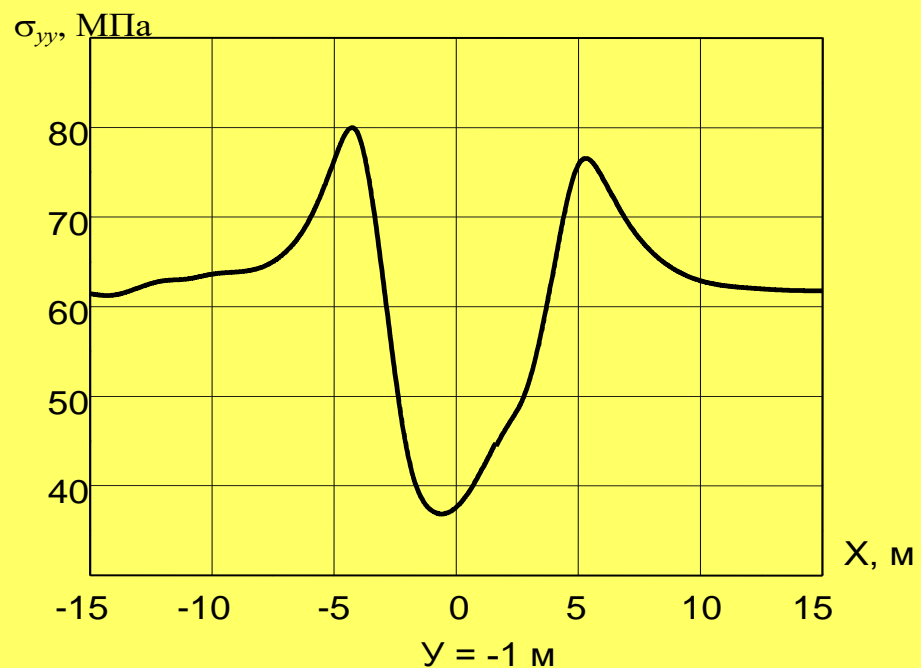
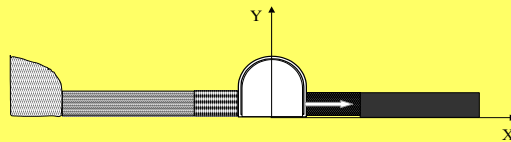


**В.Ю. Медяник**

**ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ  
ВИРОБОК ПРИ РОЗРОБЦІ ПОЛОГИХ  
ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**



**Дніпропетровськ**

**2009**

## ВСТУП

Подальша розробка пологих вугільних пластів при переході до уклонних частин шахтних полів призвела до значного збільшення глибини ведення гірничих робіт. За останні 10 років середня глибина розробки в українській частині Донбасу досягла 870 м. Збереження досягнутого рівня й нарощування видобутку вугілля в перспективі призведуть до збільшення середньої глибини розробки до 1000 м і вимагатимуть освоєння глибин 1500-1600 м. У таких умовах очікується в ще більшій мірі погіршення гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов при попередньому оконтурюванні запасів підготовчими виробками. Це спричиняє зміну способів підготовки й систем розробки, схем транспортування й вентиляції.

Для боротьби з негативним проявом гірського тиску на глибоких шахтах Центрального району Донбасу спостерігається тенденція переходу на комбіновані й суцільні системи розробки. Негативного впливу від глибини розробки більшою мірою зазнають стовпові системи. Стовпова система, що повсюдно застосовувалася раніше, при переході гірничих робіт на великі глибини почала втрачати свої переваги внаслідок значного розриву в часі між завершенням відпрацьовування виїмкових стовпів і підготовкою нових, що значною мірою впливає на стійкість підготовчих виробок і порушує нормальну роботу очисних вибоїв. Це призводить до значних матеріальних і трудових витрат, підвищенню травматизму й недотриманню безпеки робіт, погіршенню техніко-економічних показників добувних дільниць. Незважаючи на великі обсяги ремонтних робіт й їх високу трудомісткість, протяжність виробок із незадовільним станом залишається значною.

Охорона гірничих виробок займає вагому частину у формуванні собівартості видобутку вугілля й, відповідно, його відпускнуї ціни. Зменшення витрат можливо тільки за рахунок раціонального планування й повторного використання виїмкових виробок. Правильно вибраний спосіб охорони виробок, своєчасний й якісний їх ремонт створюють потенційну можливість для використання бортових хідників повторно.

