта за глибинними реперами була визначена в 28 – 30 м, середня вигазовувана потужність пласта складала 8 м, розмір виробки за підняттям 90 м, розмір виробки за простяганням 80 – 100 м, коефіцієнт розрихлення за глибинними реперами в середньому  $k_p = 1,2$ , прогін обвалення покрівлі біля 6 м. Тоді, згідно формули (10.3),  $\sum_1^i h_i = 28$  м.

Механізм утворення провалів земної поверхні під час газифікації крутих вугільних пластів залежить від наступних чинників:

- наявності зсування обвалених порід і характеру розвитку і величини зони обвалення порід покрівлі;
- висоти зони обвалення, яка стає постійною при виконанні умови (10.3);
- залежності розміру цілика, при якому утворюється провал, від висоти зони обвалення (кроку обвалення покрівлі);



- провали утворюються по слабкому шару в товщі порід, яка потрапляє в межі висоти зони обвалення.

На основі вищенаведеного розглянемо характер деформації товщі порід під час вигазовування вугільного пласта за підняттям над відпрацьованим простором від початку виймання до утворення провалу.

1. На першому етапі вигазовування відбувається прогинання шарів покрівлі над виробленим простором, їх обвалення і зсув обвалених порід у нижню порожнину виробки.

У процесі відпрацювання моделей було виявлено, що в цей період обвалення розповсюджувались з випередженням вибою по слабкому шару в товщі порід, який потрапляє в межі висоти зони обвалення. Це пов'язано з роздавлуванням крайової частини слабких шарів опорним тиском.

2. Після збільшення розміру виробки за підняттям до таких меж, коли починає спрацьовувати умова (10.3), при подальшому посуванні вибою розвиток обвалень відбувається у вигляді уламків консолі порід, які зависають над вибоєм на повну висоту обвалення.

3. При подальшому вигазовуванні вугільного пласта настає такий момент, коли цілик вугілля і породи, що потрапляють в межі висоти зони обвалення, досягають граничної величини, при якій відбувається його руйнування й утворення провалу.

Як показали експерименти на об'ємних моделях, утворенню провалу передують відривання цілика від масиву з утворенням тріщин у породі, яка оконтурює цілик на поверхні моделі.

Після відриву цілика відбувається його повільне переміщення за падінням, руйнування породних шарів на окремі блоки з обваленням їх у вироблений простір. Процес руйнування цілика є подібним до процесу куполоутворення, який інтенсивно зростає у часі до обвалення поверхні. При цьому руйнування цілика в першу чергу відбувалося по слабких шарах породи. Після утворення провалу поверхні по слабких шарах він може розширюватись, якщо обсяг переміщених у провальну воронку обвалених порід і наносів є недостатнім, щоб підбутити останню масу цілика.

Спостереження за зрушеннями земної поверхні в районах утворення провалів показали, що утворенню провалу передують зростання величини і швидкості просідання земної поверхні, яке можна пояснити тільки відривом і сповзанням частини масиву порід, які розташовані над порожниною виробленого простору.

Розглянемо, які сили викликають відрив цілика та його обвалення. Відрив цілика від основної маси порід відбувається від дії власних сил цілика, який

при деякій висоті зони обвалення стає важчим від тих сил, які утримують його в стані рівноваги.

Основними силами, які протидіють відриву цілика від породного масиву, будуть сили бічного тиску зі сторони порід завислого боку пласта і сили зчеплення цілика з масивом на контактах шарів.

Установлено, що вище зони обвалення породні шари прогинаються з утворенням зони наскрізних тріщин, і після досягнення зрушення поверхні утворюється вертикальна площина злому порід (рис. 10.6).

Внаслідок виникнення площини злому породні шари в зоні тріщин не передають свою масу на породи, які прилягають до земної поверхні. Тому визначення сумарного бічного тиску на цілик приймемо виходячи із маси породи в вертикальній площині злому (АВВВ') і маси пород, які прилягають безпосередньо до цілика (ΔАВВ).

Для розрахунку розмірів гранично стійких ціликів уявимо собі вільний простір (порожнину), який утворився в верхній частині (за підняттям пласта) зони обвалення, як деяку горизонтальну виробку (рис. 10.7) безмежно великої довжини, шириною  $\sum h + m$ , утворену на глибині  $H$  від поверхні в масиві гірських порід, і вирішимо плоску задачу (на що маємо право зробити, бо розміри виробки за простяганням  $a$  не впливають на зміну розмірів цілика, якщо  $a/l_a > 2 - 3$ , де  $l_a$  – крок обвалення покрівлі).

У цьому випадку для розрахунку цілика приймемо наступну спрощену схему.

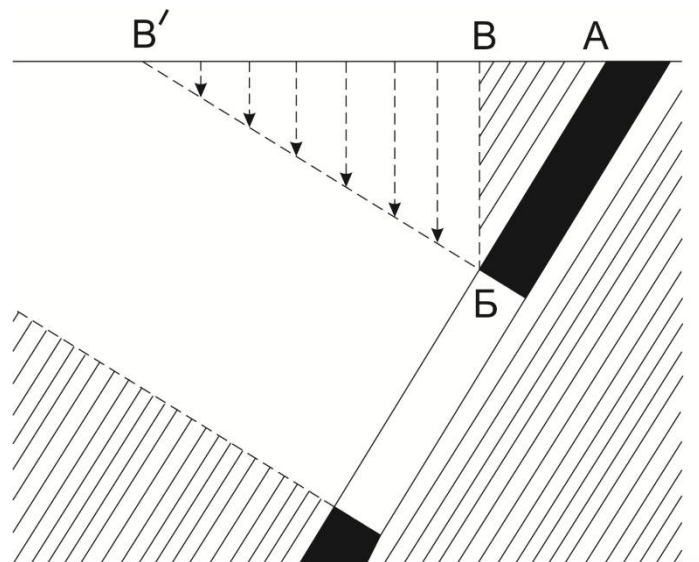


Рис. 10.6. Вертикальна площина злому порід при похилому і крутому падінні пласта

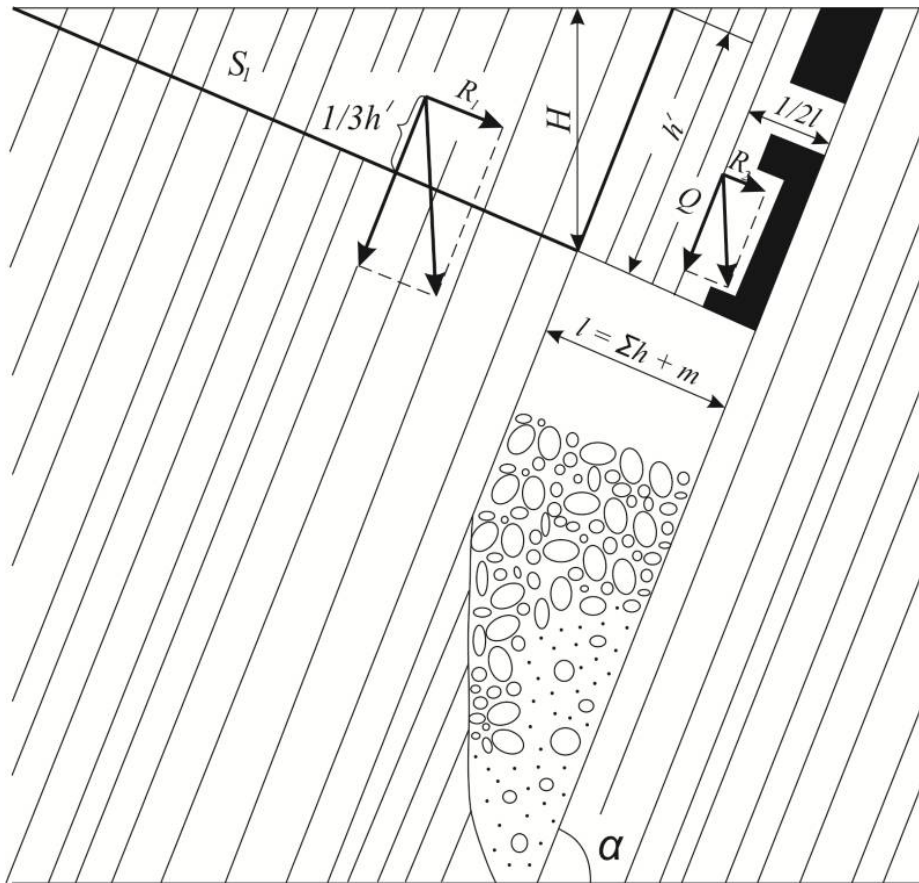


Рис. 10.7. Схема сил для розрахунку стійкості ціликів вугілля

Уявімо собі цілік як деяке тіло розмірами  $h \times x \rightarrow \dots x(\sum h + m)$ , яке лежить на похилій площині, кут нахилу якої дорівнює  $\alpha$ . На це тіло діє бічне навантаження від ваги порід, які замкнені в трикутнику  $S_1$ . Задача зводиться до визначення стійкості такого тіла залежно від співвідношення ваги тіла і величини привантаження.

Основною силою, яка утримує цілік у рівновазі, є тиск бічних порід  $R_1$ , який може бути визначено при глибині  $H$  з трикутника  $S_1$

$$R_1 = H^2 \cdot \gamma_1 / (2 \sin \alpha). \quad (10.4)$$

Оскільки з трикутника  $S_1$  бачимо, що  $H = h' \sin \alpha$ , то вираз (10.4) можна записати у вигляді

$$R_1 = \gamma_1 (h')^2 \sin \alpha / 2,$$

де  $\gamma_1$  – середня щільність порід.

Як вказувалося раніше, основною силою, що призводить до відриву цілика, є складова його, направлена за напластуванням, яка створює перекидний момент і зсув цілика за напластуванням.

Для з'ясування, які сили переважають в момент відриву цілика від масиву, необхідно провести розрахунок на перекидний момент  $M_{пер}$  і зсувну силу  $N$ .

Складова власної ваги цілика, направлена за напластуванням, дорівнює

$$N = \gamma_2 \cdot h' \cdot l \cdot \sin \alpha,$$

де  $l = \sum h + m$ ;

$\gamma_2$  – щільність вугілля.

Звідки

$$M_{пер} = \gamma_2 \cdot h' \cdot l \cdot \sin \alpha \cdot l/2. \quad (10.5)$$

Утримувальний момент

$$M_{ym} = \gamma_2 \cdot (h')^2 \cdot \sin \alpha \cdot h'/6. \quad (10.6)$$

Умова граничної рівноваги

$$M_{ym} = M_{пер}. \quad (10.7)$$

Підставляючи в умову (10.22) значення  $M_{ym}$  і  $M_{пер}$  з виразів (10.6) і (10.7), знайдемо розмір цілика залежно від висоти зони обвалення

$$h' = (\sum h + m) \cdot \sqrt{3} \cdot \sqrt{\gamma_2 / \gamma_1}. \quad (10.8)$$

Проведено перевірку на зсув при умові рівності  $M_{ym} = M_{пер}$ .

Зсувна сила

$$N = \gamma \cdot h' \cdot l \cdot \sin \alpha.$$

Сила тертя

$$\begin{aligned} 2R_1 \cdot f + R_2 &= \frac{2 \cdot \gamma \cdot (h')^2 \cdot \sin \alpha}{2} \cdot f + \gamma \cdot h' \cdot l \cdot \cos \alpha \cdot f = \\ &= \gamma \cdot l^2 \Rightarrow \dots \Rightarrow f \sqrt{3} (\sqrt{3} \sin \alpha + \cos \alpha), \end{aligned}$$

де  $f$  – коефіцієнт тертя на контактах шарів.

Коефіцієнт запасу на зсув

$$k_3 = \frac{\gamma \cdot l^2 \cdot \sqrt{3} \cdot f (\sqrt{3} \cdot r \cdot \sin \alpha + \cos \alpha)}{\gamma \cdot l^2 \cdot \sqrt{3} \cdot \sin \alpha}.$$

З формули (10.8) виходить, що розміри цілика, при яких утворюються провали, не залежать від кута падіння пласта для кутів падіння більше  $45^\circ$ , коли можливий інтенсивний перепуск обвалених порід, бо перекидний і утримувальний моменти однаково залежать від кута падіння пласта.

Таким чином, задача розрахунку вугільних ціликів, які оберігають від провалів земну поверхню під час розробки крутих пластів, зведена до визначення висоти зони обвалення, бо розмір цілика  $h'$ , при якому утворюються провали, знаходиться в прямій залежності від висоти зони обвалених порід покрівлі.

### **10.3. Управління деформаційними процесами в масиві гірських порід для підвищення ефективності розробки родовищ під охоронними об'єктами**

У нинішній час у всьому світі діють понад 40 тисяч гірничодобувних підприємств, а видобуток корисних копалин перевищує 3,7 тонн на людину за рік. Все це свідчить про значні обсяги порожнин і виїмок, які утворюються в земній корі. І ці порожнини з року в рік будуть зростати, бо збільшується видобуток вугілля, нафти, газу, руди, розробка менш цінних і таких що загально розповсюджені, корисних копалин (вапняк, гіпс, граніт, туф, пісок, глина тощо). В Україні біля 75% задіяне на видобутку горючої сировини (вугілля, руда, нафта, газ), будівельних матеріалів, рихлих утворень (пісок, глина).

У гірничодобувних районах нашої держави в зоні шкідливого впливу гірничих робіт щорічно знаходиться біля 10 – 17 тисяч різних об'єктів. Із зростанням щільності забудови і розвитком гірничих робіт кількість підроблюваних споруд різко зростає. Дуже часто гірничі виробки є причиною не тільки деформацій будівель і споруд, але й утворення провалів на земній поверхні, виникають відкриті тріщини, мульди і виступи, осушення чи підтоплення підроблюваних територій та інші техногенні порушення поверхні, які утруднюють їх сільськогосподарське використання, вимагають для їх ліквідації значних витрат, а також небезпечних проривів вод із підроблених водойм у шахти. При цьому необхідно врахувати, що, якщо не нести ці витрати, чи знехтувати ними вже неможливо, бо тільки в Донецькому басейні під забудованими територіями і природними об'єктами залягають понад 2 млрд т високоякісного вугілля, що складає біля 30% його промислових запасів.

Некерована деформація масиву гірських порід під час ведення гірничих робіт не тільки вимагає суттєвих додаткових витрат, але нерідко призводить до значних аварій з важкими наслідками. Так у нинішній час селище Солотвино в Закарпатті знаходиться в зоні інтенсивних провалів земної поверхні, закрита єдина в світі Солотвинська шахта – лікарня, в якій у підземних умовах (в камерах солерудника) лікувались люди з бронхолегеневими хворобами. Знаменитий курорт “Трускавець”, м. Стебники знаходиться на підробленій території Стебниківським калійним комбінатом; м. Борислав знаходиться над порожнинами закритих озокеритових шахт, видобутку нафти тощо. Так 14 квітня 1973 року через тріщини в товщі верхніх порід на горизонті 440 м шахтоуправління ім. Ю.О. Гагаріна об'єднання “Артемвугілля” відбувся прорив води із ставка – накопичувача Дзержинської Центральної збагачувальної фабрики.

У 1975 р. на шахті “Селидівська” об’єднання “Красноармійськвугілля” стався прорив води, що зумовило завалення гірничих виробок на пласті  $l_6$  з розвитком провалу до поверхні.

У 1981р. стався прорив води із золошлаконакопичувача заводу ім. С.М.Кірова в гірничі виробки шахти ім. Батова об’єднання “Макіїввугілля”.

Суттєво зменшити ризики таких аварій і їх кількість, а отже, і витрати на відновлення гірничих виробок, можна за рахунок впровадження раціональних способів управління деформаційними процесами в масиві при веденні гірничих робіт.

#### Активне керування деформаційними процесами в масиві на шахтах

Досвід підземної розробки корисних копалин свідчить, що найбільш раціональним способом управління деформаційними процесами у підробленій товщі гірничих порід як у відношенні охорони поверхневих об’єктів, так і повноти вилучення корисної копалини, є спорудження закладного масиву у виробленому просторі. Зараз широко використовується системи розробки зі спорудженням у виробленому просторі масиву із твердіючої закладки.

Штучні масиви із твердіючої закладки значно зменшують ризики деформаційних процесів, надійно підтримують породи навіть після відпрацювання родовищ, бо їх усадка незначна і складає всього 3 – 5%.

Під час заповнення виробленого простору швидкотвердіючими піщаноцементними сумішами втрати корисної копалини знижуються до мінімуму, поверхня практично не просідає. Найбільш прогресивним способом є закладка твердіючими матеріалами під тиском у дві стадії. Спочатку заповнюється основна частина звичайним способом, а потім через саму верхню точку покрівлі – решта під тиском. Застосування закладки під тиском значно покращує стан покрівлі. А звичайне закладання не зразу починає створювати опір опусканню порід, тому покрівля деформується, розшаровується, а іноді й обвалюється.

На шахтах використовується також спосіб активного управління деформаційними процесами в масиві за допомогою розвантаження.

Сутність способу захисту підроблюваних споруд і природних об’єктів полягає в подачі закладного матеріалу у підземні міжшарові порожнини через вертикальні свердловини, які пробурені до порожнин розшарування порід, що виникають над виробленим простором за межами зони водопровідних тріщин.

Ефективність застосування способу активного керування деформаційними процесами залежить від інтенсивності утворення порожнин розшарування і газопровідних тріщин, їх розмірів і місцезнаходження, які, в свою чергу, визначаються величинами деформацій гірських порід.

Визначення області найбільшого розвантаження, яка розташовується вище зони наскрізних газо- і водопровідних тріщин, відбувається наступним чином. Залежно від співвідношення потужності підроблюваної товщі гірських порід  $S$  і вийманої потужності розроблюваного пласта  $m$  у підробленому масиві виділяють три зони розвантаження:

- перша зона, що розташована безпосередньо над виробленим простором або обваленими породами, характеризується появою в прогинних шарах нормально пересікаючих тріщин розшарування, які розсікають масив на окремі блоки й утворюють систему наскрізних водопровідних тріщин, що мають в нижній частині малий аеродинамічний опір і не впливають на проходження через тріщини рідини, а у верхній – значний аеродинамічний опір, який зростає пропорціонально віддаленню тріщин від розроблюваного пласта;
- друга зона характеризується утворенням системи локальних розсікаючих тріщин і порожнин розшарування, які не з'єднані з виробленим простором розроблюваного пласта;
- третя зона, найбільш віддалена від розроблюваного пласта, характеризується плавним прогином порід без розриву їх суцільності.

Оскільки торець вертикальної закладної свердловини повинен знаходитись в області розвантаження (розшарування шарів), яка розташовується вище зони наскрізних тріщин, необхідно визначити місце розташування другої зони. Аналіз результатів натурних досліджень і аналітичних розрахунків показує, що в осадових породах відстань за нормаллю  $S$  від покрівлі розроблюваного пласта до другої зони дорівнює

$$S = \frac{250}{\varphi_{кр} \cdot \varphi_{\alpha} \cdot 10^3},$$

де  $\varphi_{кр}$  – гранично відносна деформація розтягу, при якій шар порід втрачає суцільність; для визначення нижньої межі другої зони приймають  $\varphi_{кр}$  шарів породи, що мають найбільший опір розтяжним зусиллям ( $\varphi_{кр} \max$ ), для визначення верхньої межі  $\varphi_{кр}$  шарів, які мають найменший опір ( $\varphi_{кр} \min$ );

$\varphi_{\alpha}$  – поправочний коефіцієнт, що враховує вплив кута падіння порід  $\alpha$  на розвиток деформацій товщі

$$\psi_{\alpha} = \frac{0,75}{0,75 - 0,16\alpha/\rho}; \quad \rho = 57^{\circ}.$$

За наявності детального геологічного розрізу товщі розшарування гірських порід визначається з урахуванням її літологічного складу. Середня потужність шарів в товщі визначається з виразу

$$h_{сер} = 0,16 \cdot \frac{l_{max}^2}{i_{max}^2 \cdot \Delta H}, \quad (10.9)$$

де  $l_{max}$  – величина максимального просідання шару;

$i_{max}$  – максимальний нахил;

$\Delta H$  – осідання поверхні землі за нормаллю.

Установлено, що в більшості вугільних родовищ

$$i_{max} = 2 \cdot \frac{q_{max}}{L},$$

де  $L$  – довжина напівмульди, яка дорівнює під час повної підробки величині  $\Delta H$ . З урахуванням виразу (10.9) одержимо

$$h_{сер} = 0,04 \cdot \frac{\Delta H \cdot l_{max}}{l_{max}} = 0,04 \Delta H.$$

Аналізом результатів інструментальних спостережень за деформаціями земної поверхні встановлено, що відстань за нормаллю від нейтральної осі до точки на земній поверхні з максимальною кривизною складає  $(0,15 - 0,18)\Delta H$ .

Потужність шарів, на які розбивається товща порід під час підробки, визначається наступним чином. У процесі прогинання масиву гірських порід в ньому виникають дотичні напруження. В тих місцях, де зсувні зусилля перевищують утримувальні сили, відбувається зсув і розшарування породної товщі.

Виходячи з цього передбачення, одержано формули для визначення радіусів кривизни  $R_3$  – для плити (породного шару) з затиснутими кінцями і  $R_6$  – для плити з вільними кінцями на двох опорах

$$R_3 = \frac{3}{2} \cdot \frac{E \cdot h_3^2}{\tau_{max} \cdot \eta}, \quad (10.10)$$

$$R_6 = \frac{1}{2} \cdot \frac{E \cdot h_3^2}{\tau_{max} \cdot \eta}, \quad (10.11)$$

де  $E$  – модуль пружності шару породи;

$h_3$  і  $h_6$  – відповідно товщина шару породи з затиснутими кінцями і вільними;

$\tau_{max}$  – максимальні дотичні напруження;

$\eta$  – довжина шару (балки).



Інструментальними спостереженнями встановлена залежність радіуса кривизни підроблюваного шару від потужності розроблюваного пласта  $m$  і відстані від нього за нормаллю  $\Delta H$

$$R = 5 \cdot \frac{m}{\Delta H^2}. \quad (10.12)$$

Із формул (10.10) і (10.11) з урахуванням (10.12) одержано вирази для гірських порід при підробці

$$h_3 = 0,36 \cdot \Delta H \sqrt{\frac{\tau_{max} \cdot \eta}{E \cdot m}}$$

$$h_6 = 0,64 \cdot \Delta H \sqrt{\frac{\tau_{max} \cdot \eta}{E \cdot m}}$$

Підставивши значення  $\tau_{max}$ ,  $\eta$  і  $m$  для типових умов розробки вугільних пластів, бачимо, що значення  $h_3$  змінюються в межах від 0,03 до 0,08 $\Delta H$ , а значення  $h_6$  – від 0,14 до 0,20 $\Delta H$ . Так межі міцності вугілля (найбільш слабкого прошарку в масиві гірських порід) на зсув  $\tau_{max}$  складають в середньому для вугілля 4 і 5 ступенів порушеності 2,1 Н/см<sup>2</sup>, 3 ступеня – 68 Н/см<sup>2</sup>, 1 і 2 ступенів – 8,8 – 9,9 Н/см<sup>2</sup>. Відповідно, модулі пружності  $E$  дорівнюють 1,5·10<sup>4</sup> Н/см<sup>2</sup>; 2,6·10<sup>4</sup> Н/см<sup>2</sup> і 2,8·10<sup>4</sup> Н/см<sup>2</sup>. При цьому значення  $\tau_{max}$  і  $E$  для  $\eta = 100$  м і  $m = 1$  значення  $h_3$  одержимо рівними 0,04 $\Delta H$  для вугілля 4 і 5 ступенів, 0,06 $\Delta H$  – для вугілля 3 ступеня порушеності і 0,07 $\Delta H$  – для вугілля 1 і 2 ступенів порушеності.

Основна відміна за умов роботи шарів, які розташовані в масиві гірських порід, від шарів, які прилягають до поверхні (наносів), полягає в тому, що перші можна прирівняти до балок, затиснених на кінцях, а другі – до балок, які вільно лежать на опорах. Тому, за інших рівних умов, відносна (у частках від  $H$ ) потужність приповерхневих шарів буде в два рази більшою відповідної потужності шарів, що розташовані в масиві. Але оскільки відношення  $m/\Delta H$  для наносів, як правило, в два-три рази більше ніж для корінних порід, відносні потужності приповерхневих шарів звичайно більші від відносних потужностей шарів у масиві в тих же межах, тобто приблизно в 3 рази. Тому, визначивши інструментальними спостереженнями на земній поверхні потужність поверхневого шару, можна з достатньою для інженерних розрахунків точністю розрахувати середні потужності шарів у корінних породах за даних гірничо-геологічних умов і геометричних параметрів.

Дослідами доведено, що внаслідок пересікання двох взаємно перпендикулярних тріщин (першої, яка йде від верхньої поверхні шару, другої

– від нижньої чи навпаки) утворюється наскрізний газопровідний канал, площа поперечного перерізу якого дорівнює

$$E = 0,05 \cdot m \cdot h \left(1 - 2,5 \frac{\varepsilon_{кр}}{\varepsilon}\right)^2,$$

де  $h$  – потужність вигинного в товщі шару;

$\varepsilon_{кр}$  – граничні деформації розтягу, при яких осадові породи втрачають суцільність і в шарах утворюються тріщини.

За даними експериментів,  $\varepsilon_{кр}$  коливаються в наступних межах: для глинистих сланців 0,006 – 0,008; для вапняків – 0,005 – 0,008; для пісковиків і конгломератів – 0,003 – 0,004. Тріщини в пласті вугілля утворюються при відносній деформації розтягу 0,002 – 0,003.

Вищенаведений метод розрахунку деформацій масиву гірських порід дозволяє визначити характер і ступінь порушеності суцільності масиву під час підробки, установити умови утворення газопровідних і замкнених (локальних) каналів і порожнин розшарування, їх місцезнаходження і розміри.

Для штучного локального впливу на деформаційні процеси в масиві між пластами крутого падіння бурились свердловини для нагнітання у розшаровані порожнини скріплюючих розчинів. Технологічна схема нагнітання пластикувального розчину в свердловини з виробки наведена на рис. 10.8.

Пластикувальний глино-цементний розчин визначали з урахуванням спроможності його вступати у взаємодію з твердими, рідкими і газоподібними складами, а також структури і природної тріщинуватості масиву. За наявності в масиві порід домішок глини знижується твердіння цементного розчину, тому необхідно додавати в розчин рідке скло.

Час гелеутворення рідкого скла може бути збільшено або скорочено. Під час додавання 5% (за об'ємом) соляної кислоти (HCl) або п'ятипроцентного їдкого натрію (NaOH) до природної (порової) води відбувається скорочення чи зростання часу гелеутворення 10%.

Як заповнювач використовують шламові відходи (крупністю 0 – 3 мм), хвостів вуглезбагачення, дрібних фракцій металургійного виробництва, а також фракції після відповідної переробки вмісту породних відвалів гірничодобувних підприємств.

Нагнітання закладного пластикувального розчину відбувається у дві стадії.

Перша стадія нагнітання призначена для тампонування локальних тріщин тектонічного характеру (екзогенних і ендегенних) і створення пластичного високоміцного екрану, який відповідає характеру і закономірностям процесів, що відбуваються в масиві гірських порід.

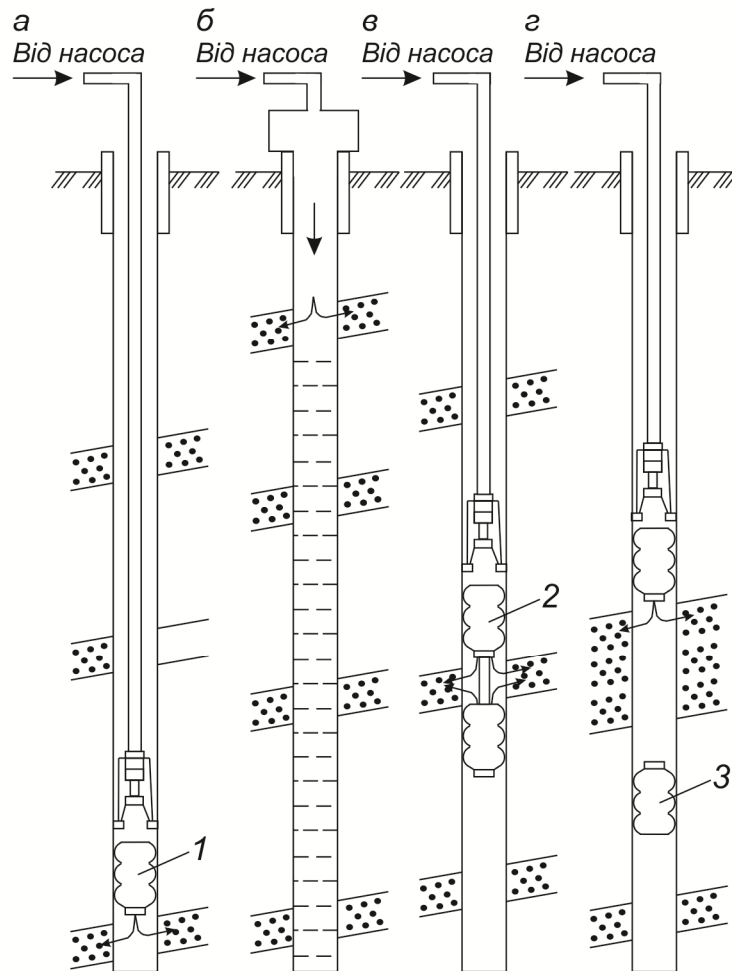
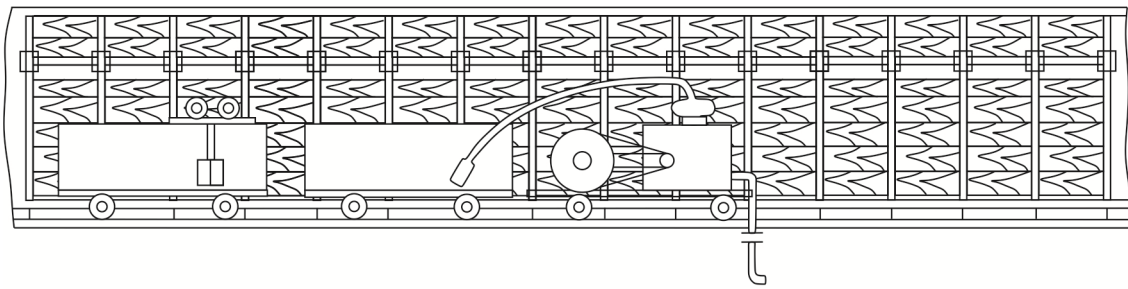


Рис.10.8. Технологічна схема закачування пластикувального розчину в зону локальних тріщин і порожнин розшарування масиву порід:  
 а – поінтервальне нагнітання знизу вгору з застосуванням пакетувального пристрою; б – загальне закачування знизу вгору з використанням пакетувального пристрою (1); в – поінтервальне нагнітання з застосуванням подвійного пакету (2); г – поінтервальне нагнітання з використанням пакетувального пристрою з гідромеханічною пробкою (3)

Застосування на цій стадії пластикувального розчину за об'ємом компонентів має такий склад: глина – 45 – 55%; сульфостійкий портландцемент (марки 300) – 8 – 10%; рідке натрієве скло – 0,8 – 1,0%; технічна вода – 45 – 55%.

Друга стадія – нагнітання у порожнини розшарування з метою зменшення швидкостей вертикальних і нормальних деформацій гірських породних шарів, утворення стійкої зони розвантаження у підшви і покрівлі розроблюваного пласта, перерозподілу напружень у масиві, підвищення стійкості гірничих виробок і захисту об'єктів поверхні. Використаний на цій стадії пластикувальний розчин не має рідкого скла і сульфатостійких марок цементу. Його основу складають тонкодисперсні фракції породних відвалів, шламові відходи або хвости збагачення (до 70 – 80%), які подаються у вигляді пульпи великої щільності питомою вагою до 1,6 т/см<sup>3</sup>, високими статичним і динамічним напруженнями зсуву, незначним (до 5%) вмістом піску. Витрати закладного розчину на цій стадії складає 4,5 – 55% об'єму виробленої корисної копалини, а собівартість в подальшому може бути знижена.

Спостереженнями в шахті встановлено, що процеси розшарування, які відбуваються у верхньому масиві гірських порід, мають такі закономірності:

- розшарування масиву мають висхідний характер (при підробці) і залежать від часу посування очисного вибою лави;
- характер розшарування порід залежить від просторового розташування виробок. Так біля скату (круте падіння пласта), що примикає до виробленого простору, величина розшарування досягає 320 – 550 мм, а біля розташованого коло масиву вугілля – 40 – 70 мм;
- процеси деформування залежно від просторового розташування гірничих виробок переміщуються по довжині щитової лави в бік непорушеного вугільного масиву.

Експериментами було підтверджено, що при відпрацюванні крутого вугільного пласта над ним утворюється зона розвантаження, яка є нормальною до напластування, а в межах цієї зони утворюються порожнини розшарування, які не з'єднані наскрізними водопровідними тріщинами з виробленим простором очисної виробки; підтверджена можливість заповнення цих порожнин розшарування закладним матеріалом через свердловини, пробурені з горизонту на горизонт або через масив міжпластя одного горизонту. Закладання таких розвинутих систем тріщин і порожнин розшарування підтвердили можливість активного втручання людини в характер перерозподілу напружень і деформацій, які відбуваються в масиві гірських порід, що підпадають під вплив очисних робіт. Тому метод управління деформаційними процесами шляхом заповнення локальних тріщин і порожнин розшарування спеціальним матеріалом може мати широке використання.

Цей метод може бути використаний і в боротьбі з гравітаційними і тектонічними гірськими ударами на вугільних і соляних шахтах. Цей же метод представляє можливість відпрацювання ціликів під вертикальними стволами,

які в умовах постійно зростаючих глибин розробки складають значні втрати корисної копалини, а також дає можливість вирішити багато інших геотехнічних завдань, які не мають або мають досить складні та дорогі рішення, забезпечити зниження витрат, які йдуть на ліквідацію наслідків шкідливого впливу гірничих робіт.

Таким чином, досвід активного керування деформаційними процесами на шахтах Донбасу підтверджує можливість цілеспрямованої зміни деформаційних процесів у масиві гірських порід з метою охорони гірничих виробок і об'єктів поверхні.

Даний спосіб не вимагає зміни схем підготовки і відпрацювання пластів і не заважає технологічним процесам з видобутку вугілля.

Для ведення робіт з активного керування деформаційними процесами використовується серійне обладнання та місцеві матеріали.

Спосіб активного керування деформаційними процесами на шахтах може змінити ризики провалів і сприяти вирішенню наступних завдань:

- захист лави від проривів підземних вод з допомогою пластичного високоміцного екрану;
- насичення вугільних пропластків гелеутворюючим розчином блокує метан у вугіллі, який знижує газовиділення із супутників;
- безпечно розкриття викидонебезпечних пластів і прошарків за рахунок підвищення ступеня пластифікації вугільних пластів і породних прошарків під час просочення гелеутворюючими розчинами;
- примусове обвалення важкообвалюваної покрівлі шляхом нагнітання нетвердіючого розчину під тиском. Руйнування покрівлі буде відбуватись по тектонічних і експлуатаційних тріщинах правильними блоками, пошарово. Воно дешевше, ефективніше і безпечніше торпедування покрівлі за допомогою вибухових речовин;
- газова герметизація масиву для запобігання витікань повітря і зниження безпеки самозаймань залишків вугілля у виробленому просторі;
- підвищення ефективності роботи щитових очисних комплексів за рахунок сумісного застосування способу активного керування деформаційними процесами і закладання куполів після обвалення порід.

#### *Раціональна технологія підземної газифікації вугільних пластів*

У Національному гірничому університеті (м. Дніпропетровськ) розроблена принципово нова технологічна і конструктивна схема свердловиної підземної газифікації вугільних пластів (рис. 10.9). З поверхні землі до пересікання з пластом 1 бурять направлені (похило-горизонтальні) нагнітальні (закачувальні) 2 газовідвідні (видавальні) 3 свердловини [8, 9]. Похила частина свердловин

закріплена обсадними трубами з цементацією затрубного простору, а стінки горизонтальної частини свердловин, які пробурені по вугільному пласту, закріплені спеціальним промивним розчином. Розпалювання пласта виконується пересувними вогнезапалювачами 4. Газифікація вугілля відбувається у вогневому вибої (підземному газогенераторі) 8 між нагнітальними 2 і газовідвідною 3 свердловинами. Утворений у підземному газогенераторі газ видається на поверхню. Теплова енергія відхідних газів утилізується в теплообміннику 7.

Родовища вугілля можна розкривати похилими (рис.10.11, а) і комбінованими направленими (похило-горизонтальними) свердловинами (рис. 10.10, б).

Під час розкриття потужного крутого пласта пробурюють на деякій відстані одна від одної похилі свердловини як безпосередньо по пласту вугілля, так і по породі під пластом (див. рис. 10.10, а).

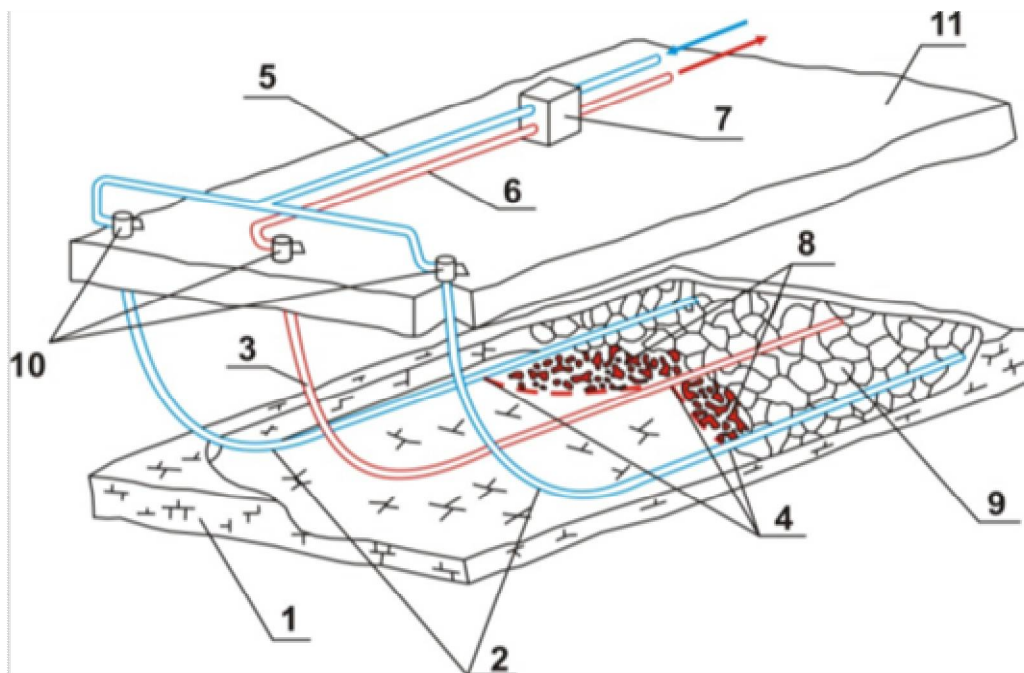


Рис. 10.9. Схема розкриття вугільного пласта направленими свердловинами:  
 1 – вугільний пласт; 2 – нагнітальні свердловини; 3 – газовідвідна свердловина;  
 4 – пересувні вогнезапалювачі; 5 – повітропровід; 6 – газопровід;  
 7 – теплообмінник; 8 – вогневий вибій (канал газифікації);  
 9 – вироблений простір; 10 – оголовки свердловин

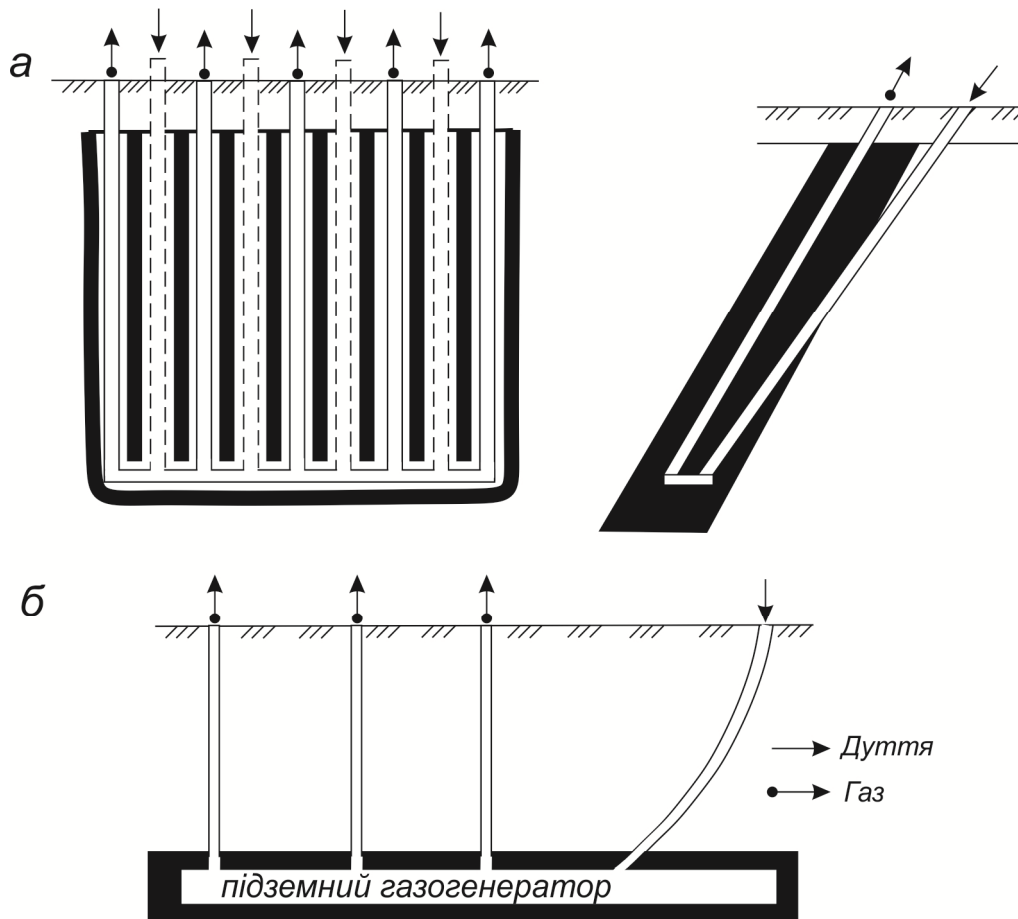


Рис. 10.10. Схема розкриття вугільних пластів для підземної газифікації вугільних пластів: а – схема газифікації крутого потужного пласта похилими свердловинами, пробуреними: одна на пласті, друга – польова; б – схема газифікації пологого пласта похилими і направленою свердловинами

Нижні кінці свердловин з'єднують горизонтальним каналом шляхом направлено буріння або гідророзривом. В ньому виконують розпалювання пласта, потім через одні свердловини подається дуття, а через другі одержують продуктивний газ. Головною технологічною особливістю цієї схеми є те, що процес газифікації (вогневий вибій) рухається вгору за підняттям пласта.

Переваги технологічних схем, зображених на рисунках 10.10 і 10.11, ґрунтуються на тому, що похилі породні свердловини, розташовані у підшві пласта (рис.10.11) і похилі частини направлених свердловин (рис.10.10), які пробурені з поверхні до зустрічі з пластом, опиняються в період вигазовування поза межами зони деформації й обвалення порід покрівлі над виробленим простором. При цьому забезпечується їх збереження на весь період газифікації пласта в даному газогенераторі.

На горизонтальних пластах застосовується схема розкриття полого-горизонтальними і вертикальними свердловинами (див. рис.10.11, б). Обсадка

таких направлених свердловин трубами виконується до горизонтального пласта. Вертикальні свердловини можуть включати в роботу одночасно або послідовно на всій довжині горизонтальної ділянки похилонаправленої свердловини.

Вищенаведені технологічні схеми газифікації вугільних пластів дозволяють застосовувати закладання виробленого простору під час подачі з дуттям вугільно-породного дрібняку, відходів вуглезбагачення і золи-виносу з труб електростанцій, які на криволінійній ділянці випуклого вогневого вибою будуть викидатись з газового потоку у вироблений простір підземного газогенератора. При можливості незначного виносу пилу і золи з газогенератора на поверхню з продуктами газифікації вони будуть вловлюватись у поверхневих очисних спорудах.

Закладання виробленого простору дозволить керувати гірським тиском (обваленням пород покрівлі) плавним опусканням пород покрівлі на закладний масив у процесі вигазовування пласта; значно зменшити просідання верхніх порід майже до поверхні землі, ліквідувати тріщиноутворення чи провали в масиві й на поверхні. В цих умовах ліквідується мульда просідань; ландшафт і родючі шари ґрунту поверхні практично не будуть порушуватись. У зв'язку з цим вивільнені площі без рекультивації земель.

Досвід підземної газифікації вугільних пластів у Радянському Союзі указує на великі втрати дуття, продуктів газифікації і вугілля, або зовсім виключення з експлуатації газогенератора при його розгерметизації. Це призводить до ризиків екологічних аварій (проривів газу і пари в атмосферу, провалів поверхні), значних економічних втрат [10] і втрат дуття у гірський масив над підземним газогенератором (50 – 60%), через свердловини (діючі та законсервовані) біля 40 – 50%.

Високотемпературні продукти газифікації під тиском мігрують у породну товщу по тріщинах порох, забруднюючи породи і підземні води. В процесі газифікації відбувається зміна хімічного і газового складу підземних вод усіх горизонтів, виникають ризики забруднення підземних вод, які використовуються як питна вода. Площа зміни режиму підземних вод за даними розповсюдження фенолів складає близько 14 км<sup>2</sup>. Забруднення підземних вод впливає украй негативно на навколишнє середовище.

Вода грає істотну роль в процесі свердловинної підземної газифікації вугільних пластів. У вогневий вибій вода надходить із породної товщі і потрапляє до підземного газогенератора, різко знижуючи тепловий баланс процесу газифікації. Вона погіршує якісні та кількісні показники продуктів газифікації, що робить неможливою газифікацію вугільних пластів, які містять статичні запаси і великі динамічні припливи підземних вод. Унаслідок



деформації породного масиву під дією гірського тиску і високих температур відбувається розшарування й утворення тріщин в покрівлі порід. Мігруючі генераторні гази під тиском відтісняють води породної товщі. Тому при газифікації обводнених вугільних родовищ доцільно зберігати стабільний гідростатичний стовп підземних вод за рахунок “газового пузиря” над газогенератором у період газифікації.

Закладання вигазованого простору деякою мірою також знижує міграцію води у вогневий вибій і дає можливість керувати гірським тиском плавним опусканням надвугільної товщі порід на закладний масив, понизити ризик розгерметизації газогенератора. Однак технологія закладання виробленого простору не забезпечує покращення режимів газифікації вугільного пласта.

Тому в Національному гірничому університеті були розроблені технологічні схеми активного керування деформаційними процесами шляхом закачування в порожнини розшарування порід цементно-піщаних розчинів на деякій висоті від підземного газогенератора [11,12]. Запропонована технологія ін’єкційної закладки порожнин розшарування породної товщі дозволяє підвищити надійність, екологічність, ефективність і економічність процесу газифікації вугільного пласта.

Ін’єкційний розчин може бути складений із каолінової і бентонітової глини, а також цементу, піску. Під час підземної газифікації доцільніше застосувати глиняні розчини, які нейтральні до термохімічних процесів. Каолінові глини при певній консистенції з водою дають ефект абсорбції, тим самим не лише сприяють ізоляції, але й адсорбують продукти газифікації, які мігрують по породних тріщинах у покрівлю.

Цементні розчини є нейтральними до продуктів газифікації, але вони мають частинки розміром більше 30 мкм до 60%, що обумовлює значне збільшення теплоємності цих розчинів, а отже, й швидке випаровування води, яке унеможливорює формування цементного каменю в умовах високої температури процесу газифікації.

Мелені шлаки, хвости вуглезбагачення, зола також неприйнятні до ін’єкційної закладки, оскільки містять в собі масу активних хімічних сполук. Під час газифікації вони вступають в реакції, створюючи різні хімічні з’єднання, які негативно впливають на екологічну ситуацію в породному масиві та впливають на якісні показники процесу газифікації.

Суть процесу ін’єктування закладної суміші полягає в наступному. Нагнітання розчинів відбувається через вертикальні похилі та горизонтальні свердловини. Під дією сил гравітації або під тиском насосів ін’єктований розчин подається до порожнин розшарування надвугільної товщі (рис. 10.11) і в тріщинувати породи [11].

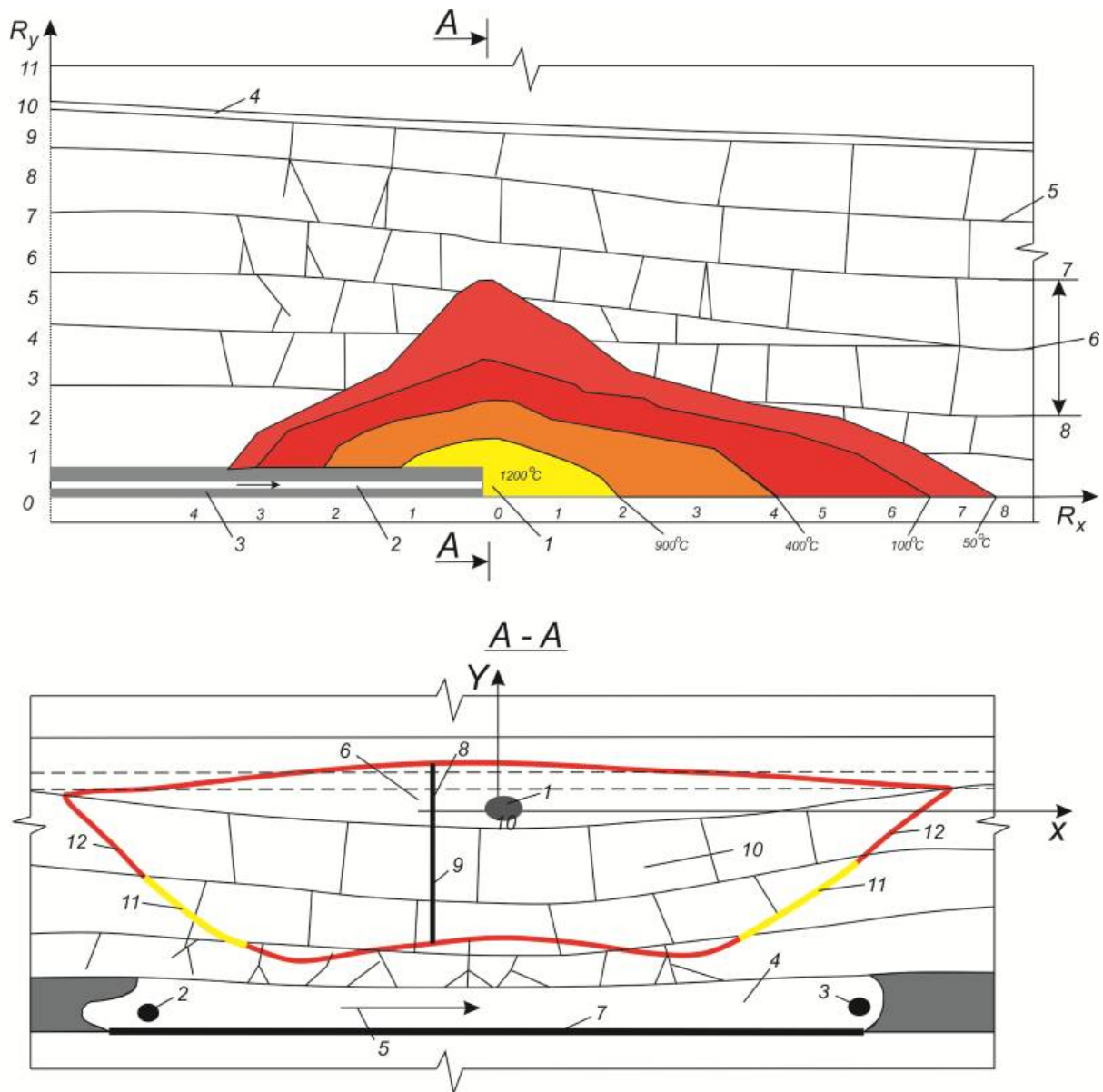


Рис. 10.11. Схема ін'єктування порід покрівлі над підземним газогенератором у розшаровані порожнини і техногенні тріщини: 1 – закладна свердловина; 2 – дуттьова свердловина; 3 – газовідвідна свердловина; 4 – реакційний канал; 5 – напрямок подачі дуттьової суміші;

6 – порожнина розшарування з висотою 245 – 116 мм і об'ємом 186 – 625 м<sup>3</sup>; 7 – залишок золи; 8 – максимальна нижня межа закладного масиву  $R_y = 6,6$  м з урахуванням тужавлення глиняного ін'єкційного матеріалу під дією конвенційних теплових потоків із середньою температурою  $t = 317,8^\circ\text{C}$ ; 9 – верхня межа закладного масиву  $R_y = 1,5 - 2,4$  м змінюється залежно від способу закладання (закладка самопливна або пневмозакладка); 10 – область формування ін'єкційно-закладного масиву з активною площею 149,8 м<sup>2</sup>; 11 – межі активного розширення закладної суміші з мінімальною дією температур  $t = 172,4 - 65,8^\circ\text{C}$ ; 12 – верхня межа закладання в розшаровані та тріщинуваті породні шари за напластуванням та перпендикулярно їм

Середній просвіт розкриття тріщин у породах покрівлі підземного газогенератора визначається за формулою

$$e = 4,83 \sqrt{\frac{k_{np}}{m}},$$

де  $e$  – розмір розкриття тріщин;

$k_{np}$  – коефіцієнт проникності порід,  $k_{np} = 240 - 1010$  Дарсі для глинистих сланців;

$m$  – коефіцієнт шаруватості порід,  $m = 0,52$ .

Радіус глинізації породної товщі за умови насичення по осі  $XIY$

$$R_{x,y} = \sqrt{\frac{\left[ \frac{a k_{np} \cdot (p_1 - p_{2R})}{\mu} - BCR \right] 2t_{z,y}}{m \ln \frac{R_{np}}{r_0}}},$$

де  $R_{np}$  – проектний радіус ін'єкцій для розрахованого часу нагнітання,

$$R_{np} = \sqrt{\frac{Q}{\tau \cdot m \cdot a} \cdot t_{x,y}},$$

де  $a = \frac{94,5}{108} = 0,88$  – відношення проникності пористого середовища у присутності структурної рідини та проникності води;

$$Q = \frac{\left[ \frac{a \cdot k_{np} (p_1 - p_{2R})}{\mu} - BCR \right] 2\pi \cdot a}{\ln \frac{R_{np}}{r_0}},$$

де  $p_1 = 56,9 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup> – вибійний тиск;

$p_{2R} = 39,4 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup> – середній тиск по довжині потоку глиняного розчину,

$$p_1 = \frac{\mu}{a \cdot k_{np}} \cdot \left[ \frac{Q}{2\pi a} \ln \frac{R_{np}}{r_0} + BCR \right]$$

$$p_{2R} = \frac{\mu}{a \cdot k_{np}} \cdot \left[ \frac{Q}{2\pi a} \ln \frac{R_{np}}{r_0} + BC(R_{np} - r_0) \right]$$

де  $(p_1 - p_{2R}) = 17,5 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup> – перепад тиску у горизонтальній частині свердловини при  $Q = 1,8 - 2,6$  л/с;  $B = \frac{\tau}{\mu} = \frac{1,49}{0,00189} \Rightarrow \dots \Rightarrow 788,4 \text{ с}^{-1}$  – константа реології;

$$C = \frac{m \cdot \gamma}{2} = \frac{0,52 \cdot 1,69}{2} = 0,44 - \text{геометрична константа};$$

$r_o = 0,56$  – радіус нагнітальної свердловини, м.

Час ін'єктування  $t$  по осі  $Y$

$$t_Y = \frac{\pi \cdot q \cdot m}{Q} \left[ \frac{R^2}{2} - b_y^2 \ln \frac{R^2 - b_y^2}{b_y^2} \right],$$

де  $b_y$  – розмір розкриття порожнини розшарування по осі  $Y$ , м.

$$t_x = \frac{\pi \cdot q \cdot m}{2Q} \left[ (R_x - b_x)^2 - (2b_x + r_o)^2 \right],$$

де  $b_x$  – розмір розкриття порожнини розшарування по осі  $X$ , м.

Витрати глиняного розчину  $W$  під час ін'єктування порожнин розшарування над підземним газогенератором визначають за формулою

$$W_{z.p.} = \frac{G \cdot \gamma \cdot k_m (k_{ui} - 1)}{[k_{ui} (1 + k_n \cdot k_{np})]},$$

де  $G$  – об'єм вигазованого простору, м<sup>3</sup>/добу;

$\gamma$  – щільність розчину, т/м<sup>3</sup>;

$k_m$  – коефіцієнт, який враховує витрати ін'єкційного розчину при транспортуванні й ін'єктуванні;

$k_{ui}$  – коефіцієнт розшарування (тріщинуватості) порід;

$k_n$  – коефіцієнт нормального водов'язкого відношення;

$k_{np}$  – коефіцієнт приведенного водов'язкого відношення.

Під час застосування ін'єкційної закладки для активного керування деформаційними процесами над газогенератором можна визначити опускання земної поверхні за формулою

$$S = m - (S_n \cdot k_{yc} + m_z) \cdot k_{cn} \cdot k_{роз}, \quad (10.13)$$

де  $S$  – опускання земної поверхні під час газифікації вугільного пласта, м;

$m$  – потужність вугільного пласта, який газифікується, м;

$S_n$  – висота порожнини розшарування, яка підлягає закладанню, м;

$k_{yc}$  – коефіцієнт усадки глиноцементної закладної суміші;

$m_z$  – потужність зольного залишку, м;

$k_{cn}$  – коефіцієнт спучування порід верхньої товщі;

$k_{роз}$  – коефіцієнт розпушення порід.

Підставивши у вираз (10.13) значення, характерні для вугільного пласта  $C_5$ , який передбачається газифікувати в Західному Донбасі одержимо

$$S = 1 - (0,38 \cdot 1,03 + 0,15) \cdot 1,18 \cdot 1,19 = 0,24 \text{ м.}$$

Досвід підземної газифікації вугільних пластів у Радянському Союзі потужністю 1 – 2 м показав, що опускання поверхні землі без закладання складає 70 – 90% від потужності пласта, що газифікується [13].

Тому застосування способу активного керування деформаційними процесами в масиві гірських порід може забезпечити ефективний і екологічно чистий процес підземної газифікації вугільних пластів без ризиків, які пов'язані з провалами земної поверхні.