Таким чином, вибір науково-обґрунтованого способу охорони виробок на великих глибинах, як і параметри його технології – актуальне науково-практичне завдання.

Питанню охорони підготовчих виробок у зоні впливу очисних робіт присвячено багато наукових праць співробітників інститутів ВНІМІ, ІГТМ, НГУ, Дніпродіпрошахт, ДонНТУ, ДДТУ, МДГУ, працівників шахт й об'єднань та інших.

При вирішенні питань охорони виробок на великих глибинах є суперечливі погляди щодо характеру деформації й стійкості підготовчих виробок, що вимагає постановки досліджень у конкретних гірничо-геологічних умовах. Таким умовам відповідають глибокі горизонти шахти “Прогрес”, що є типовими для цілого регіону.

Для певних умов відпрацювання пологих пластів при суцільній, комбінованій і стовповій системах розробки охороняти виїмкові штреки від гірського тиску доцільно не одним з розглянутих вище способів, а використавши їх у різному сполученні або комбінації окремих елементів. Таким чином, особливо заслуговують на увагу комбіновані способи охорони виробок. При цьому повинно вирішуватися основне завдання: зниження загальної напруженості порід, що вміщують виробку, до мінімуму для того, щоб забезпечити стійкість підготовчої виробки на період експлуатації.

Несприятливий стан штреку пояснюється тим, що породи, які його вміщують, і кріплення потрапляють у зону високого опорного тиску. У роботі пропонується розташовувати елементи охорони підготовчої виробки так, щоб породи, що вміщують, довкола неї були розвантажені від напруг. Тому для забезпечення найбільш ефективної охорони бортового хідника (штреку) на ділянці, де з одного боку знаходиться масив вугілля, а з другого – бутова смуга, необхідно підвищений опорний тиск із боку масиву вугілля зсунути на деяку відстань від штреку в глиб масиву, а також відсунути бутову смугу, що концентрує напругу в штреку, в глиб виробленого простору.

Для перевірки правильності основних теоретичних положень й одержання фактичних параметрів охорони підготовчих виробок при різних системах розробки на шахті “Прогрес” ДХК “Торезантрацит” проведена низка натурних досліджень. Крім цього, метою шахтних досліджень була перевірка працездатності запропонованої технології й установа її основних техніко-економічних показників.

Результати виконаних досліджень знайшли відображення в робочій документації відпрацювання виїмкових полів і впроваджені на шахті “Прогрес” ДП (ДХК) “Торезантрацит”.

Автор щиро вдячний: науковому керівнику, заслуженому діячу науки й техніки України, професору, доктору технічних наук [Колоколову О.В.]; професору, доктору технічних наук Бондаренку В.І.; професору, кандидату технічних наук Табаченку М.М.; професору, кандидату технічних наук [Савостьянову О.В.]; професору, доктору технічних наук Бузилі В.І.; доценту, кандидату технічних наук Кошці О.Г.; доценту, кандидату технічних наук Сердюку В.П.; професору, доктору технічних наук Новиковій Л.В.; старшому викладачу Заславській Л.І.; доценту, кандидату технічних наук Харченку В.В.; професору, доктору технічних наук Ковалевській І.А.; професору, доктору технічних наук Кузьменку О.М.; професору, доктору технічних наук Ширіну Л.Н.; старшому науковому співробітнику Розстризі В.П.; асистентам Лапку В.В. і Мамайкіну О.Р.; доценту, кандидату технічних наук Дичковському Р.О.; доценту, кандидату технічних наук Хоменку О.Є., а також співробітникам кафедр підземної розробки родовищ Донецького й Донбаського державних технічних університетів за методичну допомогу, моральну підтримку й наукові консультації.

## РОЗДІЛ 1. СТАН ПИТАНЬ З ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

### 1.1. Коротка характеристика умов відпрацювання вугільних пластів на шахтах Чистяково-Сніжнянського району

Чистяково-Сніжнянський район знаходиться на південному сході Донецької області на території двох міст обласного підпорядкування: м. Торез і м. Сніжне, які об'єднані в Державне підприємство «Торезантрацит».