### Список літератури

1. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород/ И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, С.В. Каспарьян. – Л.: Недра, 1977. – 411 с.
2. Фисенко Г.Л. Предельное состояние горных пород вокруг выработок/ Г.Л. Фисенко. – М.: Недра, 1986. – 310 с.
3. Тимошенко С.Н. Теория упругости/ С.Н. Тимошенко, Дж. Гудвер.– М.: Наука, 1985.– 425 с.
4. Цытович Н.А. Механика грунтов/ Н.А. Цытович. – М.: Высшая школа, 1983. – 311 с.
5. Колоколов О.В. Геотехнологические способы разработки месторождений полезных ископаемых/ О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко. – Киев: Вища школа, 1991. – 200 с.
6. Орлов Г.В. Влияние сдвижения горных пород на деформации обсадных колонн скважин в условиях Ангренского месторождения/ Г.В. Орлов// Тр. ВНИИПромгаза. – М.: Недра, 1969.– Вып.3. – С. 171 – 177.
7. Козак В.Н. Деформации горных пород над выгазованным пространством угольного пласта/ В.Н. Козак, В.И. Орлов// Тр. ВНИИПромгаза. – М.: Недра, 1969. – Вып.3. – С. 162 – 165.
8. Теория и практика термохимической технологии добычи и переработки угля / [О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко, А.М. Эйшинский и др.]– Дніпропетровськ: НГА України, 2000.– 281 с.
9. Фальштинський В.С. Новітня технологія розробки вугільних пластів на базі підземної газифікації/ В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, Н.М. Табаченко// Уголь України. – 2010. – № 1. – С. 10 – 14.
10. Скафа П.В. Подземная газификация угля/ П.В. Скафа.– М.: Госгортехиздат, 1960. – 169 с.
11. Фальштинський В.С. Удосконалення технології свердловинної підземної газифікації вугілля: монографія/ В.С. Фальштинський. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2009. – 131с.
12. Савостьянов А.В. Обоснование параметров закладки при скважинной подземной газификации угля/ А.В. Савостьянов, В.С. Фальштинський, Н.М. Табаченко// Науковий вісник НГА України. – 2002. – №3. – С. 49 – 53.
13. Механізм поведінки породної товщі при свердловинній підземній газифікації тонких вугільних пластів. / [О.В. Савостьянов, В.С. Фальштинський, Р.Е. Дычковский, В.В. Русских]// Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 10.– С. 12 – 16.

## **11. ІНФОРМАЦІЙНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ КОНТРОЛЮ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА**

### **11.1. Ефективна та безпечна розробка вугільних родовищ**

Ефективність використання технічних засобів і безпеки робіт у багатьох випадках залежить від правильної оцінки технологічних параметрів гірничого виробництва і стану гірського масиву, можливості передбачити ризики під час видобутку вугілля і приймати відповідні технологічні рішення.

Виконання цих завдань пов'язано з відповідними труднощами, викликаними, з однієї сторони, постійним ускладненням гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки родовищ (зростання глибини гірничих робіт, використання родовищ з несприятливими характеристиками), а з другої – підвищенням концентрації гірничого виробництва. В цих обставинах для ефективної роботи і безпечної розробки родовищ необхідна постійна інформація інженерним службам підприємств про стан і параметри об'єкта розробки, використовуваних машин і механізмів, а також навколишнього середовища. Таку інформацію дає контроль гірничого виробництва, здійснення якого базується на знаннях про фізико-технічні параметри гірських порід і масивів, повітряного і рідинно-фазового середовища, фізичні процеси гірничого виробництва. Його результати є основою для оперативного та перспективного планування й керування гірничими роботами, які спрямовані на підвищення ефективності та безпеки гірничого виробництва, раціонального використання надр і охорони навколишнього середовища з мінімізацією ризиків у процесі видобутку корисних копалин [1].

У гірничій практиці застосовується контроль геомеханічного стану порід за напруженням, деформаціями або зрушенням (зміщенням) масивів. Пряме вимірювання цих параметрів можливе при використанні різних механічних систем. Масове застосування таких систем для оперативного керування гірським тиском вимагає створення проміжних ланок для перетворення механічних величин в електричні сигнали. Перспективним є використання для контролю механічних процесів, які відбуваються навколо виробок, параметрів природних електричних полів і електрофізичних властивостей масивів, за величинами яких безпосередньо можуть включатись порогові елементи слідкуючих систем оповіщення.

Вивчення природних стаціонарних електричних полів, які існують навколо гірничих виробок, показало, що розподіл їх параметрів відображає розподіл механічних напружень у масиві гірських порід поблизу контуру виробки. На цій основі розроблено метод оцінки напруженого стану масивів навколо

гірничих виробок, який дозволяє за розподілом геопотенціалів навколо виробок визначати протяжність зон віджимання вугілля, гранично напруженого стану, опорного тиску і гідростатичних (чи вихідних) напружень, а за прирістом геопотенціалів судити про механічні напруження.

Застосуванню методів контролю повинні передувати натурні дослідження з метою встановлення джерел нестационарних завад, найбільш суттєвими з яких є підземні трансформаторні підстанції, недалеко розташована контактна електровізна відкатка й інтенсивні фільтраційні поля зі змінними параметрами фільтрації.

У зонах віджимання і граничного напруженого стану значно суттєвий вплив на зміну електричних параметрів середовища і поля спричиняють ступінь порушеності приконтурних зон і рівень діючих напружень.

Зміни електричних параметрів за максимумом опорного тиску обумовлені в основному пружними і пружно-пластичними деформаціями.

Таким чином, мінімізація ризиків гірничого виробництва може бути забезпечена на основі експериментальних методів вивчення і прогнозування гірничо-геологічних умов розробки родовищ корисних копалин, контролю проявів гірського тиску і динамічних процесів у масиві під час ведення гірничих робіт, контролю параметрів стану технологічних процесів гірничого виробництва і навколишнього середовища.

## **11.2. Технологічний контроль у гірничому виробництві**

Стосовно до проектування і планування роботи гірничих підприємств більшість вихідних даних, які використовують у процесі прийняття рішень щодо розробки родовища, має ймовірний характер, і прийняті рішення можуть бути реалізовані в дійсності з більшими чи меншими відхиленнями. Тобто в прийнятих рішеннях завжди має місце повний рівень ризику.

Уміння оцінити та свідомо використати ризик значно підвищить результативність і глибину наших технологічних рішень. Розглядаючи підвищення ролі технології, яка пов'язана з впливом науково-технічного прогресу, слід відзначити, що на базі нових наукових відкриттів виникли нові, більш удосконалені та продуктивні технологічні процеси.

У наш час у вугільній промисловості України впроваджуються принципово нові вузькозахоплювальні комбайни (УКД300, КДК500). Керування комбайном – дистанційне в зоні зорового бачення з переносного малогабаритного пульта керування по радіоканалу, а також з апарата керування, розташованого на штреці, або з двох пультів, розташованих на

кінцях корпусу комбайна. Забезпечується акустичний контроль за роботою комбайна поза зоною його бачення, мається безперервний контроль концентрації метану, місцеположення комбайна в лаві. На передній панелі розташовано дисплей для індикації технічної та діагностичної інформації при завантаженні електродвигунів різання і подачі, стану температури в системі охолодження перетворювача частоти, масляних ванн редукторів, обмоток електродвигунів, тиску в гідросистемі. Комплекс засобів керування комбайном забезпечує можливість передачі технологічної та діагностичної інформації на апарат керування, що встановлюється на штреку з подальшою передачею на центральний пульт диспетчера шахти.

*Методи контролю межі порода-вугілля.* Автоматизація роботи виїмкових машин в очисних вибоях вугільних шахт вимагає створення методів і засобів безперервного стеження за рельєфом пласта, які забезпечують виймання пласта на повну потужність з мінімальним підриванням вміщуючих порід. Засоби, які застосовують для контролю межі порода-вугілля, називають “датчиками порода-вугілля” (ДПВ) і розміщуються на виконавчому органі виїмкової машини чи безпосередньо на його різальному інструменті.

Розрізняють контроль *відкритої та скритої* межі порода-вугілля. У першому випадку контроль забезпечує одержання інформації про рельєф пласта шляхом вимірювання фізичних властивостей відслонених вміщуючих порід і вугілля у вибої й установлення їх відмінностей. Такий контроль дозволяє забезпечити заданий режим керування роботи органом виїмкового обладнання і визначати потужність підроблених порід. У процесі контролю скритої межі порода-вугілля рельєф пласта встановлюється шляхом виміру товщини пачки вугілля, яка залишена у підшві чи покрівлі очисної виробки.

У ДПВ застосовуються різні властивості й ефекти взаємодії виконавчого органа машини з гірською породою. Відомі принципи побудови датчиків, які базуються на різниці в електричних, діелектричних, щільнісних, оптичних і акустичних властивостях, хімічному складі, природної радіоактивності вугілля і вміщуючих порід, у взаємодії виконавчого органа з породою і вугіллям.

Як датчики взаємодії виконавчого органа з породою і вугіллям використовують електромеханічні, механоакустичні та радіоізотопні ДПВ. Електромеханічні датчики вимірюють зусилля різання, яке можна вважати пропорційним контактній міцності вугілля чи породи. Воно реєструється чутливим елементом датчика, який встановлено на спеціальному вимірювальному різці. За значенням одержаного сигналу можна судити про положення вимірювального різця відносно межі порода-вугілля.

У механоакустичних датчиках застосовується ефект коливального відгуку на механічну взаємодію різця з вугіллям чи породою.



У радіоізотопних ДПВ переважно застосовується гамма-випромінювання. Вихідний сигнал таких датчиків видається по швидкості обліку зареєстрованих гамма-квантів, які потрапляють на тришаровий (вугільний штиб-вугілля-порода) чи двошаровий (вугілля-порода) розсіювач, а потім реєструється детектором, який перетворює щільність потоку розсіяного випромінювання в імпульси.

Схема керування шнеками очисного комбайна за допомогою радіоізотопного ДПВ наведена на рис. 11.1. Апаратура має два однакових цифрових регулятори з загальними блоками керування, комутації та живлення. Кожен регулятор призначений для керування станом одного шнека відносно підшви чи покрівлі пласта і складений з установлених на шнеку ДПВ 1 з джерелом випромінювання 2 і блоком детекторів 3, шнекового блока 4 з автономним джерелом живлення 5 і передавальною котушкою індуктивності 6, які розміщені на корпусі комбайна приймальних блоків 8 і 10 з котушками індуктивності 7 і 9, блока керування 11, блока комутацій 12 і блока живлення (на рисунку не відображено). Радіоізотопний ДПВ розташований на шнекові між кулаками – різцетримачами таким чином, що його робоча поверхня утоплена відносно поверхні кулаків не менше ніж на 10 мм. Таке розміщення забезпечує роботу ДПВ безпосередньо, не контактуючи з масивом, який контролюється.

Пучок  $\gamma$ -випромінювання від джерела по радіусу шнека направлений в бік масиву. Відбите від масиву випромінювання сприймається блоком детектора, який перетворює його в електричні імпульси, що надходять до шнекового блока. В останньому імпульси підсилюються і за допомогою котушки індуктивності 6 передаються в один із приймальних блоків 8 чи 10, які розташовані діаметрально протилежно один одному і призначені для сприймання інформації з підшви чи покрівлі пласта. Наведені в котушках індуктивності 7 чи 9 імпульси передаються в блок керування (при проходженні біля них шнекового блока). Апаратура конструктивно розміщена таким чином, що в блок керування імпульси передаються тільки під час проходження ДПВ в зоні контакту порода-вугілля біля підшви чи покрівлі пласта.

На радіохвильових і ультразвукових (акустичних) датчиках передбачено означення затухання хвиль, є можливість керувати величиною сигналу, який характеризує різні породи за рахунок зміни частоти коливань і бази вимірювань. Ці датчики установлюють поблизу виконавчого органа виїмкової машини.

В ультразвуковому ДПВ (рис.11.2) контроль межі порода-вугілля відбувається за допомогою випромінювання і реєстрації поверхневої пружної хвилі. Стабільний акустичний контакт ультразвукових перетворювачів

забезпечується притискними засобами. Співвідношення сигналів по двох різних породах при ідентичних умовах випромінювання і приймання визначається залежністю

$$\lambda = \exp\{-[(\varphi'/v'_R) - (\varphi''/v''_R)] \cdot f \cdot r\},$$

де  $v'_R$  і  $v''_R$  – швидкості розповсюдження пружних хвиль Релея відповідно у вугіллі та породі;

$f$  – частота коливань;

$r$  – база виміру.

Для створення значної амплітуди у поверхневій хвилі Релея необхідно створити точковий контакт випромінювача з масивом.

Радіохвильовий метод контролю відкритої та скритої межі порода-вугілля оснований на різниці діелектричної проникності та тангенса кута діелектричних втрат для вугілля і вмшчующих порід. Радіохвильовий метод забезпечує безконтактний контроль.

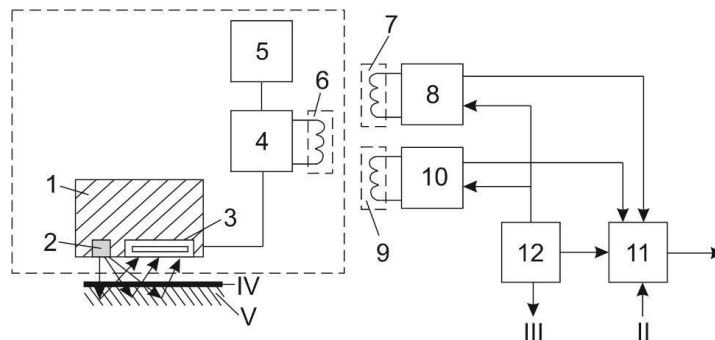


Рис. 11.1. Схема керування шнеками комбайна за допомогою контролю межі порода-вугілля (ДПВ): I – шнек; II – сигнал від регулятора шнека; III – сигнал до регулятора шнека; IV – вугілля; V – порода

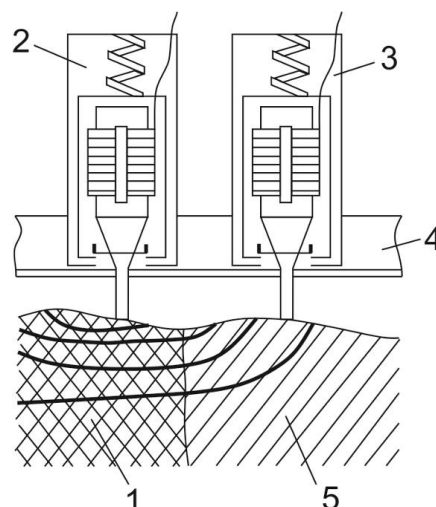


Рис. 11.2. Схема ультразвукового “датчика порода-вугілля”: 1 – вугілля; 2 – магнітострикційний випромінювач коливань; 3 – магнітострикційний приймач коливань; 4 – кріпильна рама; 5 – порода

Контроль стану привибійного масиву від взаємодії робочого органа машини з гірською породою

Система “породоруйнівний орган машини-масив” вимагає безперервного одержання інформації про властивості та стан гірських порід у вибої та попереду нього з метою ефективного керування процесом відбійки вугілля чи породи. Це необхідно для автоматичного попередження раптової зустрічі виконавчого органа з твердими включеннями чи тектонічними порушеннями, оптимізації режимів роботи машини, оперативного планування робіт за уточненими гірничо-геологічними даними, селективного вилучення мінеральної сировини, керування її якістю у вибої та зменшення ризиків аварій машин через поломки породорізального інструменту.

Процес руйнування робочим органом гірських порід супроводжується виникненням коливних процесів, які розповсюджуються в масиві у вигляді шумових пружних хвиль. За амплітудою коливань визначають характеристики порід, які відбиваються виконавчим органом. Амплітуда коливань залежить від багатьох чинників: міцності гірських порід, тріщинуватості масиву, режимів відбійки чи буріння, стану і надійності різальних інструментів. Реєстрацію шумового сигналу на самому робочому органі, поблизу його чи на деякій відстані від вибою можна вважати як звичайне приймання пружних коливань від спеціального джерела.

На різальному інструменті чи буровому поставі (при невеликій глибині буріння) установлюють датчик вертикальних коливань, сигнали якого, що відображають амплітуду коливань, кількісно дорівнюють добутку частоти обертання на кількість різців (шарошок долота) і записують на діаграмній стрічці.

Для опису властивостей шумових сигналів генераторів шуму у вигляді виконавчого органа виїмкової машини використовують спектральні й енергетичні характеристики, кореляційні функції та функції розподілу в зв'язку з випадковими змінами параметрів взаємодії виконавчого органа з гірськими породами.

Наявність дефекту у гірській породі (тріщини) на вибої при зустрічі з різальним інструментом викликає різку зміну характеру руйнування, внаслідок чого виникає зміна амплітуди коливань. Наприклад, діаграма напрямку шумового сигналу (рис. 11.3), яка виражає залежність нормованої амплітуди сигналу від кута спостереження, має свій максимум у напрямку руху і мінімум у зворотному напрямку. Параметри шумових сигналів, які розповсюджуються в масиві гірських порід, оцінюються за допомогою кореляційних аналізаторів низькочастотного діапазону (рис.11.4), які дозволяють визначати оцінки дисперсій двох сигналів.

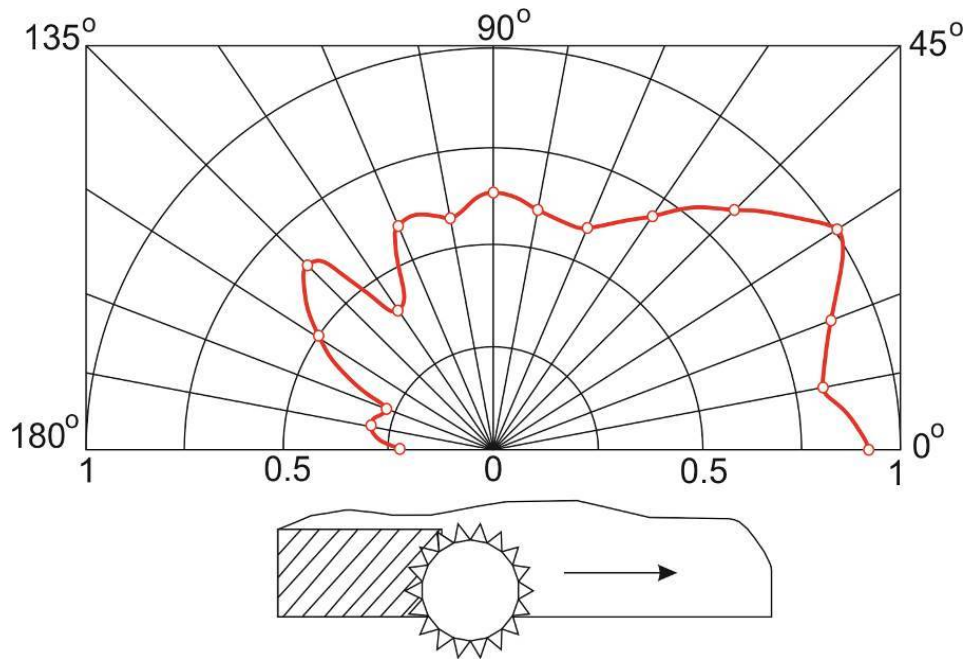


Рис. 11.3. Діаграма направленості шумового сигналу від роботи шнека очисного комбайна

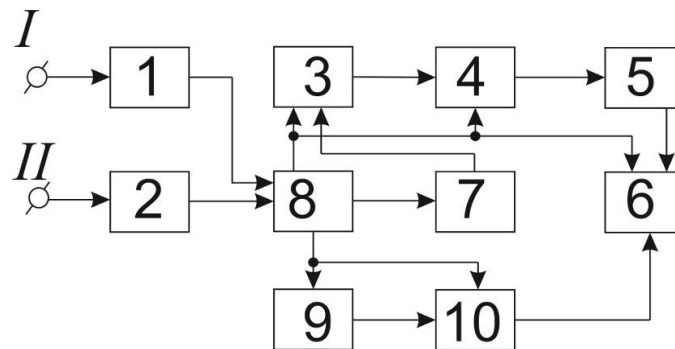


Рис.11.4. Структурна схема кореляційного аналізатора шумових сигналів

У кореляційний аналізатор інформація про шумові сигнали подається безпосередньо з датчиків (електроакустичних перетворювачів) на вході I і II. Їх результати фіксуються стрілочним пристроєм, шкала якого проградуєвана в значеннях вимірюваних параметрів.

Аналізатор складається із таких пристроїв: підсилювача сигналів з двома каналами 1 і 2, схем затримки 3 і множення 4, інтегратора 5, індикатора 6, блоків синхронізації 7 й керування 8, амплітудного селектора-формуєвача 9, усереднюючого пристрою 10.

Дисперсії двох сигналів, їх взаємкореляційних функцій, функцій розподілу і зв'язок з характеристиками випадкових сигналів пов'язані наступними формулами

$$Q_{xy}(\tau) = \frac{1}{T} \int_0^T x_0(T)y_0(T-\tau)dT;$$

$$G_x = 1 - R[x(T) > X]$$

де  $Q_{xy}(\tau)$  – оцінка взаємкореляційної функції;  
 $x_0(T)$  і  $y_0(T - \tau)$  – випадкові центровані сигнали;  
 $T$  – час інтегрування;  
 $G_x$  – функції розподілу;  
 $R[x(T) > X]$  – ймовірність перебування реалізації  $x(T)$  вище заданого рівня  $X$ .

Для одержання оцінок кореляційної функцій вихідна інформація у вигляді електричного сигналу через входні підсилювачі подається на схеми затримки і множення, які виконують наступну операцію

$$k = \psi(T) \cdot \varphi(T - \tau).$$

Операція множення передбачає одержання імпульсу, тривалість і амплітуда якого пропорційні значенням затриманого на час  $\tau$  і прямого сигналів. Імпульси добутоків  $\psi(T)$  і  $\varphi(T - \tau)$  подаються на інтегратор.

Дисперсія шумових акустичних сигналів, які приймаються в різних точках масиву, зменшуються тим більше, чим більше ступінь тріщинуватості масиву. Зростання об'ємної тріщинуватості  $N$  призводить до зростання періоду автокореляційної функції шумових сигналів  $\tau_n$  і до зменшення інтервалу просторової кореляції  $\Delta y_0$  (рис.11.5). Крутість кривих характеризує чутливість інформаційних ознак по відношенню до тріщинуватості.

Знаючи закономірність розподілу коливань частоти обертання виконавчого органа і визначивши їх дисперсію, можна установити тріщинуватість вугілля на вибої. Функціональні залежності названих величин для порід, які мають аналогічні характеристики за міцністю, визначають експериментально.

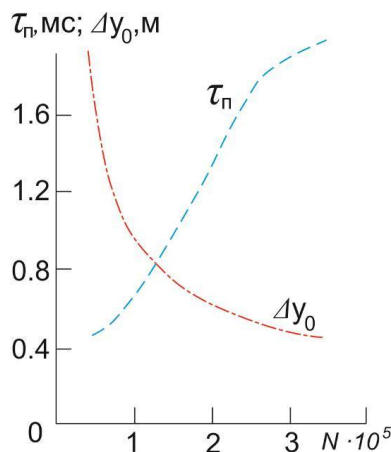


Рис.11.5. Графік залежності кореляційних параметрів шумових сигналів від об'ємної тріщинуватості масиву

### Контроль під час підземної газифікації вугілля

Технологія підземної газифікації вугілля передбачає буріння на пласт вертикальних, похилих і направлених свердловин, подачу через них повітряного чи парокисневого повітряного дуття, відведення утвореного газу на поверхню і створення між свердловинами на пласті реакційних каналів. Газоутворення в цих каналах відбувається внаслідок хімічної взаємодії вільного і пов'язаного кисню з вуглецем і термічного розкладання вугілля.

Температура визначає хіміко-технологічні процеси газифікації вугільних пластів: ступінь окислення твердого палива, формування реакційних зон у каналах газифікації, ефективність теплообмінних процесів у системі. Інформація про температурні режими безпосередньо в зоні вогневого вибою дозволяє посередньо судити про процеси його зародження, розвитку і переміщення. Окрім цього, вимірювання температури в свердловинах і газопроводах – необхідний елемент контролю їх стану і кількісного обліку продуктів газифікації.

Температурні виміри при підземній газифікації вугілля мають такі основні особливості: постійні коливання властивостей контролюваного середовища в точках вимірювання; значна чисельність зовнішніх умов і обумовлених ними обмежень в місцях установлення первинних термоелектричних перетворювачів (ТЕП). Необхідність передачі інформації про температуру на значні відстані при впливах на канали зв'язку значних завад різної фізичної природи; складність застосування прямих методів контролю температури і використання провідних каналів передачі інформації.

У технологічних схемах підземної газифікації вугілля застосовують три групи місць вимірів температури. До першої з них відносяться точки контролю, які розташовані на поверхні землі (у вхідних повітроподавальних і вихідних газовідвідних свердловинах, поверхневих газопроводах і елементах теплоенергетичної системи. В цих місцях температура коливається від 50 до 500°C. До другої групи входять точки контролю, які розташовані безпосередньо в зоні вогневого вибою і каналах газифікації і в яких температура може досягати 1300 – 1500°C, а використання провідних каналів передачі інформації на поверхню пов'язані із труднощами. Третя група об'єднує точки контролю, які розташовані у повітропідвідних і газовідвідних виробках і свердловинах, кабельний зв'язок яких з поверхневими реєстраційними комплексами принципово може бути забезпечений. Температура в цих точках не перевищує 750 – 850°C.

Контроль температури в процесі підземної газифікації неможливо виконати безпосередньо у вогневому вибої. Методи виміру температури базуються, по суті, на вимірах однозначно залежних від температури

термометричних властивостей твердих, рідких і газоподібних речовин, які знаходяться в стані теплообміну з речовиною, температура якої визначається.

Температуру можна виміряти засобами, які базуються на наступних термометричних властивостях: лінійному тепловому розширенні металів (біметалічні термометри, ділатометричні термометри); за змінами електричного опору (термометри опору); за виникненням електрорухомої сили (термоелектричні термометри (термопари); за тепловим випромінюванням (пірометри).

Вищенаведені методи поділяються на контактні та безконтактні (пірометричні), які виміряють теплове випромінювання об'єктів контролю. При температурі до 1000°C безконтактні методи грають підвладну роль, при 1600 – 3000°C вони стають головними, а при температурі понад 3000°C – практично єдиними.

Принцип дії контактних (термоелектричних, платино-родієвих, вольфрамових) термометрів базується на ефекті виникнення електрорухливої сили замкнутого ланцюга, який складений з різнорідних провідників з різною температурою в місці їх з'єднання. Термоперетворювач у вигляді такого ланцюга називається термопарою.

Проводи і кабелі, що застосовуються безпосередньо для термоконтролю, а також для передачі сигналів до вторинних приладів від первинних перетворювачів, які розміщені поблизу зони вогневого вибою і в газовідвідних каналах повинні мати стійкість до нагрівання, високу механічну міцність і надійність. Найбільшою мірою цим вимогам відповідають жаростійкі кабелі в металічних оболонках із сталі, міді, алюмінію чи мідно-нікелевих сплавів із ізоляцією окислів магнію, алюмінію тощо.

У системі контролю процесів під час підземної газифікації вугілля центральне місце займають газоаналітичні виміри, бо якісний і кількісний склади одержуваної газової суміші визначають можливість її використання як хімічного й енергетичного газу. Окрім цього, дані про газовий склад характеризують хід усього технологічного процесу і можуть бути використані під час керування процесом, а також захистити технологічне обладнання, виробничий персонал і навколишнє середовище.

Визначення концентрації окремих компонентів у газовому середовищі виконується спеціальними приладами – газоаналізаторами. З урахуванням того, що процеси підземної газифікації вугілля мають безперервний і динамічний характер, ефективний контроль утворених продуктів може бути забезпечений тільки при застосуванні автоматичних чи автоматизованих газоаналітичних систем. Такі системи, які функціонують на основі фізичних і фізико-хімічних

методів аналізу, виконують безперервний чи дискретний аналіз газової суміші безпосередньо у потоці при досить високій точності вимірювань.

### 11.3. Геоелектричний контроль стану гірського масиву

Для прогнозування умов ведення гірничих робіт, оперативного планування й керування гірничими роботами застосовують геоконтроль, під яким розуміють комплекс методів і засобів, що забезпечують одержання оперативної інформації про властивості, склад, структуру і стан масиву гірських порід під час відпрацювання родовища.

Контроль передбачає установлення відповідності між станом (властивістю) об'єкта і наперед заданою нормою (вимогою). Логічна схема контролю може бути наведена у наступному вигляді: сприйняття контрольованих параметрів – зіставлення їх з нормою – формування і видача суджень про результати.

На відміну від контролю, під виміром розуміється процес одержання дослідним шляхом чисельного співвідношення між вимірюваною величиною і деяким її значенням, яка прийнята за одиницю порівняння. Якщо при вимірюванні результат може бути у вигляді кількісної характеристики вимірюваних величин, які виражають чисельно, то основний результат контролю – якісна характеристика контрольованого об'єкта, що виражається судженням.

#### Геомеханічна оцінка стану масиву гірських порід за допомогою каротажу розвідувальних свердловин

Стійкість масиву поблизу майбутніх гірничих виробок на стадіях попередньої, детальної й експлуатаційної розвідки родовищ корисних копалин визначається по керну чи шляхом використання даних каротажу розвідувальних свердловин.

В основу каротажного прогнозу прийнято кореляційний зв'язок між фізичними властивостями порід (чи станом свердловин), які визначаються, та відображеними на каротажних діаграмах, і ознаками, що характеризують стійкість і розшарування порід у шахтах.

Практичне застосування при прогнозі розшарувань і стійкості масиву одержали акустичний, електрометричний і кавернометричний методи.

Каротаж розвідувальних свердловин електрометричним методом дозволяє одержати дані про породу основної та безпосередньої покрівель, їх потужність, структурні особливості та ступінь однорідності вуглевмісних порід. Ці дані разом з пружно-міцнісними характеристиками порід, які визначаються по кернах, дають можливість створити для конкретного шахтного поля вугільного родовища класифікацію можливої поведінки масиву, який оконтурює виробку під час ведення гірничих робіт. За критерії стійкості приймаються якісні та



кількісні показники взаємодії основної і безпосередньої покрівель, відношення потужностей безпосередньої покрівлі та пласта для порід конкретної міцнісної групи.

Приклад початкової оцінки стійкості порід покрівлі для очисних вибоїв, обладнаних механізованими комплексами, за даними свердловинного каротажу наведено на графіку (рис.11.6). Крива побудована для порід з межею міцності порід на стиск 40 – 70 МПа (пісчаник) при сумарній потужності шарів покрівлі, що в два рази перевищує потужність вугільного пласта. Зона під кривою характеризує область активних зсувів основної покрівлі, а над кривою – область їх відсутності.

Прогноз розшарування порід у гірничих виробках проводять за коефіцієнтом розшарування  $k_{роз}$ , який являє собою передбачену кількість площин розшарування порід на 1 м, яка підраховується по каротажній діаграмі як кількість добре виражених викидів амплітуд вимірюваного параметра. За додаткову ознаку використовується співвідношення амплітуди локальної аномалії та протяжності її основи.

Залежність коефіцієнта розшарування порід  $k_{роз}$  від питомого електричного опору  $\rho_k$  для вміщуючих порід шахти ім. Засядька наведена на графіку (рис. 11.7). Вона дозволяє в конкретному випадку поділити товщу масиву над виробками на класи за стійкістю: при  $k_{роз} < 10$  – клас нестійких порід; при  $k_{роз} = 2 - 5$  – клас порід стійких; при  $k_{роз} \geq 0,5$  – клас порід дуже стійких.

Оціночне прогнозування стану масиву поблизу виробок на стадії розвідування за допомогою метода кавернометрії проводять по зміні діаметра під час буріння, яке розглядається як інтегральна характеристика міцностних властивостей породи.

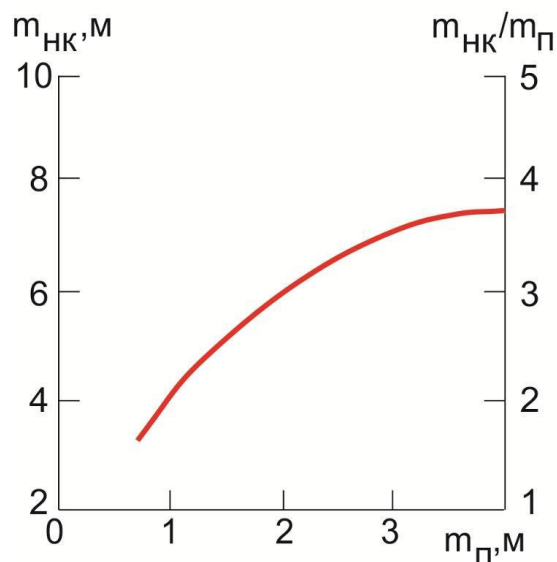


Рис. 11.6. Графік початкової оцінки стійкості покрівлі за потужністю пласта  $m_n$  і безпосередньої покрівлі  $m_{нк}$  і відношенню  $m_{нк} / m_n$

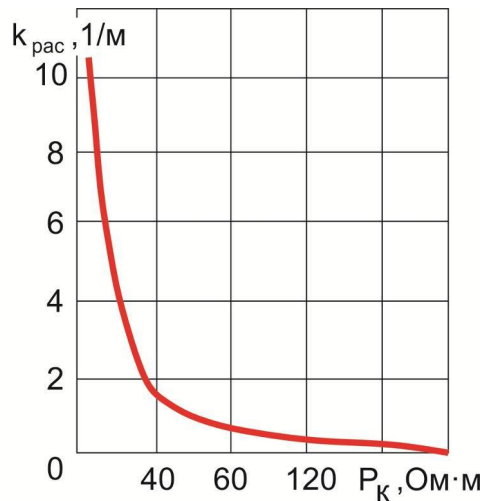


Рис. 11.7. Графік залежності коефіцієнта розшарування порід  $k_{роз}$  від питомого електричного опору  $p_k$

За характером відносних змін фактичного діаметра свердловини порівняно з номінальним гірські породи поділяються на породи, в яких:

- діаметр свердловини практично не відрізняється або мало відрізняється від номінального (щільні пісковики, вапняки);
- спостерігається руйнування стінок свердловини, збільшення її діаметра (глини, слабкі пісковики, вапняки, алевроліти й аргіліти);
- на стінках утворюються сальники, які призводять до зменшення діаметра свердловини (проникних пісковиків, вугілля).

Зміна діаметра свердловини в процесі вибурювання дає можливість провести оцінку покрівлі вугільного пласта за типом стійкості.

#### Оцінка стану виробленого простору і довжини зависання консолі порід основної покрівлі

Попередня об'єктивна інформація про стан виробленого простору формується під час візуального огляду поверхонь відслонення. Такі спостереження дозволяють виявити початкові ознаки руйнувань гірських порід у виробках, установити місця локальних концентрацій напружень і фіксувати зміни геомеханічної ситуації у виробленому просторі. Візуальні спостереження випереджають інструментальні виміри і забезпечують оперативне виявлення небезпечних для ведення робіт ділянок виробленого простору з метою прийняття заходів безпеки в необхідних випадках (рис. 11.8).

Стан порід покрівлі у виробленому просторі оцінюється за характером і інтенсивністю тріщиноутворення, кількістю і параметрами обвалень (потужність, площа, їх співвідношення), формою обвалень. Залежно від співвідношення потужності обвалених порід до найменшого розміру площі обвалення відрізняють відшарування, вивали чи самі обвалення. Характерною ознакою останнього є утворення куполу і склепіння. Відшарування, як правило, відбувається за напластуванням порід, а вивал – у зоні інтенсивного розвитку тріщин з утворенням поверхонь руйнування.

За видом руйнувань масиву гірських порід поблизу виробок, їх масштабу і пристосованості до тих чи інших структурних елементів масиву можна з достатньою надійністю оцінити рівень діючих напружень і ступінь напруженості масиву.

Якщо проведеними візуальними спостереженнями встановлено, що в більшості випадків руйнування відбувається по крупних природних тріщинах з добре видимими слідами на їх стінках, а переважаючі форми втрати стійкості виробок являють собою вивали з лінійними розмірами в десятки сантиметрів (а іноді і в метрах), то напруженість даної ділянки масиву невисока, бо рівень діючих напружень достатній лише для сколення по поверхнях крупних тріщин, які володіють самими низькими міцнісними характеристиками.

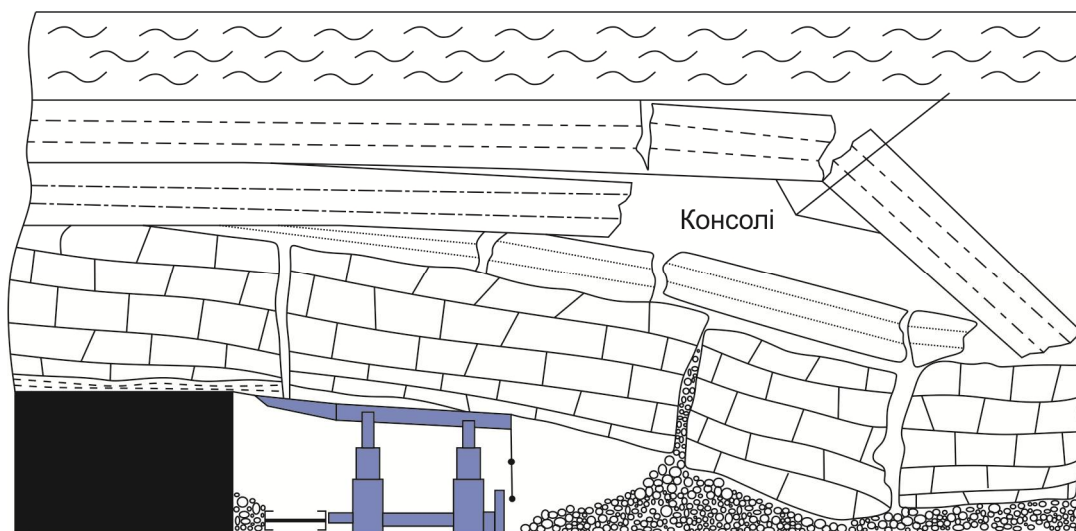


Рис.11.8. Стан обвалення порід покрівлі у виробленому просторі

Зростання кількості вивалів з одночасним зменшенням їх лінійних розмірів свідчить про підвищення діючих напружень у масиві.

Про підвищений ступінь напруженості масиву порід свідчать специфічні форми поперечного перерізу, які набувають звичайні склепінчасті виробки внаслідок руйнування порід у покрівлі під дією статичних напружень. У низці випадків за характером руйнувань можна визначити орієнтування в просторі тих сил, які обумовлюють високі напруження.

Під час спостережень за вивалоутвореннями дуже важливо фіксувати частоту і періодичність утворення вивалів, особливо в тих випадках, коли вивали відбуваються через деякий час в одному і тому ж місці виробки. Накопичення таких даних і порівняння їх з періодом експлуатації виробок дозволяють прогнозувати стійкість виробок у часі, при прийнятій технології та конкретній гірничо-геологічній ситуації.

Результати візуального огляду заносять в карту ділянки з нанесенням місць можливих небезпечних обвалень.

Оцінка довжини завислої консолі у виробленому просторі необхідна для запобігання завалів лав під час вторинних осідань основної покрівлі, особливо за наявності важкообвалюваних порід.

У процесі відпрацювання вугільних пластів з важкообвалюваними покрівлями спостерігаються явища, які утруднюють і стримують темпи ведення очисних робіт. До таких явищ відносяться деформації та затискання секцій очисних механізованих комплексів, підвищене віджимання вугілля, повітряні удари, які супроводжують первинні та вторинні осідання покрівлі, інтенсивні вивали породи у привибійний простір і завали лав.

Для зменшення вищевказаних ризиків, що негативно впливають на ефективність очисних робіт, необхідні глибокі дослідження закономірностей проявів гірського тиску в лавах, а також апаратура для автоматичного контролю й оповіщення про підготовчі стадії небезпечних ризиків проявів гірського тиску. Така апаратура дає можливість своєчасно вивести людей із вибою, а також прийняти заходи, які запобігають завалу лави, а тому і механізованого комплексу.

Розроблено спеціальні методики оцінки стану гірського масиву [2] при вимірюванні стаціонарних електричних полів, які існують навколо гірничих виробок. Розподіл їх параметрів відображає розподілення механічних напружень у масиві гірничих порід поблизу контуру виробок. Оцінка напруженого стану масиву навколо гірничих виробок дозволяє визначити граничний напружений стан, опорний тиск і гідростатичні (чи вихідні) напруження, протяжність зон віджимання вугілля за розподіленням геопотенціалів навколо виробок, а за прирошенням геопотенціалу судити про механічні напруження.

Для визначення природного стаціонарного електричного поля (ПСЕП) використовують спеціальні датчики – електроди, які розміщують у пробурених свердловинах і підключають до самописця потенціалу ПСЕП (рис.11.9). За зміною геопотенціалу можливо установити наявність порушень у масиві порід. Проведені виміри на шахтах [3] зміни величини потенціалу ПСЕП відображають процес перерозподілу напружень у масиві (рис.11.10). На рисунку стрілками позначено моменти осідань основної покрівлі. Крива 1 показує зміни довжини консолі порід основної покрівлі, а крива 2 – спостережене при цьому прирошення геопотенціалу ПСЕП у точці заміру.

Крива 2 (див. рис. 11.6) одержана за допомогою електрода – датчика, який установлено на відстані 65 м від очисного вибою в свердловині, пробуреній на глибину 6 м паралельно до вибою. Заміри потенціалу виконувались відносно нульового (заземлюючого) електрода, який установлено поза зоною впливу очисної виробки (на відстані не менше 200 м від вибою).

У період, що передував обриву консолі, спостерігались максимальні навантаження на кріплення комплексу і підвищене віджимання вугілля у вибої. Нижній шар (безпосередня покрівля) алевроліту обвалювався одразу після пересування секцій кріплення. Осідання основної покрівлі під час посування лави відбувались через 12 – 14 м. Прирошення геопотенціалу під час першого

обриву консолі склали 13мВ, під час другого – 22 мВ, третього – 31 мВ, четвертого – 44 мВ. Це пов'язано з наближенням зони підвищеної концентрації напружень до датчика. Природно, що найбільше прирощення геопотенціалу буде спостерігатись поблизу очисного вибою. Таким чином, прирощення потенціалу між кривими 1 і 3 (див. рис. 11.7) визначається консоллю. Крива 1 показує розподіл потенціалу в масиві, коли довжина консолі дорівнює нулю, а крива 3 –

коли довжина консолі максимальна і дорівнює кроку вторинного обвалення. Ця обставина дозволяє за прирощенням потенціалу контролювати довжину завислої консолі порід основної покрівлі. Для цього достатньо замірити за допомогою декількох датчиків – електродів розподілення потенціалу в масиві попереду очисного вибою одразу ж після обвалення консолі та при досягненні нею максимальної величини, що дорівнює кроку вторинного осідання.

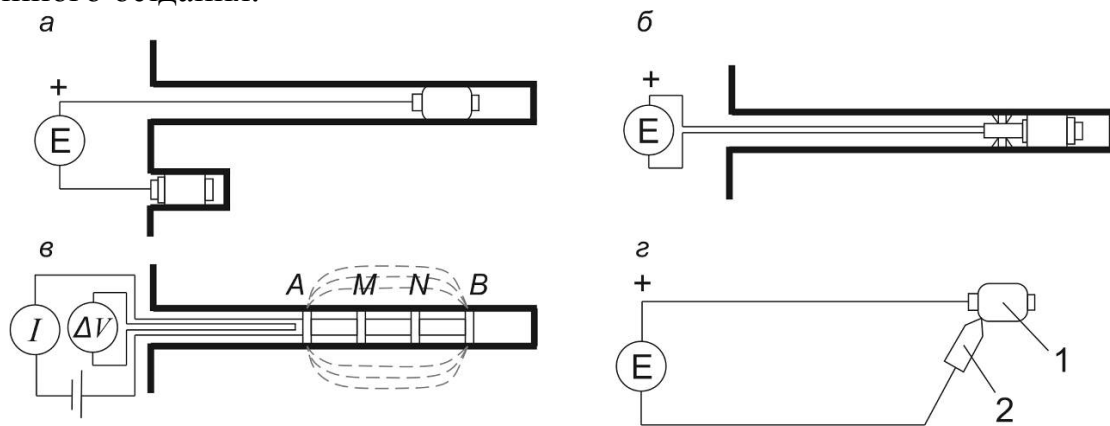


Рис.11.9. Схема шахтних вимірів електричних параметрів масиву:  
 а – мідними неполяризованими електродами; б – потенціал-електродом;  
 в – чотириелектродним зондом; г – потенціал поляризації електроду:  
 1 – неполяризований електрод; 2 – хлорсрібний електрод

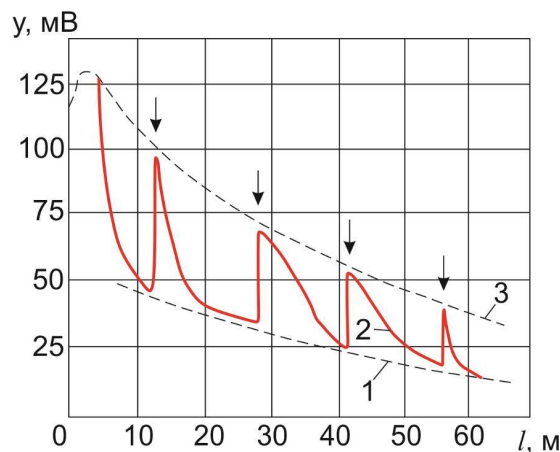


Рис. 11.10. Виміри потенціалу імпульсів і довжини завислої у виробленому просторі консолі порід основної покрівлі в процесі відпрацювання вугільного пласта

### Засоби для виміру зсувів поверхонь гірничих виробок

Зміщення поверхні гірничої виробки є безпосередньою ознакою проявів гірського тиску. Для вимірів відносних зсувів бокових порід в очисних і підготовчих виробках, деформацій покрівлі в камерах і ціликів застосовують вимірювальні універсальні стояки, гідронівеліри, оптичні вимірювальні пристрої.

Універсальні стояки (СУ) являють собою систему труб і штанг. Нижні труби можна розставляти на необхідну величину. Верхні труби є телескопічною системою, тобто якщо маємо дві труби, то внутрішня під дією деформації порід переміщується відносно зовнішньої. Між верхніми і нижніми трубами встановлюють реєструвальні вимірювальні пристрої (самописець, індикатор часового типу чи індуктивний датчик). Для встановлення стояків у підшві та покрівлі вибурюють шпури, в які забивають пробки (частіше дерев'яні), на них опираються наконечники труб (рис. 11.1). За допомогою універсальних стояків можна реєструвати опускання покрівлі з точністю до 0,01 мм.

Для визначення абсолютних вертикальних переміщень покрівлі камер застосовують метод гідравлічного нівелювання за допомогою гідронівелірів. Їх дія ґрунтується на принципі сполучених посудин. При цьому передбачається, що місткість з рідиною знаходиться в нерухомому стані і рівень води в ній не змінюється через випаровування чи витоки.

Гідронівелір (рис.11.12) складений з двох систем, які встановлюють за допомогою рівнів. Система має однакові місткості для води, які з'єднані між собою шлангами. Рівень води в них завдяки спеціальному відлічувальному пристрою визначається доволі точно. Сутність відліку полягає в наступному. В покрівлю пробурюють свердловину 1, в якій забетонують робочий репер 2. На репер нагвинчують циліндричну посудину 3, яка з'єднана шлангом 4 з системою водяного нівеліра 5. Останній являє собою скляний резервуар, всередині якого проходить мікрометричний вимірний гвинт 6. Нівелір навішують на вимірний болт 7 нівелірного репера 8 у боці виробки і приводять його у вертикальне положення спеціальними установочними гвинтами. Водяний нівелір з'єднується з дозатором 9 і робочим репером 2.

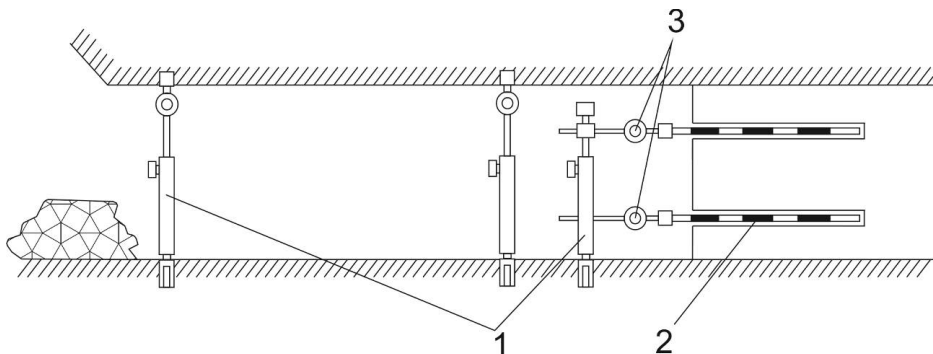


Рис. 11.11. Схема встановлення індикаторних універсальних стояків у виробці:  
1 – стояки; 2 – репер; 3 – індикатори годинникового типу

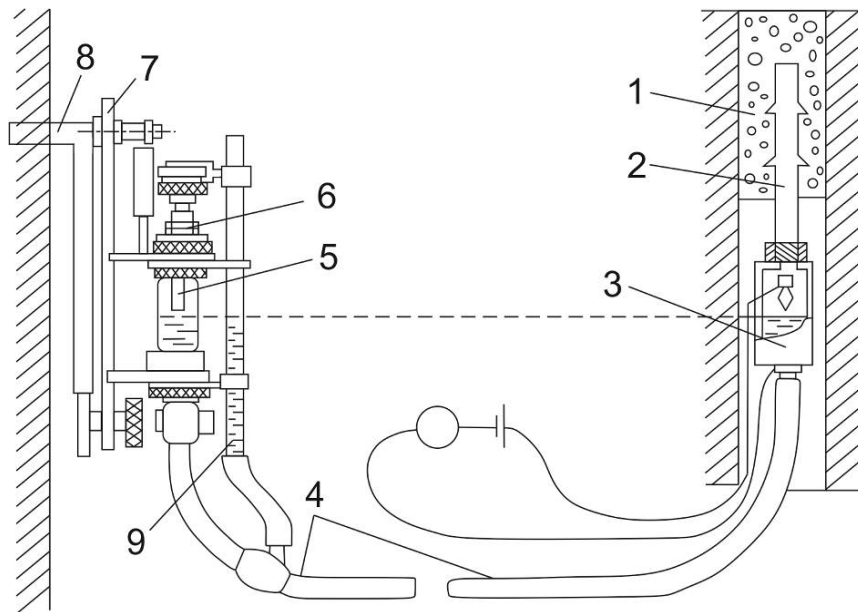


Рис.11.12. Гідронівелір

Вертикальні переміщення репера в покрівлі викликають зміни рівня води в гідросистемі, який спочатку був приведений в однакове положення у водяному нівелірі, дозаторі та посудині репера. Стан рівня води у водяному нівелірі фіксується мікрометричним вимірним гвинтом, з точністю  $\pm 0,02$  мм.

До числа найбільш чутливих безконтактних методів вимірювань деформацій відносять оптичний, інтерферометричний метод, перевагами якого є великий діапазон вимірювань абсолютних деформацій і відсутність температурних похибок.

Суть оптичного інтерферометричного методу полягає в тому, що пучок світла за допомогою того чи іншого пристрою (інтерферометра) просторово розділяється на два чи більше когерентних пучків, які проходять різні оптичні шляхи, а потім сходяться разом.

Відстань визначається рівнянням

$$l = I \cdot \lambda / (2q),$$

де  $I$  – порядок інтерференції;

$\lambda$  – довжина хвилі у вакуумі;

$q$  – фазовий показник переломлення повітря.

Останніми роками було розроблено нові методи вимірювання зсувів порід на базі нового оптичного джерела – лазера, який має низку унікальних властивостей, особливо до підвищення чутливості інтерферометричних методів.

Випромінювана лазером електромагнітна хвиля має майже плоский фронт, тобто фази різних точок фронту однакові по всьому перерізу пучка.

У лазері застосовується система відбивачів, які утворюють відкритий резонатор, внаслідок чого в ньому установлюється певний тип коливань.

Пристрій для лазерних вимірів зміщень поверхонь оснований на застосуванні інтерферометрів. Схема одного із найпростіших лазерних інтерферометрів наведена на рис. 11.13.

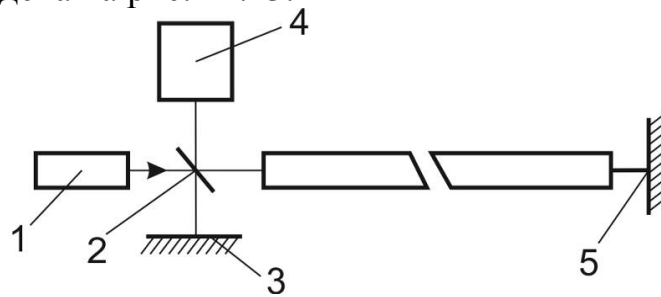


Рис.11.13. Схема лазерного вимірювача зміщень поверхонь

Промінь від лазера 1 падає на напівпрозоре дзеркало 2, яке встановлено під кутом  $45^\circ$  до напрямку променя. Дзеркало розділяє падаючий промінь на два промені, один із яких відбивається від дзеркала, а другий проникає через нього. Відбитий промінь падає на жорстко закріплене дзеркало 3, що орієнтовано нормально до цього променя, і після відбиття від нього проникає через напівпрозоре дзеркало 2 і поступає на приймач 4. Вказаний промінь називається опорним. Другий промінь, що проходить через напівпрозоре дзеркало 2, направляє на дзеркало 5, яке розташоване на поверхні, зміщення якої необхідно замірити. Відбитий від дзеркала 5 промінь повертається до напівпрозорого дзеркала 2, відбивається від нього і поступає на приймач 4.

У фокальній площині приймальної оптичної системи при складанні двох світлових пучків (опорного і двічі пройденого через вимірювану відстань) утворюється інтерференційна картина. При безперервному переміщенні буде спостерігатись безперервне зміщення інтерференційних смуг.

Для оцінки стійкості виробок використовуються швидкості зміщень відслоненої поверхні виробок до середньої вимірюної.

#### Оцінка граничного стану гірничих виробок емісійним методом

Під дією гірського тиску і прохідницьких робіт комбайновим і буропідричним методами відбуваються деформування і руйнування гірських порід навколо виробок, які пов'язані з інтенсивним розвитком мікро- і макротріщин, які супроводжуються випромінюванням акустичних, електромагнітних і теплових імпульсів. Через реєстрацію цих імпульсів можна визначити виникнення і зростання тріщин, а також їх координати.

Явища випромінювання акустичних, електромагнітних і теплових імпульсів, які виникають під час утворення і розвитку тріщин і фазових перетворень у твердому середовищі, можна виміряти емісійними методами (наприклад, акустичним методом (АМ)). Цей метод дозволяє фіксувати в просторі та в часі процес деформування і руйнування гірських порід, установлювати їх граничні механічні характеристики, визначати ступінь втомлюваності при багаточислених навантаженнях, виникнення різних фазових перетворень.



Акустична емісія як фізичне явище, що виникає і розвивається в гірських породах, має наступні особливості: під час утворення і зростання тріщин виділяється акустична енергія, достатня для її реєстрації; акустична емісія проявляється тільки через зростаючі (найбільш небезпечні) тріщини. Це дозволяє не тільки слідкувати за акустичною активністю тріщиноутворення, але й прогнозувати подальшу поведінку навколишніх порід, визначати його ресурс, можливість вірогідного руйнування.

Апаратура, яка використовується для акустичних вимірів, має приймач (геофон) пружних коливань, підсилювач з високим коефіцієнтом підсилення, реєстратор з виходом на макропроцесор. Робочий діапазон зареєстрованих геофоном частот складає для гірських порід невеликої міцності (вугілля) 0,2 – 5 кГц для скальних гірських порід 15 – 50 кГц.

Великі можливості має метод реєстрації електромагнітних імпульсів, який характеризує граничний стан масиву гірських порід поблизу виробок.

Реєстрація електромагнітних імпульсів, викликаних крихким руйнуванням гірських порід у крайовій частині масиву навколо гірничих виробок при проходці та підривних роботах у рудних масивах, дозволяє оцінити ступінь напруженості масиву і перехід його до стадії руйнування. Імпульси реєструються датчиком електромагнітних хвиль, який має антену, запам'ятовуючий елемент й аналізуючий пристрій. Розміри датчика дозволяють установлювати його в шпурах і свердловинах. В одному шпурі (свердловині) може розташовуватись серія датчиків на різних глибинах, які настроєні на різні амплітудні пороги спрацювання або частоти. Періодичність опитування датчиків визначається інтенсивністю деформування порід.

На рис.11.14 наведена схема установлення в свердловині вимірювального датчика з декількома диполями. Кожен із диполів розрахований на визначений частотний діапазон і має такі геометричні розміри і радіус порожнини, які дозволяють витримати рівність вхідних опорів кожного диполя у всьому досліджуваному діапазоні частот.

Диполі, які входять до складу датчика, мають різну довжину. Чим більша робоча частота, тим менше довжина диполя і більший радіус повітряної порожнини, в який він розміщується. Всі диполі жорстко закріплені на такій відстані один від одного, при якій виключається їх взаємний вплив. У кожному диполі передбачено декілька ланок із змінною довжиною для подальшого більш точного узгодження параметрів середовища і диполів.

Найбільш ефективна реєстрація електромагнітних імпульсів досягається під час розміщення вимірювального датчика в багатоступінчатій свердловині – порожнині, радіус кожної ступені якої для кожного диполя відповідає розрахунковому: для низьких частот він менше ніж для високих. У високопровідних середовищах реєстрація електромагнітних імпульсів відбувається на частотах  $10^3 - 10^6$  Гц.

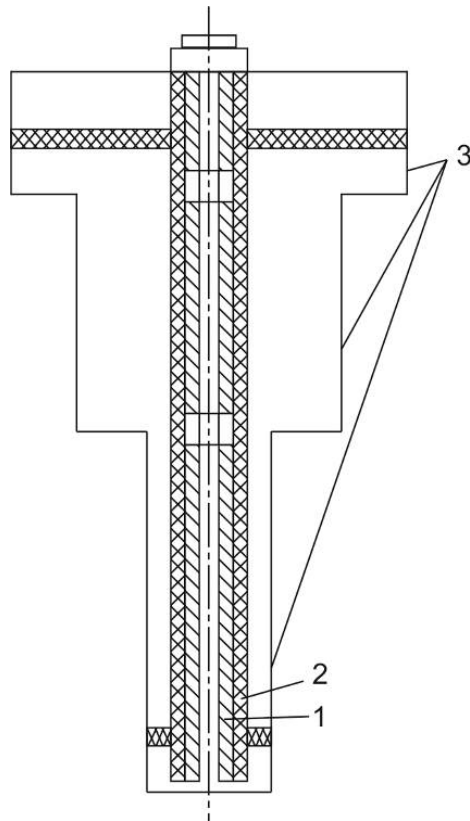


Рис.11.14. Датчик електромагнітних випромінювань:

1 – електричний диполь; 2 – діелектричне покриття; 3 – ступені свердловини

На основі акустичних і електромагнітних імпульсів, за якими вимірюють деформування гірських порід, виділяють три стадії їх руйнування. На першій із них при навантаженні крайової зони масиву від 0 до  $0,3 - 0,5[\sigma_{cm}]$  відбувається змикання вихідних пор. На другій стадії ( $0,3 - 0,8[\sigma_{cm}]$ ) крупні пори і мікродефекти стають осередками руйнування, утворюються субмікротріщини. При подальшому навантаженні – третя стадія  $\sigma_i > 0,8[\sigma_{cm}]$  – їх кількість зростає, вони зливаються у макротріщини; відбувається рихлення породи і необоротні зміни їх властивостей, лавиноподібно розвивається руйнування [4].

Кожній стадії навантаження відповідає потік імпульсів з різними характерними ознаками. Ущільнення гірських порід, розвиток одиночних дефектів і закриття вихідних мікротріщин, які відбуваються на першій стадії навантаження, супроводжуються слабким випромінюванням імпульсів. На другій стадії, коли матеріал розщільнюється за рахунок утворення мікротріщин, випромінювання підсилюється по амплітуді, однак інтенсивність імпульсів залишається постійною при незмінній швидкості деформування. Третій етап характеризується значним зростанням амплітуди і швидкості випромінювання.

Таким чином, технологічний і геоелектричний контроль роботи гірничого виробництва забезпечує зменшення ризиків виникнення аварійних ситуацій на шахтах, підвищує ефективність і безпеку гірничого виробництва й охорони навколишнього середовища.

### Список літератури

1. Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов/ В.С. Ямщиков.– М.: Недра, 1989. – 241с.
2. Тарасов Б.Г. Использование геоэлектрических полей в горном деле/ Б.Г. Тарасов, В.В. Дыбрин, В.В. Иванов. – М.: Недра, 1983. – 217 с.
3. Турчанинов И.А. Современные методы комплексного определения физических свойств горных пород/ И.А. Турчанинов, Р.В. Медведев, В.И. Панин. – Л.: Недра, 1997. – 311с.
4. Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок/ [В.І. Бондаренко, В.І. Бузило, М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник]. – Дніпропетровськ: ДВНЗ “НГУ”. 2010. – 408 с.

## 12. ПРИНЦИПИ РЕАБІЛІТАЦІЇ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ

### ВИЗНАЧЕННЯ

**Реабілітація** – створення умов, які потрібні та достатні для збереження репродуктивної здатності природи розвиватися, згідно із законами і закономірностями її саморозвитку при розширеному відтворенні або для поліпшення екологічної обстановки.

**Маловідходна технологія видобування** – комплекс технологічних процесів гірничого виробництва, що забезпечують максимальне і комплексне вилучення мінеральної сировини і попутних ресурсів, що скорочують шкідливі викиди і зводять до мінімуму негативну дію на довкілля.

**Комплексний видобуток і переробка** – максимально можлива, екологічно доцільна повнота вилучення комплексів: горючої маси, тепла, води, гірських порід, попутних елементів, газу на основі маловідходних технологій видобування та переробки.

**Додаткова продукція** – продукти, що отримані в результаті введення додаткових технологічних операцій або вторинної переробки відходів і відповідають вимогам кондиції. Додатковою продукцією можуть бути довилучені компоненти (основні та попутні), матеріали і вироби.

**Пасивні методи довкілля** – заходи щодо обмеження відходів і викидів з наступною утилізацією або використанням відходів.

**Рекультивация земель** – комплекс заходів, спрямованих на відновлення продуктивності народногосподарської цінності порушених земель, а також на поліпшення умов довкілля. На діючих гірничих підприємствах рекультивацийні роботи мають бути невід'ємною частиною технологічного процесу.

**Охорона надр** – комплекс технологічних і правових заходів, здійснюваних з метою якнайповнішого (комплексного) вилучення корисних копалин з надр і максимально можливого, екологічно доцільного зменшення втрат.

## 12.1. Збереження репродуктивної здатності природи вугледобувних регіонів

Важливим напрямом реабілітації вугледобувного виробництва є: вдосконалення гірничих технологічних процесів і розробка нового устаткування з меншим рівнем відходів і викидів домішок у довкілля; зниження порушень і забруднень; заміна неутилізованих відходів на утилізовані, застосування пасивних методів захисту довкілля.

До пасивних методів захисту відносяться: очищення шахтних і стічних вод від домішок, очищення газових викидів від шкідливих домішок, розсіювання шкідливих викидів в атмосфері, екранування джерел енергетичного забруднення довкілля.

Перед вугільною промисловістю виникають наступні основні завдання охорони довкілля :

- виключення або зниження кількості джерел шкідливого впливу виробництва на природу і зменшення міри їх шкідливості. Це завдання вирішується шляхом раціональної перебудови традиційних технологічних процесів;
- ліквідація наслідків негативної дії виробництва на природу. Цей напрям передбачає створення ефективних і економічних методів і засобів видобутку корисних копалин і проходки гірничих виробок; очищення шахтних вод; уловлювання твердих і газоподібних шкідливих речовин, що містяться у різних викидах; гасіння відвалів, що горять, і рекультивація порушених земель. Газ метан від мереж дегазації утилізують і спалюють в топках котелень, використовують для заправки автомобілів газоподібним паливом. Породу використовують для закладки виробленого простору, для дорожнього будівництва, при технічній рекультивації провалів на поверхні, утворених при вийманні корисних копалин, використовують для приготування будівельних матеріалів і т.д. Шахтні води піддаються механічному, хімічному і біологічному очищенню перед скиданням у водойми і водотоки. Понад 50 % шахтних вод очищають, приблизно 25% використовують для технічного водопостачання. Порушені гірничими роботами поверхні піддаються технічній і біологічній рекультивації, близько 25% рекультивованих земель відновлюється під рілля. Породні відвали, що горять, піддаються гасінню і рекультивації. Частина породи відвалів використовується для відсіпання доріг, отримання аглопориту і в інших цілях. Для зниження шкідливого впливу гірничого виробництва на довкілля створюються маловідходні та безвідходні технології, виробництва і комплекси.

Багаторічний досвід техногенної діяльності людини дає підставу стверджувати, що в основу нового технологічного мислення має бути покладена презумпція екологічної шкідливості будь-якого технологічного процесу, що діє на довкілля.

Нині для гірничодобувних технологій повинна домінувати презумпція пріоритету вторинної сировини: нові технічні та технологічні рішення повинні базуватися на переробці відходів, нейтралізації причин, що призводять до порушень і забруднення природи. Одночасно з цим доцільним є постановка завдання використання принципів екологічної реабілітації гірничої технології. Уявити її можна таким чином.

Якщо виробництво первинних ресурсів  $M_{p1}$  супроводжується утворенням відходів  $M_{o1}$  з екологічним навантаженням  $N_1$ , а з відходів  $M_o$  основного виробництва  $M_{o.n.}$  виробляють вторинні ресурси в обсягах  $M_{p2}$ , що замінюють  $M_{p1}$ , і при цьому екологічне навантаження  $N_2$  частини відходів основного виробництва  $M'_{n.o.}$ , що залишаються непереробленими, не перевищує  $N_1$ , то отримання основного продукту можна вважати безвідходним. Опишемо це положення математично:

$$\begin{aligned} M_{p1} + M_{o1} &\rightarrow N_1; \\ M_o + M_{o.n.} &\rightarrow M_{p2} + M'_{n.o.} \rightarrow N_2; \\ N_1 &\geq N_2. \end{aligned}$$

Реалізація такого підходу до реабілітації гірничої технології не вимагає розробки принципово нових технологій, створює умови, необхідні та достатні для збереження репродуктивної здатності природи розвиватися за законами і закономірностями її саморозвитку при розширеному відтворенні або для поліпшення екологічної обстановки.

На відміну від традиційної стратегії монопродуктової технології гірничого виробництва, при якій окрім цільового продукту – вугілля, все інше – виробничі шкідливості. Сучасна гірнича технологія повинна базуватися на презумпції корисності кожного компонента родовища, тобто виходити з того, що метан – це паливо не менш корисне, ніж вугілля, гірські породи – сировина для виробництва будівельних матеріалів і добрив, шахтна водосировина для виробництва технічної або навіть питної води, а використане в шахті повітря – вторинна енергія для використання в енергетичних цілях (вітроенергетика).

Потрібні докорінні зміни технічного мислення, орієнтація його на презумпцію екологічної шкідливості сучасного гірничого виробництва, переведення його на інтенсивну екологічно реабілітовану поліпродуктову технологію, яка максимізує вихід кінцевого продукту і мінімізує вихід шкідливих відходів, порушень і забруднень.

## **Охорона надр і раціональне використання мінеральних ресурсів**

Охорона надр здійснюється на всіх стадіях розвідки і промислового освоєння родовищ корисних копалин.

Для видобутку корисних копалин надра надаються шахтам у користування на підставі гірничовідвідного акта, що засвідчує гірничий відвід. Розробка родовищ за межами гірничих відводів забороняється.

Раціональне використання родовищ передбачає якнайповніше і комплексне вилучення з надр запасів корисних копалини, тобто видобування з найменшими втратами. При некомплексній розробці вугільних родовищ видобуваються лише вугілля, а відповідні йому горючі гази, що є цінною сировиною, викидаються в атмосферу, породу видають на поверхню і складують.

Головними причинами втрат вугілля, порушених родовищ при застосуванні традиційної розробки є:

- неправильна форма ділянок пластів між порушеними зонами, а при прямокутній формі виїмкових полів частина пластів біля порушень втрачається;
- вимушене залишення стрічкових ціликів вугілля біля зон порушень;
- економічна недоцільність виймання ділянок з обмеженими запасами.

Основні напрями підвищення повноти вилучення з порушених родовищ:

- застосування хімічного зміцнення порід порушених ділянок покрівлі та ґрунту;
- застосування систем розробки з короткими очисними вибоями при високомеханізованому вийманні.

При реабілітаційній технології видобутку корисних копалин повинно бути забезпечено:

- застосування найбільш раціональних і ефективних методів розробки основних корисних копалин і тих, що спільно з ними залягають, вилучення компонентів, що містяться в них і мають промислове значення; недопущення наднормативних втрат і наднормативного збіднювання корисних копалин, а також вибіркової обробки багатих ділянок родовищ, що призводить до необґрунтованих втрат балансових запасів корисних копалин;
- облік стану і руху запасів, втрат і збіднювання корисних копалини;
- недопущення ушкодження родовищ корисних копалин, що розробляються, і суміжних з ними, в результаті ведення гірничих робіт, а також збереження запасів корисних копалин, що консервуються в надрах;
- збереження і облік корисних копалин, що попутно добуваються та тимчасово не використовують, а також відходів виробництва, що містять корисні компоненти;
- раціональне використання відходів виробництва, а також правильне їх розміщення;
- безпека працівників і населення, охорона надр і інших об'єктів природного довкілля, будівель і споруд; розробка і затвердження планів ліквідації аварій.

При веденні гірничих робіт виникає проблема запобігання порушенням і забрудненням природного комплексу не лише безпосередньо в місцях ведення

гірничих робіт, але і на значних прилеглих площах. Користувачі надр зобов'язані забезпечувати:

- охорону атмосферного повітря, лісів, вод і інших об'єктів природного довкілля;
- збереження заповідників, пам'ятників природи і культури від шкідливої дії робіт, пов'язаних з використанням надр;
- приведення земельних ділянок, порушених при користуванні надрами, у безпечний стан, а також у стан, придатний для використання їх в народному господарстві.

Усе це диктує необхідність обов'язкового використання маловідходних технологій на основі раціонального використання мінеральної сировини – зниження порушень, викидів і утилізація відходів.

### **Охорона та рекультивація земної поверхні**

У сучасних умовах вирішення проблеми охорони і раціонального використання земельних ресурсів у вугільній промисловості здійснюється в трьох напрямках:

- економне витрачання земельного фонду в ході будівництва й експлуатації гірничих об'єктів;
- рекультивація порушених при видобуванні та переробці вугілля земель, тобто відновлення їх продуктивності до досягнення повної біологічної повноцінності;
- запобігання забрудненню прилеглих до промислових об'єктів територій продуктами змиву з порушених земель шляхом регулювання поверхневого стоку, а також боротьби з вітровою ерозією.

Найбільш радикальним з цих напрямів є своєчасна й якісна рекультивація порушених земель, яка забезпечує не лише створення оптимальних техногенних ландшафтів, але і сприяє надійному захисту водного і повітряного басейнів від техногенних забруднень.

Найбільш трудомісткими і дорогими в процесі рекультивації є роботи із зняття й складування родючого ґрунтового шару, що передує роботам із відвалоутворення, а також гірничопланувальні роботи, що мають на меті створення рельєфу поверхні відвалів, придатного для наступного цільового освоєння, і що містять планування поверхні з необхідними ухилами. Основна мета зняття родючого шару ґрунту полягає в тому, щоб зберегти його як природне тіло і середовище для рослинного світу.

Рекультивація земель, порушених підземними гірничими роботами, в основному складається з робіт із засипки провалів і розробки та планування шахтних відвалів. При цьому породи з відвалів використовують для засипки провалів над гірничими роботами для ремонту і розширення шосейних доріг, відсіпання гребель тощо.



Нині значна частина породних відвалів відводиться під лісопосадки. Основними видами робіт із озеленення відвалів є:

- нарізання мікротерас на схилах з кутом нахилу понад 20°;
- копання ям на мікротерасах для посадки на них деревних і чагарникових культур;
- насадження (засів) деревних і чагарникових культур на мікротерасах;
- зрошування (полив) рослин на схилах;
- укладання торфодернових килимів на схилах крутістю понад 12°.

Ефективними технологічними прийомами при рекультивації, що сприяють зниженню витрат, є:

- блокова відробка родовищ, що забезпечує скорочення обсягу транспортованих на поверхню порід;
- використання виробленого простору для розміщення порід;
- комплексна механізація робіт із застосуванням ефективних спеціальних технічних засобів і пристосувань;
- хімічна меліорація відновлюваних порід з використанням відповідних порід (торф, сапропель, лігніт і т.д.), що попутно розробляються;
- хімічна меліорація ґрунтів, нанесення добрив і насадження культур з використанням авіації;
- проведення протиерозійних заходів.

### **Захист ділянок землі, що підробляються, від затоплення і заболочування**

Просідання земної поверхні при відробці вугільних пластів у низці випадків може призвести до затоплення і заболочування підроблених ділянок підземними водами з водоносних горизонтів, атмосферними осадками і паводковими водами. Надходити підземні води на поверхню будуть по тріщинах, що утворюються на земній поверхні внаслідок її зрушення (глибина таких тріщин досягає 5 м). Затоплення заплавної ділянок може нанести значну, у більшій частині непоправну шкоду природним об'єктам (сільськогосподарським угіддям, лісам) і населеним пунктам. Зони затоплення і заболочування охоплюють величезні площадки, що викличе зміни гідрогеології та мікроклімату району.

Для захисту від затоплення поверхні можуть бути застосовані наступні заходи:

- відведення річок за межі гірничого відводу;
- поверхневий горизонтальний дренаж;
- вертикальний глибинний дренаж;
- поглинальні свердловини;
- обвалювання затоплюваних площ шляхом спорудження водозахисних гребель;
- підвищення поверхні низовин шляхом штучного відкладення на них наносів або кольматування;
- улаштування відвідних і перехоплювальних каналів;

- застосування гірничотехнічних заходів щодо запобіганню просідань земної поверхні або зменшенню їх до безпечних меж.

Для відведення річки за межі шахтного поля в головній частині каналу споруджується невелика гребля (рис. 12.1). Вона потрібна для створення деякого підпору, оскільки зазвичай нова траса річки проходить по вищих абсолютних відмітках.

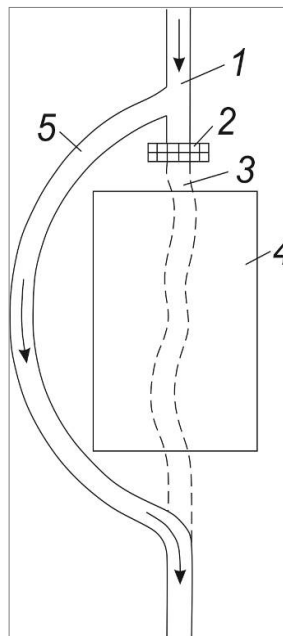


Рис. 12.1. Схема відведення річки за межі шахтного поля:  
 1 – річка; 2 – гребля; 3 – старе русло річки; 4 – гірничий відвід;  
 5 – обвідний канал

Поверхневий горизонтальний дренаж при сприятливому рельєфі забезпечує відведення здренованих вод самопливно з використанням природного ухилу поверхні. Горизонтальні дрени можуть проводитися як у вигляді відкритих каналів з поверхні, так і у вигляді підземних водозбірних галерей.

Вертикальний глибинний дренаж застосовують в умовах глибинного залягання водоносних горизонтів. Через водопонижувальні свердловини за допомогою глибинних насосів відкачують воду, осушують родовище для підготовки ділянки шахтного поля до виймання вугілля.

Поверхневі води можуть відводитися у водоприймальні горизонти, що пролягають нижче, за допомогою вбирних шахтних або бурових колодязів. Для запобігання замулюванню верх колодязя засипають дренавальними матеріалами (рис. 12.2).

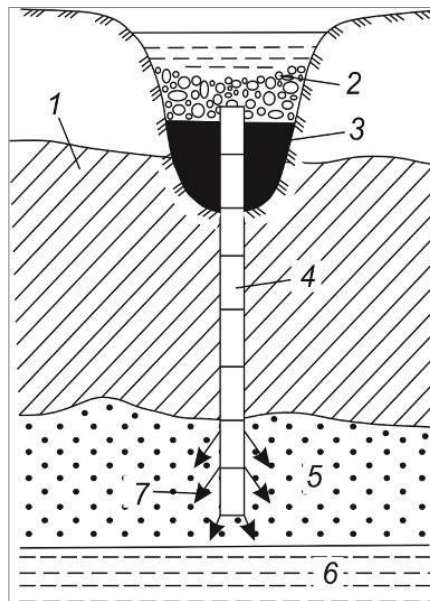


Рис. 12.2. Схематичний розріз вбирного колодязя:  
 1 – глинистий шар; 2 – цегла; 3 – гравій; 4 – дренажні труби;  
 5 – пісок; 6 – ґрунтові води; 7 – напрямок руху води

Огородження від затоплення заплавної землі здійснюється захисними дамбами. Їх улаштовують, коли необхідно захистити осушувану площу від затоплення впродовж усього року, включаючи період весняного паводку; захисні греблі зводять уздовж русла річок. Якщо дамби влаштовують по обох сторонах русла, відстань між ними встановлюють з розрахунком на пропуск максимальної витрати весняних паводкових вод при прийнятій висоті дамб.

Іноді доцільно підроблені ділянки, де сталося просідання земної поверхні або ділянки, на яких є природні западини, що заповнюються водою, і які підроблятимуться, засипатимуть породою, що видається з шахти, з наступною їх рекультивацією або робити штучне кольматування цих ділянок.

Кольматажем називається підвищення поверхні ґрунту в результаті поступового відкладення на ній мулих частин, що приносяться річковими водами. В результаті кольматажу поверхня ґрунту піднімається, тоді як рівень ґрунтових вод, визначуваний рівнем води в річці, залишається на колишній висоті.

Застосовують також штучний кольматаж шляхом систематичного випуску на територію річкової води, багатої зваженими наносами, і осіданням їх на цій території. В результаті кольматування створюється дуже родючий ґрунт, що характеризується сприятливим водним режимом, з якого отримують високі врожаї сільськогосподарських культур.

Розвантаження основного русла від надлишку води в паводок можливе шляхом спорудження каналів, що перехоплюють бічні припливи води в річку на ділянці підробки і випуску цих вод нижче за ділянку підробки.

Важливе місце у запобіганні просіданням земної поверхні або зменшення їх безпечних меж з точки зору затоплення і заболочування підроблених ділянок займають гірничотехнічні заходи.

Рекомендується застосування повної закладки виробленого простору. На пластах пологого падіння ( $2 - 5^\circ$ ) застосовують пневматичну закладку. Гідравлічна закладка для цих геологічних умов неприйнятна через неможливість створення щільного закладного масиву.

Одночасно з цим для виймання запасів зі збереженням поверхні від шкідливих підробок землі рекомендуються технологічні схеми очисних робіт з короткими вибоями. Камерні та камерно-стовпові системи розробки дозволяють без застосування спеціальних заходів зберегти поверхню землі від підробки. З метою зниження рівня втрат вугілля до  $30 - 35 \%$  при цих системах розробки доцільно використовувати пневматичну закладку для заповнення камер і західок. Поєднання ціликів помірних розмірів з пневматичною закладкою дозволить створити щільний надійний масив, що перешкоджає зрушенню поверхні. Таку технологію слід застосовувати під руслами річок, що підробляються, лісами й іншими дуже важливими об'єктами.

Застосування окремих розглянутих заходів щодо запобігання затопленню і заболочуванню ділянок землі, що підробляються, в заплавах річок або комплексу цих заходів дозволить зберегти або зменшити шкідливі наслідки на ділянках, що підробляються, а також знизити втрати вугілля в надрах.

### **Захист водних об'єктів від підробки**

Виймання вугілля під водоймами, водотоками (річки, струмки), балками, іригаційними системами може призводити до порушення природного або штучно створеного ландшафту за рахунок фільтрації води в підземні гірничі виробки, а також до їх затоплення. В результаті видобутку корисних копалин під водними об'єктами зникло багато ставків, озер, струмків, малих річок, які прикрашали природний ландшафт вугільних районів.

Охорона водних об'єктів від впливу гірничих розробок здійснюється за рахунок залишення ціликів вугілля, застосування способів керування покрівлею повною закладкою, відведення води з поверхні за межі дії гірничих робіт, улаштування жолобів, цементації та глинізації тріщин, застосування систем розробки, що унеможливають обвалення і зрушення порід покрівлі тощо.

Залишення ціликів під водними об'єктами забезпечує їх надійну охорону від підробки гірничими роботами. Проте великі запаси вугілля втрачаються в ціликах. Від втрат вугілля в ціликах народному господарству країни заподіюється великий матеріальний збиток: зменшуються природні ресурси, знижується термін служби шахт, виїмкових полів, горизонтів. Наявність ціликів ускладнює розвиток гірничих робіт, збільшує протяжність гірничих виробок, ускладнює провітрювання очисних і підготовчих виробок і умови

транспортування, збільшується небезпека раптових викидів і виникнення підземних пожеж.

У зв'язку з цим залишення ціликів під водними об'єктами слід застосовувати в тих випадках, коли інші гірничотехнічні заходи не можуть надійно забезпечити охорону об'єкта, що підробляється.

Відомо, що тріщини розривів, що утворюються при підробці, поширюються на великі відстані. Зона зміни водопроникності порід, що утворюється під впливом підземних гірничих робіт, поширюється від виробки, що підробляється, на висоту, що не перевищує 40-кратну вийману потужність пласта. Фільтраційна здатність порід після підробки зростає.

Глини та суглинки в природному стані та після підробки практично водонепроникні, якщо потужність їх або відстань від них по вертикалі до виробки, що підробляється, більше 20-кратної вийманої потужності пласта.

Фільтрація поверхневих вод в гірничі виробки збільшується при підземних гірничих роботах під водними об'єктами в зонах тектонічних порушень, які є шляхами руху підземних вод. Тому гірничі роботи на вказаних ділянках повинні проводитися з великою обережністю чим у звичайних умовах.

Провали на земній поверхні у балках, ярах тощо, які утворилися внаслідок гірничих розробок, мають бути засипані глиною, утрамбовані й обладнані жолобами, прокладеними по руслу балки (яру) силами тієї шахти, в межах гірничого відводу якої знаходяться ці провали.

Виймання вугілля під водними об'єктами по можливості повинно робитися в періоди року, коли водотоки пересихають або мають мінімальний рівень води. До початку підробки водних об'єктів водовідливні засоби шахти мають бути підготовлені до відкачування очікуваного припливу води. Планом ліквідації аварій мають бути передбачені шляхи виведення людей на випадок несподіваного прориву води.

## **Профілактика самозаймання породних відвалів**

Відносно природи самозаймання вугілля і вуглистих порід немає єдиної думки. Одні вважають, що самозаймання походить від хімічної взаємодії кисню з органічною частиною матеріалу, інші пріоритет процесу займання приписують явищам первинної сорбції кисню.

Розвиток процесу самоокислювання, що визначає самозаймання вугілля і вуглистих порід, залежить від низки гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов.

Виходячи з умов самоокислювання вуглистих порід і чинників, що впливають на цей процес, можна намітити наступні шляхи зменшення небезпеки самозаймання відвалів :

- зниження активності вуглистої речовини;
- зменшення концентрації активної вуглистої речовини у відвалі;
- обмеження припливу кисню до поверхонь, що окислюються;

- створення сприятливих умов для розсіювання тепла, що утворюється при окисленні.

Після відсипання вуглистих речовин їх активність до окислення підвищується за перші один-два тижні, яка згодом безповоротно знижується, досягаючи через 1,5 – 2 місяці 10 – 40 % своєї первинної величини.

У зв'язку з цим рекомендовано вести відсипання відвалів шарами по 1 – 1,5 м, площа відвалу повинна вибиратися з таким розрахунком, щоб час контакту кожного шару з атмосферою складав не менше двох місяців. При такій товщині шару створюються сприятливі умови для доступу кисню до окислюваних поверхонь і для розсіювання тепла, що утворюється при окисленні. За такою технологією нині відсипають більшість плоских відвалів шахт і збагачувальних фабрик.

Понизити активність вуглистої речовини також можна шляхом обробки її інгібіторами: бікарбонатом кальцію, кухонною сіллю, глиною, хлористим кальцієм та ін. Породи, що надходять до відвалу, повинні оброблятися інгібіторами.

У відвальній масі деяких шахт міститься велика кількість горючих компонентів, у тому числі і чистого вугілля, яке надходить з породою від проведення і ремонту гірничих виробок, з сортувальних і збагачувальних фабрик, якщо процес збагачення належним чином не відлагоджений. З метою зниження витрат на ведення народного господарства, перед надходженням гірничої маси у відвал передбачається вилучення з неї вугілля за допомогою спеціальних збагачувальних установок.

Одним з основних заходів щодо попередження самозаймання породних відвалів на шахтах є обмеження припливу кисню до поверхонь, що окислюються.

Досягається це за рахунок ущільнення відвальної маси автосамоскидами, що рухаються по плоских відвалах і доставляють породу; бульдозерами, що розрівнюють породи; катками; а також за рахунок створення ізолюючого шару з інертного матеріалу, що доставляється на відвали в сухому вигляді автомашинами, скреперами або у вигляді пульпи – гідротранспортом. Укоси відвалів ізолюються спеціальними повітроізолювальними шарами з інертних матеріалів.

## **Способи гасіння породних відвалів**

Найбільше поширення нині отримав спосіб гасіння конічних і хребтових породних відвалів переформуванням їх у відвали плоскої форми.

Технологія гасіння відвалів цим способом містить змив порід з їх вершини гідромонітором; пониженням висоти відвалів переміщенням заздалегідь охолоджених порід під укіс бульдозерами; охолодження інших порід водою через споруджену горизонтальну площадку.

Для технічної і подальшої біологічної рекультивациі поверхні породного відвалу після охолодження на неї необхідно за допомогою гідротранспорту подати рослинний ґрунт. Гідротранспортування ґрунту здійснюється насосами або гідроелеваторами. Надлишок води, який надходить на площадку відвалу, сприяє надійнішому охолодженню внутрішньої частини відвалу.

Технологію гасіння конічних і хребтових відвалів, що горять, ін'єктуванням пульпи рекомендується застосовувати на відвалах заввишки до 40 м, не схильних до інтенсивного горіння. Нагнітання пульпи робиться в поверхневий шар верхньої і середньої частин відвалу. Нижня частина відвалу ущільнюється дрібною породою, що змивається струменем глинистої пульпи з вершини. Гасіння осередків горіння здійснюється від їх периферії до центра. Установлення трубчастих ін'єкторів у центрі осередка або в зоні горіння не допускається.

Технологія замулювання відвалів через ін'єктори може застосовуватися для укосів плоских відвалів і прилеглих до них горизонтальних ділянок шириною 5 – 6 м.

### **Очищення шахтних вод у підземних умовах**

У процесі ведення підземних гірничих робіт у товщі породних масивів утворюються порожнечі, які розташовані під верхніми водоносними горизонтами. По природних тріщинах і тріщинах, утворених внаслідок зрушення порід, вода дренує в підземні гірничі виробки.

Шахтні води забруднені зваженими речовинами у вигляді дрібних частинок вугілля і породи, колоїдними частинками, різного роду бактеріями, збагачені розчинними хімічними речовинами, містять поверхнево-активні речовини і нафтопродукти. За ступенем мінералізації шахтні води поділяють на дві групи: прісні (сухий залишок до 1 г/л) і солонуваті (сухий залишок понад 1 г/л).

До специфічних підземних умов відносяться первинне очищення шахтних вод від крупних завислих речовин у водозбірниках головних і дільничних водовідливів і наявність великих вироблених просторів з обваленими породами, які можуть використовуватися для поховання шламів і фільтрації води.

Комплекс протипилових заходів, застосовуваний нині в шахтах, значно знижує запиленість повітря і забруднення шахтної води в процесі руху її до водозбірників головного водовідливу (зволоження вугільного масиву нагнітанням води в пласт, зрошення джерел пилоутворення, сухе пиловловлювання й інші заходи).

Важливим заходом, що не допускає забруднення шахтної води зваженими речовинами, є своєчасне очищення від осілого шламу водостічних каналів і ретельне їх перекриття.

На багатьох шахтах при відробці пластів з кутами падіння до 12° широко застосовують системи розробки лавами за підняттям. Застосування таких систем забезпечує відхід води з очисного вибою і фільтрацію її через обвалені

породи вироблених просторів. При цьому вода, що надходить на дренажні штреки, містить мінімальну кількість зважених речовин.

Деякі шахти спеціально фільтрують воду через вироблений простір при відкачуванні її дільничними водовідливними установками. Для цього відкачувана вода піднімається на горизонт вище за відкотний, на якому розташовані водозбірники головного водовідливу, і скидається у вироблений простір.

Для уловлювання крупних частинок, зважених у воді, на зливні води з трубопроводу дільничного водовідливу в канавку головного штреку можна встановити гідроциклони, і виділені ними крупні частинки скидати у вироблений простір, розташований нижче основного відкотного горизонту.

Окрім вищеперелічених заходів по зниженню забруднення шахтних вод можливе ще первинне очищення шахтної води в підземних умовах за технологічною схемою "Дон-3" (рис. 12.3).

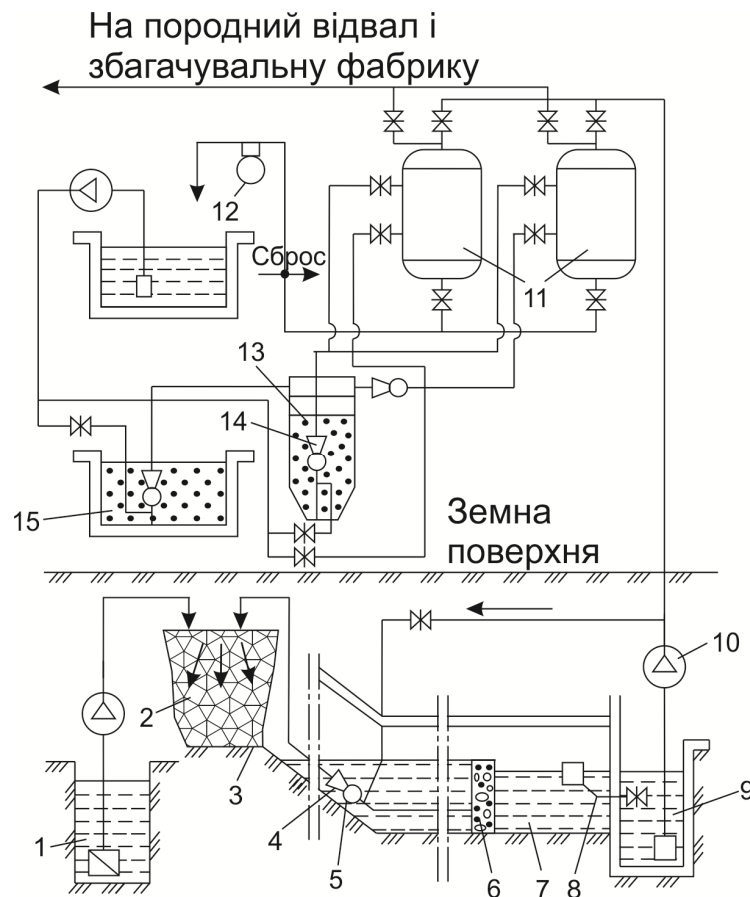


Рис. 12.3. Схема очищення шахтної води "Дон-3":

- 1 – дільничні водозбірники; 2 – вироблений простір; 3 – водовідвідна канавка;
- 4 – відстійник головного водовідливу; 5 – гідроелеватор для відсмоктування шламу, що осів; 6 – перегородка; 7 – водозбірник;
- 8 – поплавцевий всмоктувач води; 9 – водозабірні колодязі;
- 10 – насоси головного водовідливу; 11 – напірні фільтри;
- 12 – хлораторна; 13 – дозувальна місткість для піску;
- 14 – гідроелеватор подачі піску в напірні фільтри; 15 – склад піску



Технологія очищення шахтної води наступна. З дільничних водозбірників 1 вода, що частково відстоялася, насосами подається на один горизонт вище за головний відкотний штрек і скидається у вироблений простір 2. У виробленому просторі вода фільтрується через обвалені породи і збирається у водовідвідну канавку 3 головного штреку, по якій надходить у відстійник головного водовідливу 4, який регулярно очищається від осілого шламу гідроелеватором 5. З відстійника вода через перегородку 6 надходить у водозбірник 7, в якому відбувається додаткове освітлення води. Освітлена вода через поплавцевий всмоктувач 8 спрямовується у водозабірні колодязі 9 насосів головного водовідливу 10. Насосами головного водовідливу відкачувана з шахти вода потрапляє на сім напірних фільтрів 11, встановлених на поверхні. Очищена у фільтрах від механічних домішок вода подається в хлораторну 12 і далі на скидання.

Завантаження піску в напірні фільтри робиться з дозувальної місткості 13 гідроелеватором 14. У дозувальну місткість пісок подається зі складу 15 також за допомогою гідроелеватора.

## **Опріснення і знезараження шахтних вод**

Шахти скидають у поверхневі водойми стічні води, що мають підвищену мінералізацію. Шахтами Донбасу при середньому солемісті шахтних вод 2,7 г/л у водойми щорічно скидається з ними близько 2,0 млн т солей.

Нині у світовій практиці визначилися наступні методи опріснення води : дистиляція, іонний обмін, електродіаліз, виморожування і зворотний осмос.

Дистиляційний метод є найбільш поширеним для визначення солоних вод. Основними типами дистиляційних установок є установки миттєвого випаровування і багатокорпусного випарювання. Для опріснення шахтних вод також застосовують демінералізаційні установки. До складу установки входять споруди для освітлення шахтної води, блок опріснення, дослідні блоки отримання товарної кухонної солі.

Електродіаліз – процес сепарації іонів солей, здійснюваний у багатокамерному апараті (електродіалізаторі) під дією постійного електричного струму, спрямованого перпендикулярно до площини мембран. Електродіалізатор містить перемінні катіонні й аніонні мембрани, які утворюють також перемінні концентрувальні (розсільні та знесольовачі) камери. Через таку систему пропускають постійний струм, під дією якого іони виводяться в суміжні ряди камер.

Знезараження шахтних вод може бути досягнуте багатьма способами: тепловою обробкою, наприклад, при опрісненні води методом дистиляції; опроміненням ультрафіолетовими променями, дією іонізуючого випромінювання; дією сильних окисників і фільтрацією через середовище з розміром пір менше 1 мк, тобто менше розміру бактеріальної клітини.

У практиці очищення шахтних вод найбільше поширення отримало знезараження сильними окисниками й ультрафіолетовим опроміненням. Як окисники застосовують хлор і такі його з'єднання, як хлорне вапно, двоокис

хлору, гіпохлорит натрію і кальцію, а також озон. Доза хлору встановлюється залежно від індивідуальних властивостей води, що очищається, на підставі пробного хлорування.

На очисних спорудах малої продуктивності (до 10000 м<sup>3</sup>/добу) для знезараження шахтної води часто застосовують хлорне вапно. Установа (рис. 12.4) для приготування, зберігання і дозування хлорного вапна складається з затворного бака 1 місткістю 150 – 200 л, двох робочих баків 2, в яких відстоюється робочий розчин хлорного вапна, поплавцевих дозаторів постійної концентрації 3, за допомогою яких розчин хлорного вапна дозується в знезаражувану воду. Для відведення шламів з баків слугують патрубки 4.

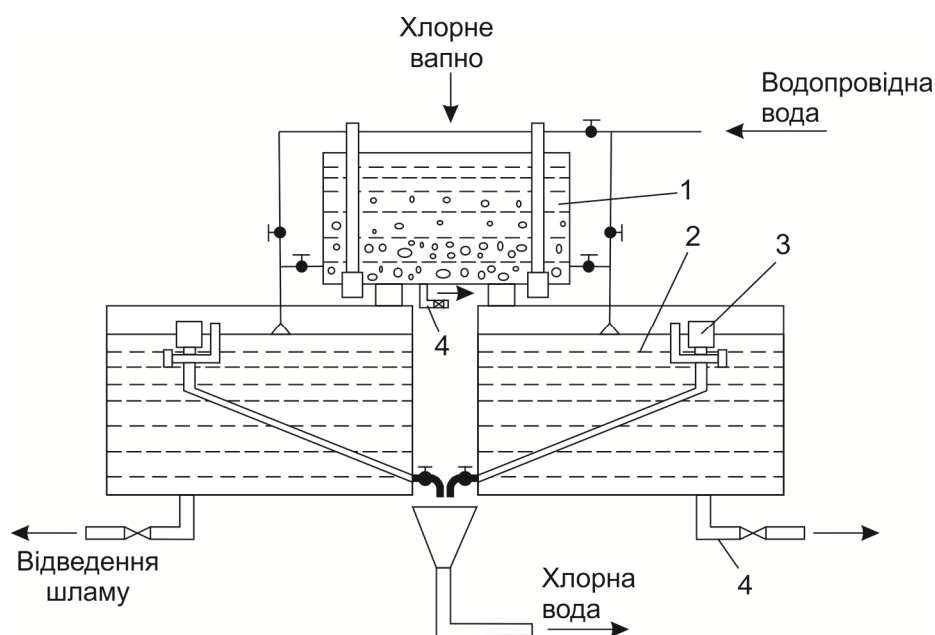


Рис. 12.4. Схема установки для знезараження води хлорним вапном:  
1 – затворний бак; 2 – робочий бак; 3 – поплавцевий дозатор постійної концентрації хлорного вапна; 4 – патрубки відведення шламів

Для знезараження води в підземних умовах часто використовують гіпохлорит натрію, що отримується при електролізі кухонної солі. Вузол знезараження шахтної води (рис. 12.5) містить бак розчину з поплавцевим дозатором, електролізер, два універсальні дозатори, трансформатор з випрямлячами струму.

Перед включенням електролізера у великому відділенні бака розчину готується 10 %-й розчин кухонної солі. Кількість води контролюється по водомірному склу. Розчин ретельно перемішується до повного розчинення солі. Потім відкриттям крана через електролізер пропускається розчин кухонної солі. Необхідна для цього типу електролізера витрата розчину встановлюється регулювальним гвинтом поплавцевого дозатора. Переконавшись, що через електролізер нормально проходить розчин, на нього подається постійний струм. Гіпохлорит натрію, що виходить з електролізера, подається в дозатор, відключений від водопровідної мережі. Відключення

робиться перекриттям вхідного і вихідного вентилів. Після цього відкривається вентиль для спуску води з корпусу дозатора у водостічну канавку. Для заливки гіпохлориту натрію в камеру дозатора безпосередньо від електролізера відкривається заливний вентиль. Після зарядки дозатор включається в магістраль відкриттям вхідного і вихідного вентилів. При цьому вентиля для спуску води і заправки дозатора закриваються.

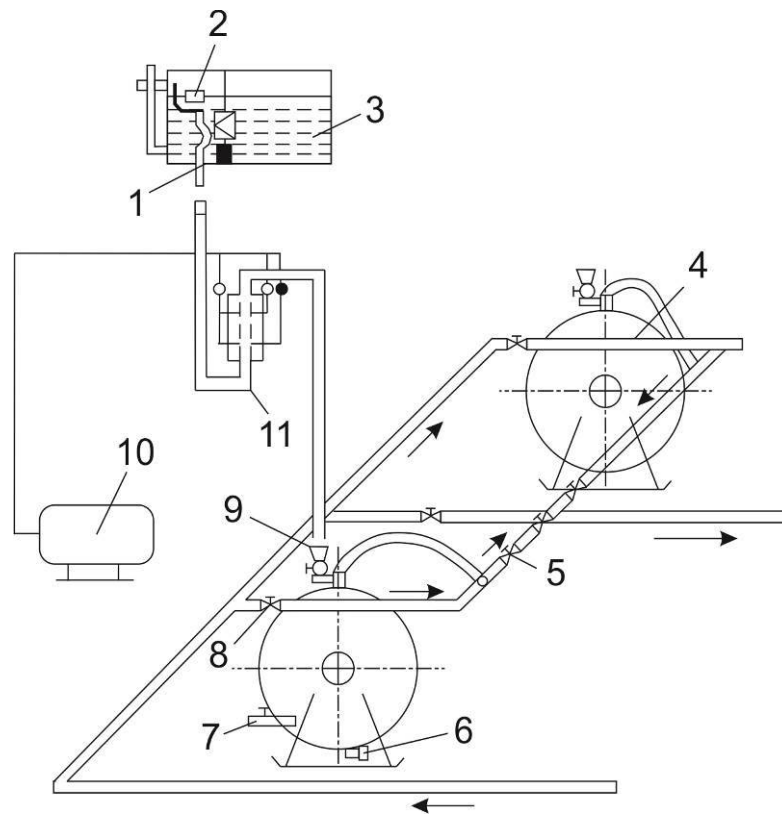


Рис. 12.5. Вузол знезараження шахтної води гіпохлоритом натрію:  
 1 – кран; 2 – поплавцевий дозатор; 3 – бак розчину; 4 – універсальний дозатор;  
 5 – вихідний вентиль; 6 – спускний вентиль; 7 – вентиль для зливу води з дозатора; 8 – вхідний вентиль; 9 – заливний вентиль;  
 10 – трансформатор; 11 – електролізер

Широкого поширення для знезараження води набуває застосування озону. Озонування здійснюється пропусканням через воду озонованого повітря. Озон має високу бактерицидність і забезпечує надійне знезараження води.

На деяких шахтах для знезараження шахтної води застосовують ультрафіолетові промені бактерицидних ламп. Ультрафіолетові промені здатні вбивати усі мікроорганізми, що потрапляють у сферу дії променів, незалежно від того, де вони знаходяться – у повітрі чи у воді.

### Охорона повітряного басейну

При веденні гірничих робіт на вугільних родовищах в атмосферу викидається породний і вугільний пил і ціла низка газів, таких як окис і

двоокис вуглецю, окис азоту, сірчистий газ, сірководень, а також водень, метан, вуглеводні метанового ряду. Джерелами забруднення атмосфери шкідливими газами і пилом є шахтні стволи, вибої розрізів, поверхневі комплекси шахт і розрізів, породні відвали, що горять, вугільні склади, сортувально-дробильні та збагачувальні фабрики, кар'єрні дороги, промислові та комунально-побутові котельні тощо. Природними джерелами надходження в атмосферу шкідливих газів і речовин є вміщуючі гірські породи і вугільні пласти, окислювальні та пірогенні процеси, шахтні та кар'єрні води. Забруднення повітря газами відбувається також у зв'язку із застосуванням вибухових речовин для відбою вугілля і породи.

До основних заходів в області охорони повітряного басейну слід віднести:

- зрошення водою гірничої маси в процесі проведення очисних, підготовчих, підривних і транспортних робіт;
- запобігання самозайманню вугілля в пластах і відвалах;
- дотримання встановленого технологічного режиму і поліпшення виробничих процесів з метою максимального зниження і ліквідації викидів;
- герметизацію гірничих і транспортних машин і механізмів;
- своєчасну технічну і біологічну рекультивацію порушених площ, відвалів, гасіння відвалів, що горять;
- зниження кількості шкідливих речовин, що викидаються в атмосферу, за рахунок оснащення підприємств, що здійснюють шкідливі викиди в атмосферу, газо- та пиловловлювальною апаратурою підвищеної ефективності;
- зволоження або покриття поверхонь (відвалів, складів, бортів розрізів і т.д.), що порошать, захисною глинистими корками, плівками й іншими способами;
- поливання водою з різними активними добавками робочих площадок, автодоріг та ін.;
- уловлювання і можливе наступне використання речовин, що викидаються;
- створення санітарно-захисних зон і дотримання санітарного режиму (благоустрій, озеленення) на території гірничодобувних і переробних підприємств і поблизу них;
- розробку технологічних процесів виробництва, які б максимальною мірою імітували природні процеси, тобто створення маловідходних технологій виробництва, які дозволили б утилізувати усі шкідливі для біосфери речовини;
- організацію систем контролю за викидами, оснащення підприємств сучасними методами і приладами контролю за вмістом пилу, оксидів вуглецю, азоту, сірчистого ангідриду тощо;
- вдосконалення технології спалювання палива, автоматизацію контролю повного його спалювання.

## Модель маловідходних технологій при комплексній розробці вугільних родовищ

Маловідходна технологія використання – система технічних, технологічних, економічних, екологічних і організаційних засобів, спрямована на максимально можливе використання мінеральної сировини; вона передбачає комплексну переробку корисної копалини й утилізацію відходів з метою виробництва додаткової продукції галузевого і міжгалузевого характеру. Залежно від кількісного співвідношення видобутої маси корисної копалини, збагаченого компонента, обсягів утилізації відходів гірничих підприємств визначається міра маловідходності як кількісна міра використання видобутої мінеральної сировини.

За рівнем використання відходів гірниче виробництво може бути віднесене до одного з наступних класів:

- 1) Без використання відходів ( $K_{u.o.} = 0 - 0,1$ ).
- 2) З частковим використанням ( $0,11 < K_{u.o.} < 0,5$ ).
- 3) Маловідходне виробництво ( $0,51 < K_{u.o.} < 0,9$ ).
- 4) Безвідходне виробництво ( $K_{u.o.} = 0,9 - 1,0$ ).

Тут  $K_{u.o.}$  – коефіцієнт корисного використання  $i$ -го виду відходів, рівний відношенню кількості використовуваних відходів даного виду  $q$  до загальної їх кількості  $Q_i$

$$K_{u.o.} = \frac{\sum_{i=1}^n q_i}{\sum_{i=1}^n Q_i}$$

Рівень маловідходності виробництва обумовлюється наявністю  $K$  – кількості ступенів переробки відходів усіх видів. Система стає маловідходною, коли на  $K$ -й стадії виділяється така кількість відходів, яка не спричиняє помітної негативної дії на довкілля.

Маловідходні технологічні процеси повинні будуватися за принципом замкнутого циклу і рециркуляції природних ресурсів, що забезпечують відсутність рідких, газоподібних і твердих відходів; багатократне використання у виробництві сировини та продуктів.

Основна особливість маловідходних технологій – їх комплексність. Повинна існувати нерозривність операцій щодо максимального використання усіх компонентів, які складають корисну копалину. Ці операції можуть протікати паралельно або послідовно, в останньому випадку – з різним часом, необхідним на транспортування, збагачення або підготовку до наступної операції.

Нині необхідно створювати не маловідходні технології, а маловідходні виробництва, оснащені передовою технікою і технологією, на базі яких будуть створені й реалізовані моделі маловідходних вугледобувних і переробних підприємств з мінімальним впливом на природне середовище. Можливі схеми маловідходного виробництва при підземному видобутку вугілля наведено на рис. 12.6 і 12.7.

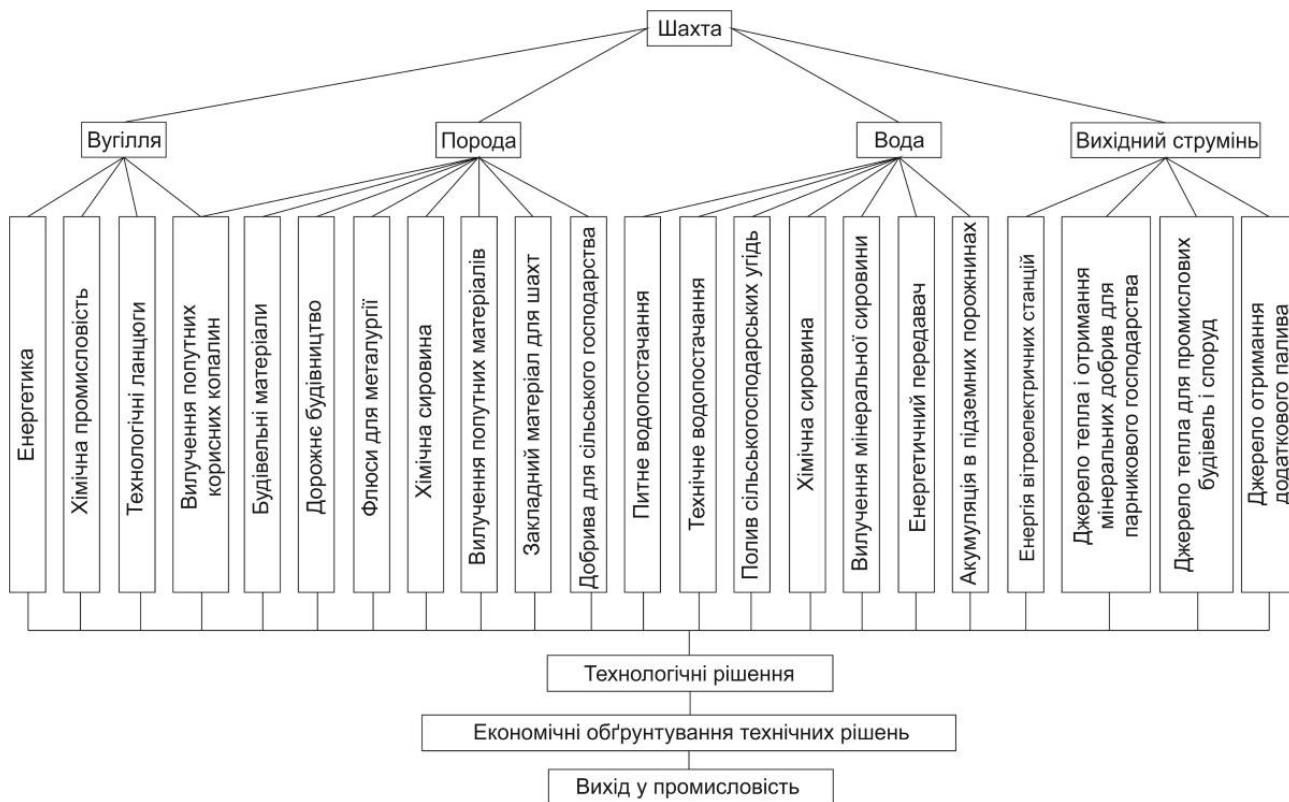


Рис. 12.6. Схема використання мінеральних і енергетичних можливостей при підземному видобутку вугілля

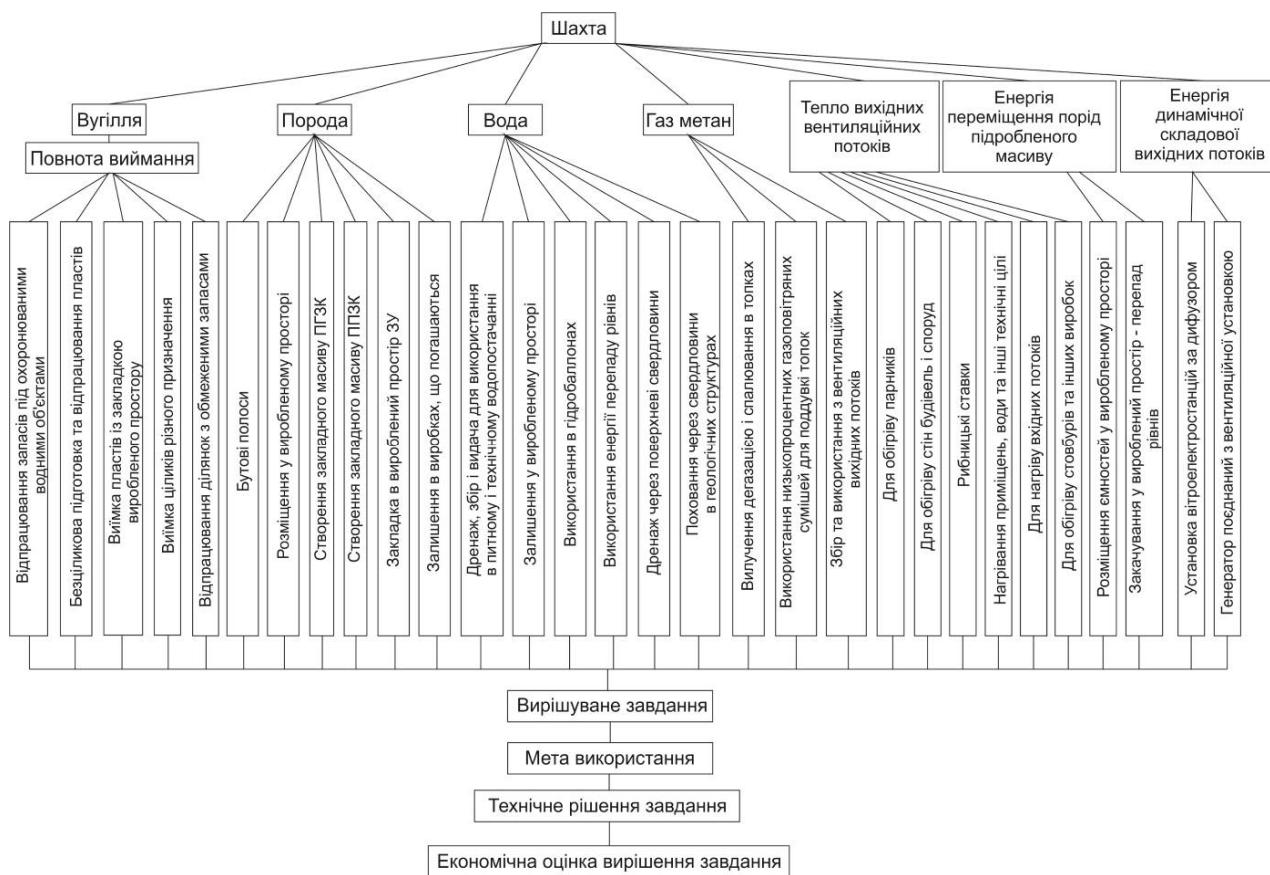


Рис. 12.7. Схема розвитку маловідходних виробництв при підземному видобуванні вугілля

На маловідходних вугледобувних і переробних підприємствах необхідно створити нові галузі з утилізації промислових і розробки екологічно чистих технологій (екотехнологій). Екотехнологією називатимемо таку технологію виробництва, в якій дії на природні процеси будуються за тими же принципами, за якими побудовані процеси в самій природі: замкнутість, ступінчастість і комплексність.

Надаючи велике значення питанню раціонального використання й охорони надр, слід реалізувати заходи щодо подальшого скорочення втрат вугілля в надрах. Так у підсистемах “очисні та підготовчі роботи” мають бути прийняті обмеження:

- експлуатаційні втрати вугілля при різних системах розробки мають бути відсутніми, тобто приймається безціликова технологія видобутку вугілля;
- підготовчі виробки охороняються без залишення ціликів бажано з використанням шахтних порід (бутові смуги, закладка, твердіючі породобетонні смуги);
- підготовчі виробки проводять так, щоб порода залишалася в шахті або без домішок вугілля транспортувалася на підприємства, що переробляють її.

Подальше скорочення втрат по площі може успішно здійснюватися за рахунок відробки ціликів вугілля у виробках, що ліквідуються. Залежно від гірничо-геологічних умов, форми, розмірів ціликів вони можуть відпрацьовуватися: довгими вибоями, короткими очисними вибоями, бурошнековим способом і слідом за лавою. При відробці законсервованих запасів вугілля під об'єктами, які охороняються, необхідно застосовувати заходи, що знижують деформації гірського масиву. Керувати процесами в заданій області подробленого породного масиву можна, регулюючи: планування очисних виробок, їх розташування, розміри і форму; напрямок і швидкість посування очисного вибою; обвалення безпосередньої покрівлі й посадку осідання.

## **Виймання вугільних пластів із закладкою виробленого простору**

Нині проблема твердих відходів повинна розглядатися абсолютно повному: тверді відходи вугільної промисловості – це не відходи, а продукція, рівноцінна вугіллю. У цьому варіанті вугледобувні підприємства перетворюються з багатокомпонентного в полікомпонентне. В цьому випадку видавана порода утилізується і використовується як сировина для приготування закладного матеріалу, виробництва будівельних матеріалів, дорожнього будівництва, як флюси для металургії, як хімічна сировина в хімічній промисловості, сировина для керамічної промисловості, приготування добрив та вилучення цінних компонентів. Тверді відходи, що містять органічні залишки, використовують для приготування аглопориту.

Основним напрямом скорочення обсягу породи, що видається з шахти, є залишення її в підземному просторі. Для цього закладають породу у вироблений простір, що утворюється після очисного виймання вугілля.

Порода від проходки і ремонту виробок розміщується у ліквідованих підготовчих виробках, розкосині при проходці спарених виробок, охоронних з твердіючими сумішами і без них, виробленому просторі очисних вибоїв.

Порода у вироблений простір пологих пластів закладається повністю або частково за допомогою пневмозакладних машин, пневматичних комплексів "Титан" і скреперних установок. Порода у вироблений простір крутих пластів закладається самопливно повністю або частково.

## **Використання шахтних вод у народному господарстві**

Шахтні води не лише скидають у водойми, але і широко використовують в галузі для пилоподавлення, відведення тепла від шахтних кондиціонерів, гідротранспортування закладного матеріалу і вугілля, гідровидобутку і збагачення вугілля, для поливання доріг тощо.

Значна частина шахтних вод використовується в сільському господарстві для поливу, технічного водопостачання тваринницьких комплексів, розведення риби і водоплавних птахів.

Шахтні води, застосовані для поливу, за сольовим складом мають бути близькі до ґрунтових вод. Води з солемістом від 1000 до 3000 мг/л можуть застосовуватися для зрошування за умов:

1. відношення в мг-екв/л натрію до кальцію не більше 1;
2. відношення до суми кальцію і магнію не більше 0,7.

Шахтні води з мінералізацією понад 3000 мг/л підлягають розбавленню. На добре дренованих ґрунтах можливе застосування вод більш підвищеної мінералізації. На безстічних або погано дренованих ділянках при зрошуванні мінералізованою водою ґрунт може швидко засолюватися. На поливних землях врожайність овочів збільшується на 40 – 60% у порівнянні з неполивними ділянками.

Принципова схема підготовки шахтних вод перед їх використанням наведена на рис. 12.8.

## **Утилізація шахтного метану**

У вугільних басейнах країни видобуток вугілля здійснюється в умовах всезростаючого газовиділення в гірничі виробки. Для забезпечення безпеки підземних гірничих робіт до розробки пласта проводять попередню дегазацію через свердловини, пробурені з поверхні, з вилученням до 50% метану з концентрацією до 90%. У процесі експлуатації шахти застосовують системи дегазації з використанням пересувних або стаціонарних вакуум-насосних станцій, а також системи вентиляції шахт, причому у вихідному струмені вентиляції концентрація метану не перевищує 1,5%.



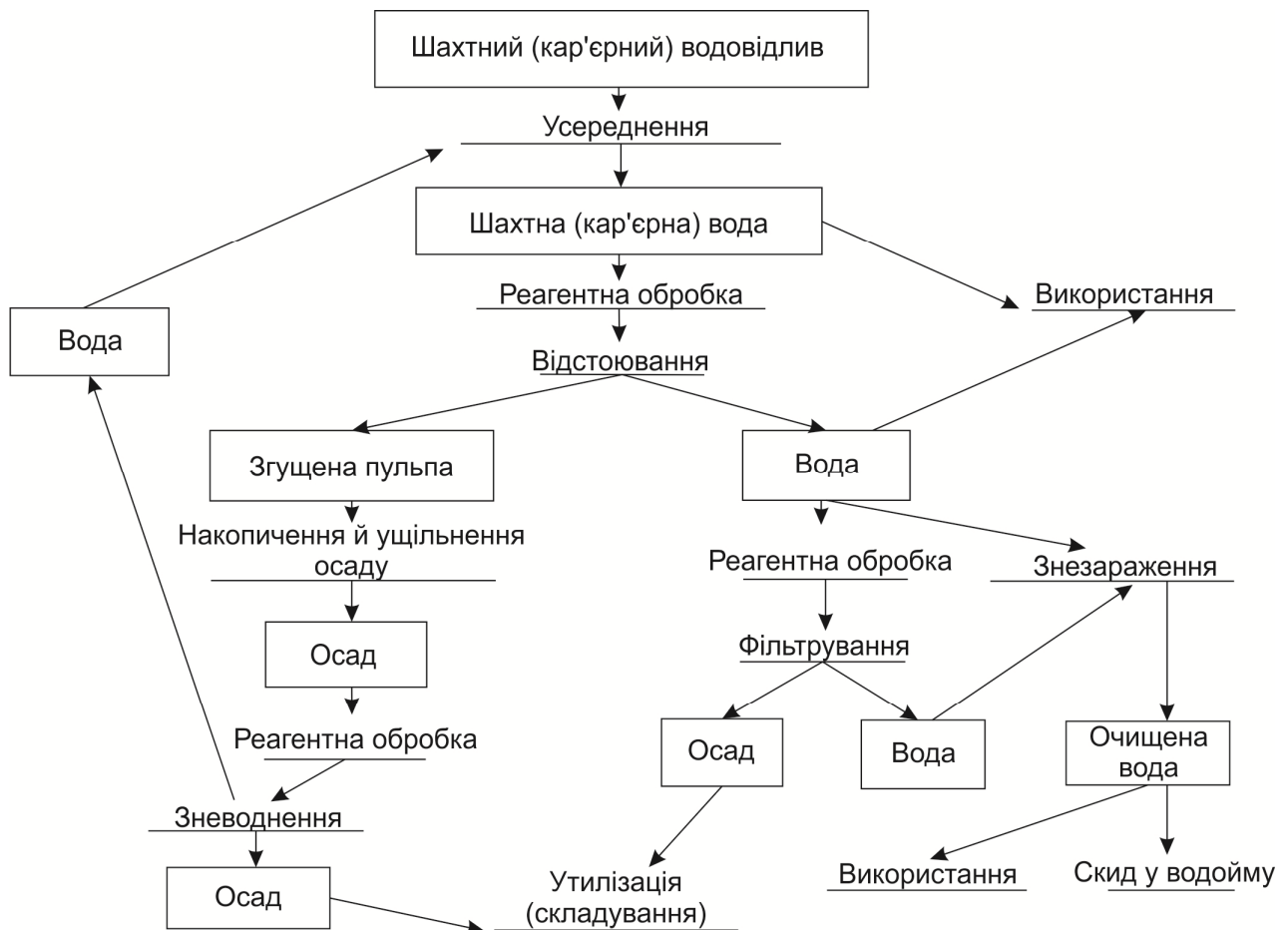


Рис. 12.8. Принципова технологічна схема підготовки шахтних вод перед використанням або скиданням у водойму

Через недостатню ефективність систем дегазації близько 60% каптованого метану складає некондиційна суміш, що містить понад 30% метану, яка не може бути використана за умовами вибухобезпеки. Межі вибухобезпеки отримано на основі теоретичних меж (5 – 15%) з коефіцієнтом запасу 2. Слід зазначити, що в Німеччині верхня межа вибухобезпечної концентрації прийнята рівною 25%, що полегшує умови утилізації метану і розширює його реальну сировинну базу. Слід зазначити, що практично усі джерела шахтного метану відрізняються нестабільністю дебіту газу за часом і низькою його величиною. У цих умовах промислове використання метану з вугільних пластів неможливе без комплексу технічних заходів і рішень, спрямованих на ефективне вилучення метану з пластів.

Можливі напрями утилізації шахтного метану залежно від його концентрації та дебіту суміші схемно наведено на рис. 12.9.

Значно поширюються вимоги до використовуваного газу. Окрім дебіту та концентрації метану важливе значення мають тиск газу, його вологість, наявність механічних домішок і вибухових газів.

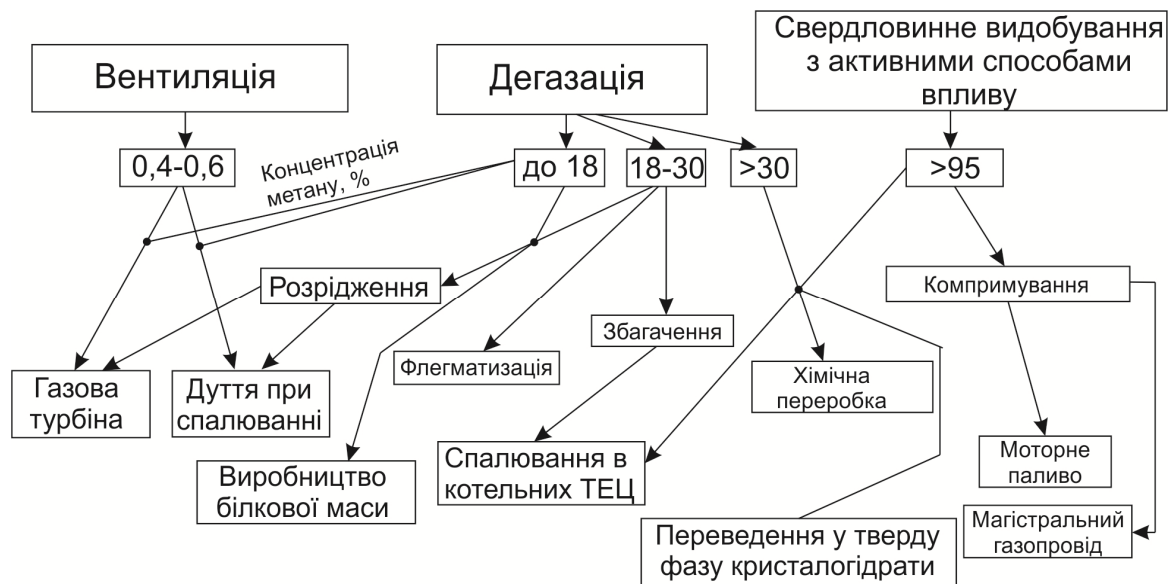


Рис. 12.9. Напрями використання метану

Таблиця 12.1  
Основні вимоги до параметрів шахтного метану для різних способів утилізації

Напрямок використання	Параметр					Вид устаткування й отримувані продукти
	Концентрація метану, %	Дебіт, м <sup>3</sup> /хв	Вологість, г <sup>3</sup> /м	Тиск, МПа	Механічні домішки	
Котельні (надшарове спалювання)	30,0	13,0	–	0,1 – 0,2	–	Котел ДКВП-10/13
Газові турбіни	1,6	35,0	–	0,1 – 0,2	–	Турбіна ГТЕ-4,5
Моторне паливо для автотранспорту	95,0	18,0	0,009	0,6 – 1,2	–	Газозаправна станція АГНКС БКУ-250
Метанол	85,0	10,0	–	0,4 – 0,6	відсутні	При продуктивності установки 2500 т/добу
Виробництво білкової маси	4,0	600,0	–	0,1 – 0,2	–	Отримання 1 т білка

Шахтний метан на відміну від природного газу має низку особливостей :

- непостійність компонентного складу;
- відносно низькі дебіти каптованого газу;
- низький тиск газу і підвищений вміст в ньому вологи і кисню.

Цінна якість газу вугільних родовищ – відсутність з'єднань сірки, що значно спрощує технологію підготовки його до використання.

Основні вимоги до параметрів шахтного метану для деяких способів утилізації при існуючому устаткуванні наведено у таблиці 12.1.

### Використання шахтного метану як палива для котельних

Утилізація метану в котельних може бути реалізована за трьома схемами. За першою схемою кондиційну метаноповітряну суміш з концентрацією метану понад 30% спалюють у топках котлів, повністю замінюючи вугілля.

У Німеччині застосовується адсорбційна установка для збагачення шахтного метану за допомогою молекулярних сит. У цій установці (рис. 12.10) шахтний газ при початковій концентрації 36 – 40% адсорбують під тиском 0,8 МПа. При скиданні тиску метан з підвищеною до 86 – 90% концентрацією виділяється з пір молекулярного сита і відсмоктується з одночасною регенерацією адсорбенту. Після підсушування й охолодження газ знижують до тиску, що забезпечує його подачу в міську газову мережу. Продуктивність установки 3 тис. м<sup>3</sup>/год метану при його концентрації до 90% і теплоті згоряння 37 МДж/м<sup>3</sup>.

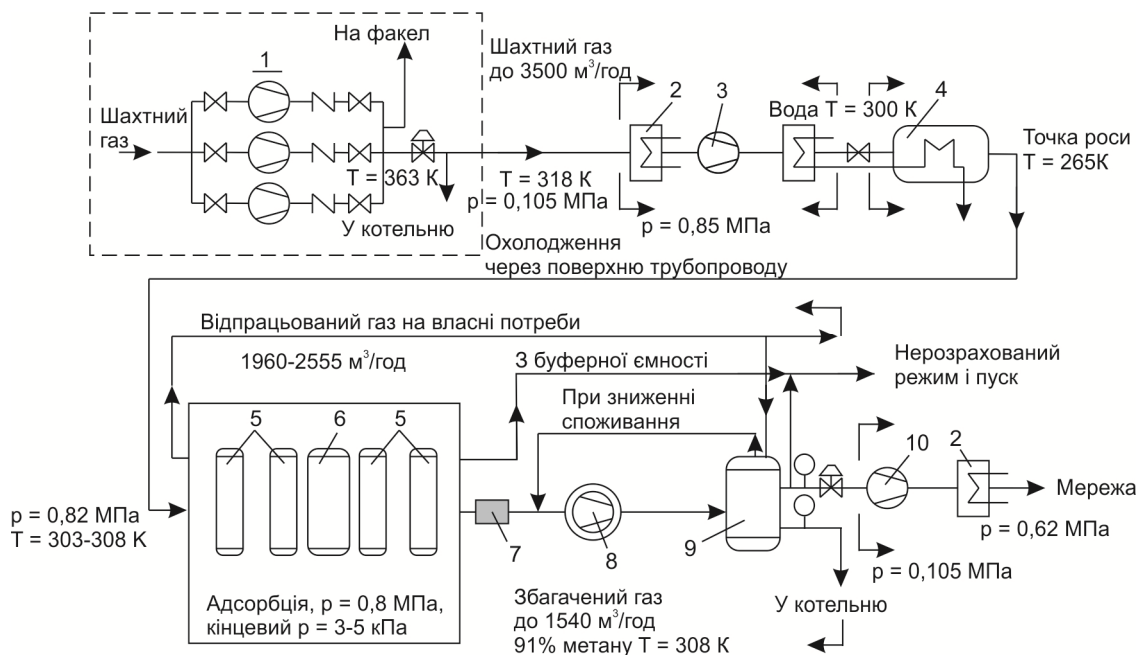


Рис. 12.10. Схема установки для збагачення шахтного газу до кондиції природного газу і подачі його в міську газову мережу: 1 – вакуум-насосна станція (3500 м<sup>3</sup>/год); 2 – охолодники; 3 – двоступінчатий компресор; 4 – осушувальник; 5 – адсорбційні колонки (9,95 м<sup>3</sup>); 6 – буферна місткість (15 м<sup>3</sup>); 7 – фільтр тонкого очищення газу; 8 – двоступінчатий вакуум-насос; 9 – усереднювальна місткість (60 м<sup>3</sup>); 10 – гвинтовий компресор

У Німеччині також розроблений проект об'єднання систем дегазації сімох шахт загальним трубопроводом протяжністю 15 км. Реалізація проекту

дозволить уникнути залежності від коливань дебіту і концентрації метану на окремих шахтах, при цьому газ може подаватись в достатній кількості саме туди, де в даний момент є потреба. За другою схемою метаноповітряна каптована суміш розбавляється до концентрації менше 2,5% атмосферним повітрям або вихідним повітряним потоком з шахти для дуття при спільному спалюванні з вугіллям. При цьому економія твердого палива досягає 25 – 30%.

Схема спалювання метану з концентрацією 2,5% наведена на рис. 12.11. Спалювання бідних метаноповітряних сумішей проводиться у вихрових потоках. Первинне співвідношення метану і повітря стехіометричне, а потім концентрацію метану знижують до 2,5%, чим досягається стійкість горіння. Автотермічність процесу забезпечується трьома ступенями нагріву по тракту газів (до 293; 673; 1073K), а також частковою рециркуляцією продуктів згоряння у вихровій зоні. При вмісті метану 2,75 % досягається температура газів на виході близько 773K, що цілком достатньо для роботи котла-утилізатора серійного виробництва.

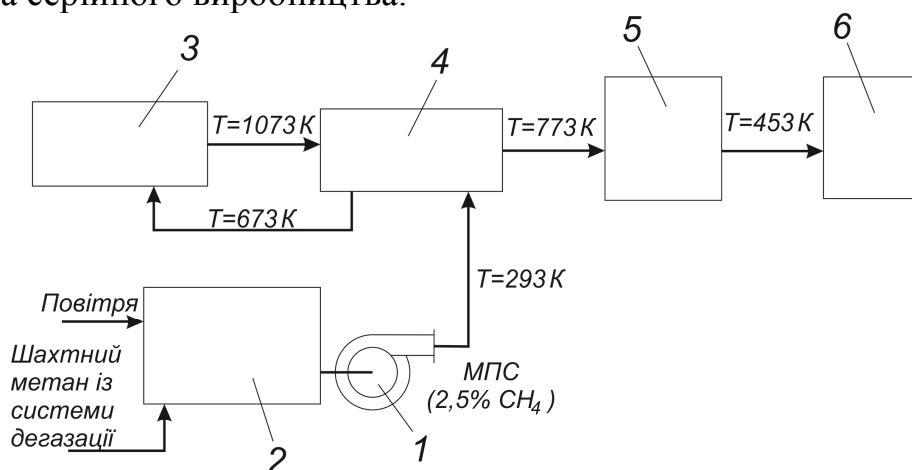


Рис. 12.11. Технологічна схема спалювання низькоконцентрованої метаноповітряної суміші (МПС) з концентрацією метану 2,5%:

- 1 – вентилятор; 2 – газопідготовча станція ГПС-2; 3 – камера згоряння; 4 – теплообмінник; 5 – котел-утилізатор; 6 – димар

За третьою схемою передбачається використання некондиційних сумішей з концентрацією 18 – 30%. Питання безпеки використання таких сумішей вирішуються шляхом їх флегматизації димовими газами, що рециркулюють, що дозволяє понизити верхню межу вибуховості до 9%. З урахуванням того, що об'єм некондиційних сумішей досягає 60 % і більше, остання схема найбільш перспективна, оскільки дозволяє підвищити частку використовуваного метану і поліпшити показники експлуатації котельних, переведених на газ.

На рис. 12.12 наведена схема установки з каталітичного окислення метаноповітряної суміші. Заздалегідь підготовлена суміш подається в одну з двох камер, розділених між собою і наповнених шаром каталізатора і матеріала що акумулює тепло. Здійснюючи пускове нагрівання, забезпечують температуру займання суміші; фронт полум'я рухається у напрямку виходу газів до тих пір, поки автомат не перемкне напрямок їх подачі через камери, і

цикл повторюється. Продукти окислення з температурою 773 – 873К використовуються в котлі-утилізаторі.

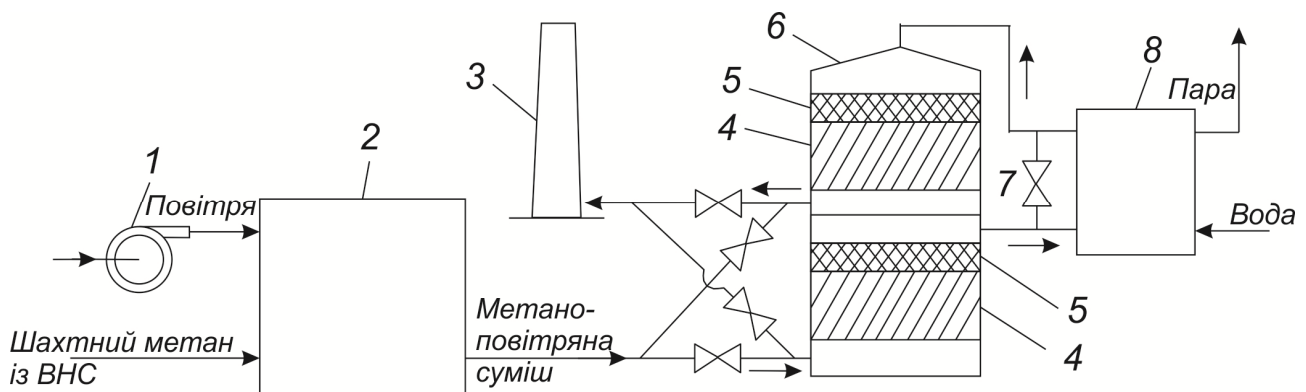


Рис. 12.12. Принципова технологічна схема низькотемпературного каталітичного спалювання некондиційного шахтного метану:

1 – вентилятор; 2 – газопідготовча станція ГПС-2; 3 – димар; 4 – шар інертної насадки; 5 – шар каталізатора; 6 – нестационарний реактор окислення метану; 7 – байпасна лінія; 8 – котел-утилізатор

## Використання шахтного метану як моторного палива

При цьому способі утилізації слід виділити три напрямки застосування шахтного метану :

- у вигляді додаткового палива при використанні рідкого палива як основного;
- як моторного палива на автотранспорті;
- як моторного палива в двигунах внутрішнього згорання стаціонарного типу.

Причиною рідкого застосування шахтного метану як палива на автотранспорті слід визнати необхідність високої концентрації метану (80 – 90%) і необхідність його компримування до тиску 20 – 25 МПа.

При переведенні двигунів на шахтний газ незначно (8 – 10%) падає потужність, що відбувається через невелику різницю в теплотворній здатності. У бензино-повітряній суміші вона складає близько 3,6 МДж/м<sup>3</sup>, у метаноповітряній – 3,4 МДж/м<sup>3</sup>. У той же час цей напрям має низку важливих переваг у порівнянні з рідким паливом. Так, наприклад, у газоподібного палива вище октанове число (100 – 105), що покращує основні показники експлуатації двигунів: на 30 – 40% збільшується ресурс двигуна; збільшується в 2 рази термін експлуатації моторних масел; подовжується термін служби запальних свічок. Крім того, в 2 – 5 разів знижується викид в атмосферу шкідливих речовин (відпрацьованих газів), і автомобіль, переведений на метан, безпечніший в експлуатації у порівнянні з працюючим на бензині або пропан-бутановій суміші. Це результат високої леткості і більш вузьких меж утворення вибухонебезпечних сумішей з повітрям.

## **Утилізація метану в газотурбінних установках**

Цей спосіб використання метану є одним з найбільш перспективних у зв'язку з тим, що дозволяє використовувати метан, який виноситься з шахт вентиляційним потоком.

Технологію утилізації метану в газотурбінній установці спрощено можна уявити таким чином. У камері згоряння спалюється надхідне паливо. Туди ж надходить додаткова кількість повітря, що нагнітається компресором. Загальна кількість повітря, що подається від компресора, у 5 – 6 разів перевищує об'єм повітря, необхідного для згоряння палива. Надлишок повітря потрібний для зниження температури продуктів згоряння через обмежену жароміцність робочих лопаток турбіни. Після камери згоряння газовий потік надходить безпосередньо в газову турбіну, в якій відбувається його розширення, що супроводжується збільшенням швидкості газу. Переведення потенційної енергії газу в кінетичну використовується для обертання ротора турбіни. Відпрацьований газ викидається в атмосферу.

## **Використання шахтного метану як сировини в хімічній промисловості**

Шахтний метан використовують при виробництві пластмас, сажі, мінеральних добрив, аміаку, ацетилену тощо. З 1000 м<sup>3</sup> метану отримують 300 кг ацетилену, 26 кг етилену, 21 кг сажі та 1170 м<sup>3</sup> водню.

Для синтезу білка застосовують спеціальні установки. Білок використовують як кормову добавку на тваринницьких фермах.

Метанол є цінною сировиною промисловості органічного синтезу, яка використовується також для отримання білково-вітамінних концентратів і добавок до рідких моторних палив.

## **Використання породних і золошлакових відходів для виробництва будівельних матеріалів**

Використання твердих відходів у промисловості не є новим, і на шахтах давно прагнуть використовувати комплексно усі попутні мінеральні ресурси надр. На рис. 12.13 показано основні види будівельних матеріалів, які можуть ефективно вироблятися з вуглевідходів.

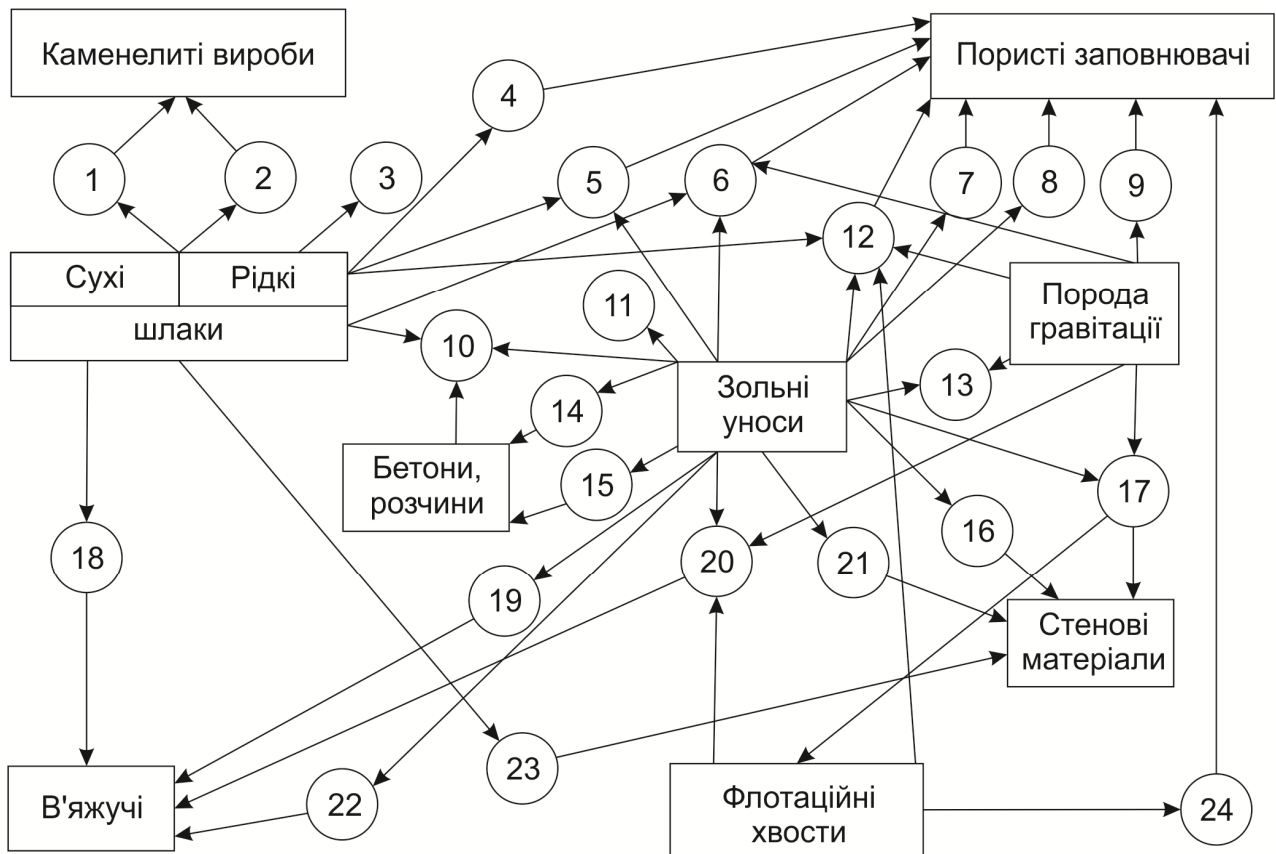


Рис. 12.13. Основні напрямки використання відходів збагачення і спалювання вугілля у виробництві будівельних і теплоізоляційних матеріалів: 1 – сітали; 2 – кам'яне литво; 3 – мінеральна вата; 4 – спучений шлак; 5 – аглопоритовий гравій (пісок); 6 – керамзит; 7 – безвипалювальний гравій; 8 – зольний гравій; 9 – аглопоритовий щебінь (пісок); 10 – заповнювач (дрібний і крупний); 11 – наповнювач полімерних матеріалів; 12 – озокерит; 13 – дренажні труби; 14 – мікронаповнювач (асфальтобетону); 15 – пластикувальна добавка; 16 – силікатна цегла; 17 – глиняна цеглина; 18 – енергоклінкер; 19 – вапняно-зольні в'язучі; 20 – компонент цементу; 21 – бетонні камені; 22 – добавка в цемент (клинкер); 23 – комірчастий бетон; 24 – пористий пісок; 1 – 3 – каменелітні вироби; 4 – 9; 12; 24 – пористі заповнювачі; 10; 11; 13 – 15 – бетони і розчини; 16; 17; 21; 23 – стінові матеріали; 18 – 20; 22 – в'язучі речовини

### Керамічні стінові матеріали і дренажні труби

Випалювальними методами отримують керамічні стінові вироби (цеглу) і дренажні труби з глинистої сировини, до якої за хімічним складом дуже близькі тверді відходи видобутку, збагачення і спалювання вугілля.

Вуглевмісні відходи та горілі породи використовуються як опріснюючі добавки в шихту. Введення в шихту зольних уносів призводить до скорочення термінів сушіння виробів (у середньому на 20%) і зменшення (у 3 – 4 рази) їх чутливості до сушіння. Одночасно підвищується міцність готової продукції таї знижуються (на 20 – 40%) витрати енергії за рахунок використання при

випаленні паливних компонентів зольних уносів. Вуглевідходи, що вводяться в шихту, подрібнюються до 2 – 3 мм.

Пористі заповнювачі є неодмінним компонентом при виробництві легких бетонів, керамзиту, аглопориту. Вміст паливних складових у вуглевідходах дозволяє значно скоротити витрати енергії в порівнянні з отриманням пористих заповнювачів з традиційної глинистої сировини. Тому в цій області можна ефективно утилізувати великі кількості відходів збагачення і зольних уносів.

У промислових процесах отримання пористих заповнювачів термообробка в окислювальному середовищі проводиться при взаємно перпендикулярному (агломерація, випалення в киплячому шарі) або паралельному (випалення в обертових печах) напрямку руху потоків шихти і газоповітряної суміші.

У порівнянні з процесами термообробки більш прості способи виробництва безвипалювальних пористих заповнювачів. Ці способи основані на спільному подрібненні зольних уносів (2 – 4%) з в'язучими (10 – 15% портландцементу), гранулюванні, сушінні (чи пропарюванні). Насипна міцність зольного гравію 600 – 110 кг/м<sup>3</sup>, міцність 3 – 8 МПа.

В'язучі речовини. Внаслідок особливостей хімічного складу вуглевідходи можуть замінити алюмосилікатні та залізисті складові сировинної шихти, що направляється на випалення для цементного клінкеру. Максимальний вміст подібних вуглевідходів у шихті складає 12 – 15% (або 0,3 – 0,5 т на 1 т клінкеру). Додаток вуглевідходів супроводжується зниженням водоспоживання шихти, тобто зменшується витрата палива і збільшується продуктивність цементних печей.

В'язучі властивості горілих порід териконів недостатні для отримання з них без яких-небудь добавок міцних виробів. Тому вони використовуються або як заповнювачі у поєднанні зі звичайними в'язучими (цементом, вапном тощо), або як основний компонент у поєднанні з добавками (гідроксид натрію, рідке скло та ін.), що активізують їх гідравлічну активність. Бетонна суміш, що складається з рідкого скла (12 – 14%), відходів виробництва карбиду кальцію (0,5 – 2%), горілої породи (фракція 0,04 – 2 мм – 14 – 17%, фракція 5 – 10 мм – 15 – 33 %, решта – фракція з питомою поверхнею 300-350 см<sup>2</sup>/г) застосовується для заповнення закріпного і виробленого простору лав, виробництва вибухостійких і ізолюючих перемичок, кріплення штреків, стволів, зведення охоронних приштрекових смуг та ін.

За результатами випробувань цей матеріал за стійкістю в агресивних середовищах порівнянний з нормальним бетоном на сульфостійкому цементі.

## **Бетони, будівельні розчини й інші матеріали**

У багатьох країнах зольні уноси використовують у виробництві бетонів і будівельних розчинів як часткового заміника цементу, дрібного заповнювача (замість піску), пластикувального компонента.



Шлакозольні в'язучі та шлакопортландцементи використовують для виробництва ніздрюватобетонних виробів.

Зольні уноси ефективно використовують у будівельних розчинах (знижується водопотреба будівельних розчинів, зменшується розшарованість, а при введенні їх до 30% спостерігаються більш ранні терміни тверднення і велика міцність, чим для розчинів на портландцементі та піску. Частка зольних уносів у будівельних розчинах складає 60 – 80%, вони частково замінюють цемент і одночасно матеріал краще піддається вібраційному ущільненню і краще укладається.

Зольні уноси використовують як мікронаповнювачі асфальтобетонів для автодорожніх і аеродромних покриттів, для виробництва мінеральної вати, теплоізоляційних покриттів, кам'яного литва (шлакосітали), облицювальних і футерувальних плиток, бордюрних каменів, кислототривких порошоків.

### **Будівництво доріг і штучних земляних споруд закладка, рекультивация**

Вуглевідходи застосовують для будівництва гребель заввишки 5 – 10 м, що захищають шламовідстійники порівняно невеликій місткості. При оцінці конструкції греблі слід враховувати, що після збільшення вологості вуглевідходів деформація її значно зростає, але практично уся посадочна деформація завершується після першого насичення водою.

У найбільших кількостях для інженерних робіт застосовують горілі породи, властивості (за середніми показниками стисливості, зсуву, морозостійкості, корозійної стійкості та ін.) якої близькі до властивостей крупнозернистих природних ґрунтів. Для будівництва доріг широко використовують шахтну породу, золу, шлаки.

Можливість використання твердих відходів видобування і збагачення вугілля для технічної рекультивациі багато в чому залежить від їх літологічного складу. З урахуванням цього показника переважна маса вуглевідходів придатна для технічної рекультивациі. Підвищення агрохімічних властивостей рекультивованого ґрунтового шару досягається у багатьох випадках додаванням до вуглевідходів золошлакових відходів, особливо зольних уносів, уловлених в електрофільтрах.

Відходи гравітаційного збагачення можуть використовуватися як закладний матеріал у вироблений простір лав для керування гірським тиском.

Закладний матеріал, що є сумішшю відходів гравітаційного збагачення (35 – 40%) і породи від проходки і ремонту виробок (60 – 65%), дозволяє здійснювати безпечну відробку вугілля під будівлями і спорудами.

### **Використання вуглевідходів для підвищення родючості ґрунтів**

Високомінералізовані тверді горючі копалини та вуглевмісні відходи видобування і збагачення вугілля можуть використовуватися як компоненти добрив або як самостійні біостимулятори. Вони ґрунтуються на наступних властивостях: високому вмісті з'єднань кальцію, мікроелементів, органічної

речовини, сірки, а також великої сорбційної здатності по відношенню до компонент, сприяючих родючості ґрунтів і можливості поліпшення механічної структури ґрунтів.

Підвищення врожайності після внесення вуглевідходів у ґрунт може пояснюватися їх сорбційною здатністю по відношенню до макро- і мікрокомпонентам добрив (у тому числі й органічних), що перешкоджає їх швидкому вимиванню з родючого шару. Як сорбенти мікроелементів, що вносяться разом з добривами, вуглисті породи можуть замінювати мікроелементи з піском і з'єднаннями лужних металів, що застосовуються для уповільнення винесення мікроелементів з ґрунту і сприяють їх кращому засвоєнню рослинами. Ці чинники зумовили помітне збільшення врожайності при внесенні 2 – 3 т/га вуглистої породи : на 15 – 20% озимого жита і на 15 – 30% сіна різних видів багаторічних трав.

### **Використання тепла і кінетичної енергії шахтного повітряного потоку**

Гірничі відводи шахт України розташовані серед родючих земель акціонерних і фермерських господарств. На цих землях розміщено земельні відводи з численними шурфами і вентиляційними стволами, по кожному з яких щодоби видається 15 – 20 млн м<sup>3</sup> шахтного повітря, що містить велику кількість тепла.

Температура повітря, що виходить з переважної більшості шахт, складає 16 – 24° з, вологість 95 – 99%, запиленість 5 – 10 мг/м<sup>3</sup>.

Досвід, накопичений при вирощуванні овочів і фруктів у теплицях, показує, що сприятлива температура повітря в теплицях знаходиться в межах 22 – 26°С.

Температура вихідних вентиляційних струменів багатьох глибоких шахт Донбасу знаходиться впродовж усього року (зима і літо) у межах температур, необхідних для теплиць. У тих випадках, коли температура вихідного повітря нижче потрібної для теплиці, він може бути підігрітий в теплообміннику на теплових трубах або калорифером, при цьому витрати на підігрівання будуть значно нижчі, ніж при підігріванні холодного атмосферного повітря.

Наведені температури вихідного повітря (16 – 24°С) заміряні в шахтному стволі, де тиск на 2000 – 3000 Па нижчий за атмосферний. Підвищення тиску цього повітря на поверхні до атмосферного, а також нагрів повітря в установці вентилятора призведуть до додаткового підвищення температури його на 3 – 5°С. Проте через підсмоктування холодного повітря в ствол температура повітря, що виходить з шахти, може різко знизитися.

З урахуванням цієї обставини можливі чотири схеми використання повітря, що виходить з шахти, для обігріву теплиць. Перша схема, коли усе або більша частина шахтного повітря безпосередньо вентилятором головного провітрювання спрямовується в теплицю (рис. 12.14, а). Ця схема може бути застосована в тих випадках, коли вихідний потік повітря надходить по вентиляційному стволу, шурфу або свердловині, які використовують тільки для провітрювання шахти і не слугують для постійного спуску-підйому людей і подачі матеріалів. Підсмоктування повітря з поверхні в цьому випадку не

повинні перевищувати 10 – 15% від кількості повітря, що проходить по стволу.

У тих випадках, коли підсмоктування холодного повітря з поверхні значне і знижує температуру шахтного повітря, унеможливаючи його використання в теплиці, доцільно встановити додатковий вентилятор який забирає повітря через повітрозабірну трубу нижче за сполучення каналу головного вентилятора із стволом і який його подає для обігріву теплиці (рис. 12.14, б) – це друга схема.

За третьою схемою (рис. 12.14, в) передбачається підігрівання усього повітря, що видається вентилятором 3, або частини його за допомогою теплообмінника на теплових трубах або калорифера, встановлених на нагнітальній стороні вентилятора головного провітрювання. Ця схема може бути застосована, коли температура вихідного повітря під стволом нижче за ефективну для теплиці та підсмоктування холодного повітря з поверхні незначні. За цих же умов і великих підсмоктуваннях холодного повітря з поверхні може бути використана четверта схема (рис. 12.14, г), по якій вихідне шахтне повітря частково забирається від сполучення ствола з вентиляційним каналом 5 за допомогою спеціального вентилятора 6, що подає повітря через теплообмінник або калорифер 8 в теплицю.

Реалізація запропонованих схем дозволить ефективно використовувати тепло вихідних з шахт вентиляційних потоків і знизити або виключити витрати на будівництво й експлуатацію котельних для теплиць.

Окрім теплової енергії шахтні вентиляційні потоки мають високу кінетичну енергію руху повітря по гірничих виробках. Джерелами руху повітря в шахті є шахтні вентилятори, природна тяга й інші другорядні джерела руху повітря.

Практичне здійснення утилізації кінетичної енергії повітряного потоку можливо на виході повітряного струменя з дифузора вентилятора головного провітрювання (див. рис. 12.15). повітряний потік, що викидається в атмосферу шахтним вентилятором несе в собі великий запас кінетичної енергії та слугує потужним техногенним джерелом приводу вітроелектричних установок для виробництва електричної енергії. Вітроагрегати встановлюються по периметру біля кромки дифузора вентилятора. Вітроколесо встановлюється над гострим кутом до напрямку руху вентиляційних струменів з таким розрахунком, щоб струмені повітря ковзали по лопатях вітроколеса. Таке розташування забезпечить мінімальний опір руху потоку і не повинно суттєво відбитися на навантаженні вентилятора головного провітрювання.

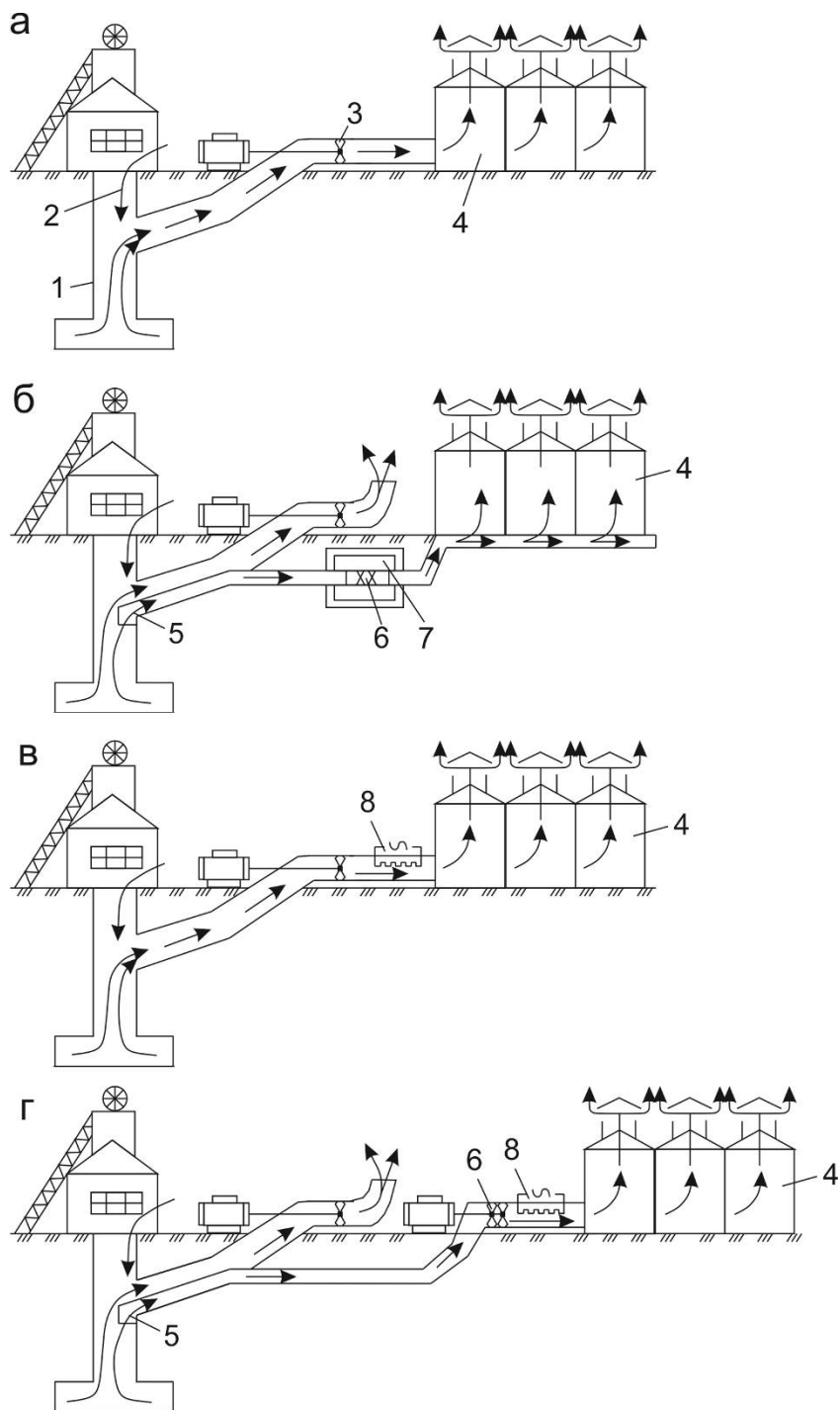


Рис. 12.14. Схеми обігріву теплиці повітрям, що виходить з шахти:

- 1 – вентиляційний ствол; 2 – підсмоктування повітря з поверхні;
- 3 – вентилятор головного провітрювання; 4 – теплиця;
- 5 – повітрязабірна труба; 6 – додатковий вентилятор;
- 7 – камера додаткового вентилятора; 8 – калорифер

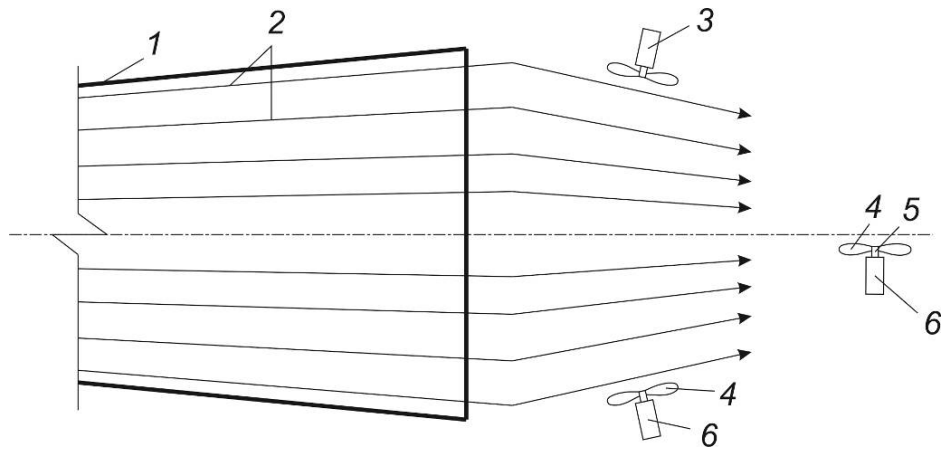


Рис. 12.15. Схема установлення вітроколес для утилізації кінетичної енергії повітряного потоку, що виходить з дифузора головного вентилятора шахти: 1 – дифузор вентилятора головного провітрювання; 2 – вентиляційні струмені шахтного повітря; 3 – вітроагрегат; 4 – вітроколесо; 5 – вісь електрогенератора; 6 – електрогенератор

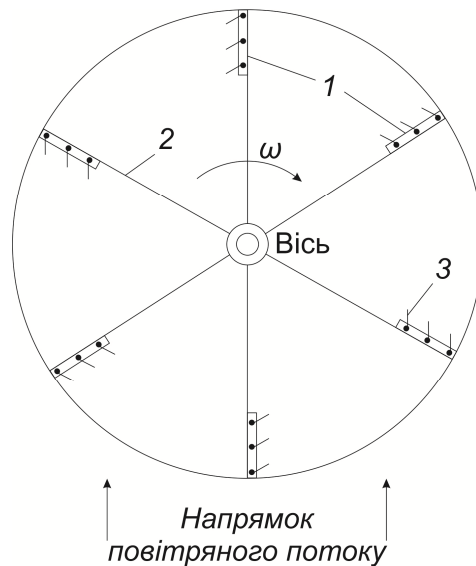


Рис. 12.16. Схема вітроколеса з вертикальною віссю обертання: 1 – дифузор вентилятора головного провітрювання; 2 – вентиляційні струмені шахтного повітря; 3 – вітроагрегат; 4 – вітроколесо; 5 – вісь електрогенератора; 6 – електрогенератор

Вітроагрегати можуть встановлюватися і по осі руху повітряного потоку. Вітроагрегат складається з вітродвигуна з вертикальною віссю і вітровим колесом, що обертається в горизонтальній площині. На рис. 12.17 наведена схема такого вітроколеса. Воно має шість лопатей 1, жорстко закріплених на кронштейнах 2 і обладнаних поворотними лопатками 3. По ходу повітряного потоку лопатки щільно закривають лопать, вона створює опір потоку і примушує вітроколесо обертатися навколо осі. Назустріч повітряному потоку лопатки відкидаються, і лопать рухається без опору. Таким чином, у роботі знаходиться ліва половина вітроколеса, а права – пасивна.

Вітроколесо пропонуваної конструкції практично не створює місцевих опорів руху повітря і не впливатиме на навантаження вентилятора головного провітрювання.

На одному дифузорі по периметру та його осі можна встановити 15 – 20 вітроагрегатів потужністю 20 – 30 кВт кожен, що забезпечить отримання 500 – 800 кВт електроенергії.

## Використання гідродинамічної енергії шахтної води

Шахтні води після очищення можна використовувати як гідрорушійну енергію при спорудженні підземних гідроакумулюючих електричних станцій (ПГАЕС) на шахтах, які розробляють крутоспадні пласти. Суть роботи ПГАЕС полягає в наступному. Є два підземні резервуари з водою (верхній і нижній б'єф), розташованих один над одним по висоті на різних горизонтах (не менше 40 – 45 м). У період мінімального електричного навантаження насосна установка ПГАЕС перекачує воду з нижнього б'єфу у верхній, і відбувається її заряджання.

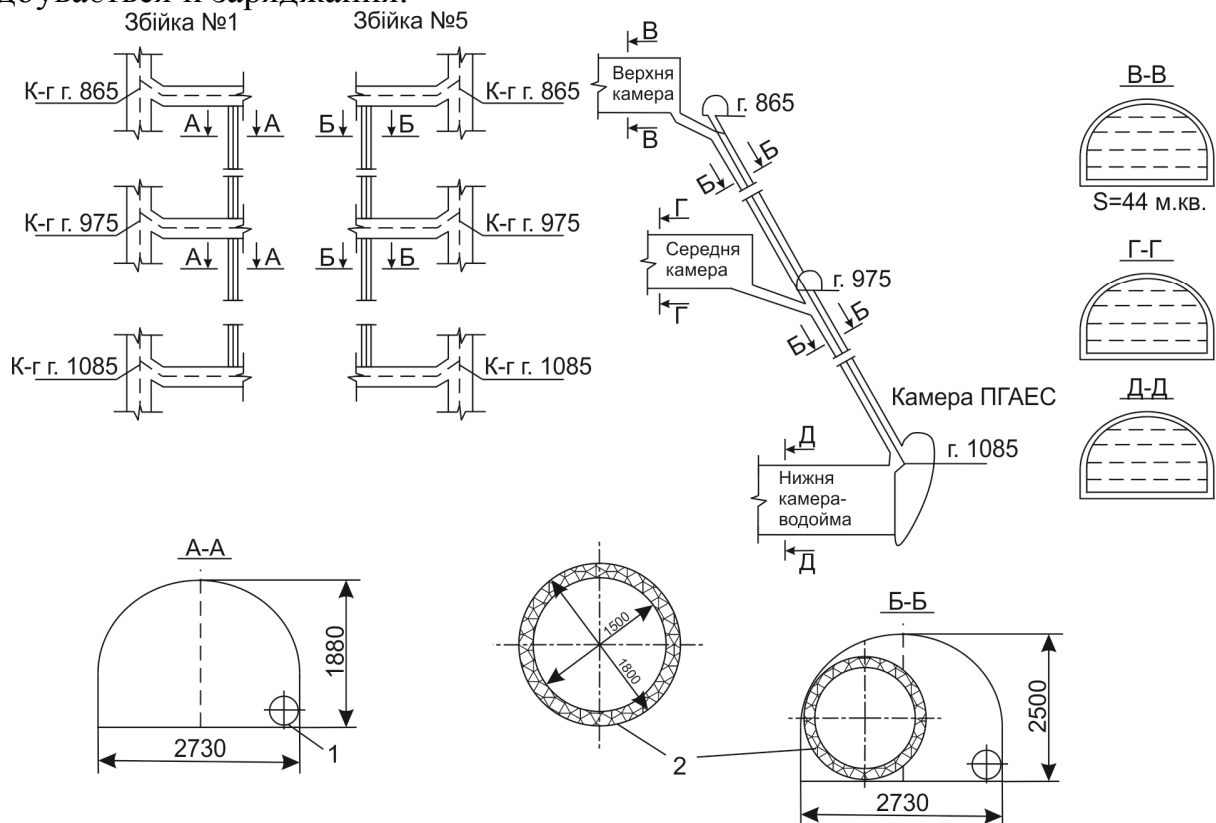


Рис. 12.17. Принципова схема виробок підземної гідроакумулюючої електростанції (на прикладі шахти): “Червоний Профінтерн” ДХК “Орджонікідзевугілля” (Донецька обл.): 1 – трубопровід для закачування води з нижнього б'єфу у верхній; 2 – тунель для спуску води; к –квершлаг

Під час споживання максимуму електричного навантаження (наприклад, вечірньої пори) вода перепускається по водоводу в спеціальній гірничій виробці зверху вниз і ПГАЕС працює як звичайна гідроелектростанція.

На прикладі шахти “Червоний Профінтерн” ДХК “Орджонікідзевугілля” (Донецька обл.) в її гірничих виробках можна побудувати піково-резервну гідроакумулюючу електростанцію. На шахті в роботі знаходяться три горизонти (865, 975 і 1085). Гірничі роботи ведуться на гор. 975 і 1085, гор. 865 – вентиляційний. Вихідний струмінь повітря з гірничих виробок гор. 1085 видається по похилих вентиляційних стояках 1 – 5 на вентиляційний гор. 865 і далі по стволу – на поверхню.

Створення ПГАЕС зводиться до наступного. На усіх діючих горизонтах улаштовують накопичувачі води (рис. 12.17) : дві водойми на гор. 865 і 975 м слугують для запасу гравітаційної енергії, а нижня камера (гор. 1085 м) призначена для збору відпрацьованої води, що надходить з верхніх б'єфів, спуск-підйом якої робиться по прокладених водоводах у вентиляційних збійках. По збійці 5 прокладається залізобетонний напірний трубопровід-тунель, по ньому вода з верхніх б'єфів (по черзі) скидається на нижній горизонт у камеру ПГАЕС.

У збійці № 1 по трубопроводах вода закачується на верхні б'єфи.

З напірного трубопроводу вода спрямовується на турбіни, розташовані в машинній залі камери ПГАЕС.

Робота підземних гідроакумулюючих електростанцій дає можливість перетворити шахти, окрім видобутку вугілля, ще і в екологічно чисте виробництво електроенергії.

Потужність підземної гідроакумулюючої електростанції складає 50 – 80 МВт, а потужність перекачувальної установки (оборотної гідромашини-насоса) – 2 – 4 МВт. У режимі розряду ПГАЕС працює 3 – 4 години у період максимального споживання електроенергії, в режимі заряду (перекачування води від низу вгору) – 15 – 20 год на добу.

У машинній залі ПГАЕС на горизонті 1085 м встановлюється сучасне устаткування – реверсна турбіна-насос. При розрядці реверсна турбіна обертає електричний генератор, що виробляє електроенергію упродовж 3 – 5 год. У режимі “зарядки” турбіна обертається цим же електрогенератором-двигуном в іншому напрямку впродовж 12 – 15 год і закачує воду в камери верхніх б'єфів. У цей час електрогенератор турбіни підключається до іншого джерела електричної енергії. Термін служби ПГАЕС – 40 – 50 років.

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	3
1. РИЗИКИ В ПРИРОДНО-ТЕХНІЧНІЙ ГЕОСИСТЕМІ .....	6
1.1. Поняття терміну «ризик» .....	6
1.2. Загальна класифікація ризиків .....	10
1.3. Мінімізація ризиків у гірничій галузі .....	15
2. РИЗИКИ В ГІРНИЧІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ .....	18
2.1. Проблеми прийняття рішень .....	18
2.2. Економічні аспекти ризику .....	20
2.3. Психологічні аспекти ризику .....	21
2.4. Ієрархія показників і параметрів гірничодобувного підприємства .....	25
3. ЗАГРОЗА РИЗИКІВ ПРИ ГАЗОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩАХ У ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ ...	34
3.1. Природа раптових викидів і гірських ударів .....	34
3.2. Методи нейтралізації ризиків при газодинамічних проявах на вугільних шахтах .....	38
4. ЗАХИСТ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ ВІД ПІДЗЕМНИХ ВОД .....	61
4.1. Водоприпливи в підземні гірничі виробки .....	61
4.2. Негативний вплив підземних вод на гірничі роботи .....	62
4.3. Вимоги до водозахисту гірничих виробок .....	64
4.4. Способи і засоби захисту шахт від підземних вод .....	67
4.5. Співвідношення темпів посування гірничих робіт і водозахисту шахт .....	80
4.6. Проблеми ризиків при водозахисті шахт і охороні водних ресурсів .....	85
5. КЕРУВАННЯ РИЗИКАМИ ПРИ АВАРІЙНОСТІ НА ШАХТАХ УКРАЇНИ .....	93
5.1. Аварійна небезпека шахт .....	93
5.2. Прогнозування потенційної небезпеки аварійних ситуацій .....	96
5.3. Ліквідація наслідків аварій на шахтах .....	100
6. БОРОТЬБА З ПИЛОУТВОРЕННЯМ І ЗАПИЛЕНІСТЮ АТМОСФЕРИ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ВУГІЛЬНИХ ШАХТ .....	109
6.1. Утворення дисперсної пилової фази у виробках .....	109
6.2. Основні заходи боротьби з вибухами вугільного пилу в шахтах .....	110
6.3. Фізико-хімічні методи боротьби з пилом .....	113
6.4. Зниження пилоутворення вугілля шляхом гідророзриву пластів .....	116
7. БОРОТЬБА З САМОЗАЙМАННЯМ ВУГІЛЛЯ В ШАХТАХ .....	123
7.1. Ендогенні пожежі у вугільних шахтах .....	123
7.2. Локалізація ризиків ендогенних пожеж .....	125



7.3. Локалізація ендегенних пожеж із застосуванням піни і вспіненої глиняної пульпи.....	127
7.4. Боротьба з ендегенними пожежами з використанням азоту й інертної піни.....	131
7.5. Заходи безпеки в процесі локалізації ендегенних пожеж.....	134
<b>8. РИЗИКИ ПРОЯВІВ ГІРСЬКОГО ТИСКУ В КОМПЛЕКСНО-МЕХАНІЗОВАНИХ ЛАВАХ.....</b>	<b>136</b>
8.1. Природа проявів гірського тиску навколо очисних механізованих вибоїв .....	136
8.2. Прояви опорного тиску навколо гірничих виробок .....	137
8.3. Особливості взаємодії механізованого кріплення з вуглевмісними масивами .....	146
8.4. Фізико-хімічне зміцнення порід покрівлі в комплексно-механізованих лавах .....	150
8.5. Керування важкообвалюваними покрівлями методами знеміцнення порід .....	159
<b>9. НЕБЕЗПЕЧНІ ЯВИЩА ПРИ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НА ЗНАЧНИХ ГЛИБИНАХ.....</b>	<b>171</b>
9.1. Стійкість порід покрівлі на великих глибинах .....	171
9.2. Схеми планування гірничих робіт.....	173
9.3. Прогресивні схеми розкриття та підготовки глибинних горизонтів .....	183
9.4. Технологічні схеми розробки пластів на шахтах глибинного залягання.....	187
9.5. Зниження ризиків при підвищенні ефективності планувальних рішень.....	191
<b>10. ШКІДЛИВІ НАСЛІДКИ ЗРУШЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ .....</b>	<b>194</b>
10.1. Схема зрушення гірських порід.....	194
10.2. Зрушення гірських порід і земної поверхні при геотехнологічних методах видобування корисних копалин .....	199
10.3. Управління деформаційними процесами в масиві гірських порід для підвищення ефективності розробки родовищ під охоронними об'єктами.....	213
<b>11. ІНФОРМАЦІЙНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ КОНТРОЛЮ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА .....</b>	<b>230</b>
11.1. Ефективна та безпечна розробка вугільних родовищ .....	230
11.2. Технологічний контроль у гірничому виробництві.....	231
11.3. Геоелектричний контроль стану гірського масиву.....	240
<b>12. ПРИНЦИПИ РЕАБІЛІТАЦІЇ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ .....</b>	<b>252</b>
12.1. Збереження репродуктивної здатності природи вугледобувних регіонів.....	253

Наукове видання

**Півняк** Геннадій Григорович  
**Табаченко** Микола Михайлович  
**Дичковський** Роман Омелянович  
**Фальштинський** Володимир Сергійович

## **КЕРУВАННЯ РИЗИКАМИ В ГІРНИЧОДОБУВНІЙ ДІЯЛЬНОСТІ**

Монографія

Друкується у редакційній обробці авторів

Підп. до друку 24.02. 2015. Формат 30x42/4  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 16,0.  
Обл.-вид. арк. 16,0. Тираж 300 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
у Державному вищому навчальному закладі «Національний гірничий університет».  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06. 2004.  
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.