До складу державної холдингової компанії входить 8 шахт (із сумарною річною потужністю 3560 тис.т), три збагачувальні фабрики із сумарною виробничою потужністю 7800 тис. т. Освоєння виробничої потужності на 01.01.05 р. склало 83,4 %. Інші шахти гірничодобувного району вже закриті («Червона Зірка», «Об'єднана», «Лісова», «Донецька» і ш/у «Торезьке»).

Чистяково-Сніжнянський вугленосний район є одним з найстаріших вугледобувних районів Донбасу. З діючих шахт дві шахти («№ 3-біс», «Ударник») або 15,4% виробничої потужності ДП (550 тис.т) введені в дію понад 85 років тому. Три шахти (ім. Лутугіна, ім. Кисельова, «Зоря») або 45,2 % виробничої потужності (1610 тис.т) відпрацьовують свої запаси протягом 60-70 років. Шахта «Північна» відпрацьовує запаси понад 40 років. Дві шахти («Прогрес», «Річна») – 28,1% виробничої потужності (1100 тис.т) побудовані в 70-х роках. За увесь час експлуатації з усіх шахт тільки три (ім. Лутугіна, «№ 3-біс», «Зоря») піддавалися реконструкціям, які були проведені близько 30 років тому.

Відсутність необхідних капітальних вкладень для підтримки й відновлення шахтного фонду призвела до значного зниження вуглевидобутку з 4768 тис.т у 1990 р. до 2968 тис.т у 1997 р., виробнича потужність із урахуванням нормативу за цей же період знизилася на 1535 тис.т і становила на 01.01.98 р. 3460 тис.т. У 1992-1997 рр. вугільна промисловість України перебувала в глибокій кризі. Обсяг видобутку вугілля зменшився приблизно на 50%. Настільки ж очевидний і спад у проведенні гірничих виробок, кількості лав і навантаження на лави. В 2009 працює 4 шахти, в 2003 році в ДП «Торезантрацит» працювало п'ять шахт, причому в жовтні 2004 р. згортає виробництво шахта «№3–біс», і в 2001 році в місті функціонувало 7, а в 1998 р. – 11 підприємств.

Згодом, з 1996 року у зв'язку з проведеними перетвореннями у вугільній галузі об'єднання реорганізовувалося: у державне відкрите акціонерне товариство, державну холдингову компанію, а з червня 2005 року в державне підприємство «Торезантрацит».

Усього за період з 1933 року підприємствами добуто 416 млн. 642 тис. тонн високоякісного антрациту. За високу якість вугілля, яке поставляє ДП «Торезантрацит», як член Європейського клубу виробників якісної продукції двічі – в 1995 і 1996 роках – воно визнане гідним Золотого призу цього клубу.

За період реорганізації з 2000 по 2006 роки у Торезі було закрито 6 шахт. У цей час державне підприємство «Торезантрацит» складається із чотирьох



шахт: «Прогрес», ім. Л.І. Лутугіна, ім. К.І. Кисельова й шахтоуправління «Волинське». Річна виробнича потужність в період кризи становить 1550 тис. тонн.

Шахти розташовані в Чистяково-Сніжнянському вуглепромисловому районі Донбасу. На території району є перспективні ділянки для закладки нових шахт. У першу чергу це Розсипнянський нижній із промисловими запасами 126,7 млн.тонн, Донецький капітальний – 120,6 млн.тонн та інші.

На сьогодні Державне підприємство має у своєму розпорядженні балансових запасів вугілля 151 млн.тонн, промислових запасів 131,7 млн. тонн, забезпеченість запасами складає на 84,3 роки.

Низка діючих очисних вибоїв оснащені механізованими комплексами 2КД-90, КД-80, КМ-88.

Взагалі у цьому районі застосовується комбайнове виймання вугілля, і тільки у двох вибоях на крутому падінні виймання ведеться відбійними молотками.

Підготовчі вибої оснащені прохідницькими комбайнами КСП-32, КСП-21 на шахті «Прогрес» і породонавантажувальними машинами.

Для подальшої успішної роботи ДП «Торезантрацит» розроблена Програма розвитку гірничих робіт на 2007-2011 гг. Особлива роль у ній приділяється підготовці нових лав, поліпшенню схеми провітрювання, переоснащенню стовбурів, реорганізації, розкриттю й підготовці нових горизонтів.

Все це дозволить стабілізувати роботу ДП «Торезантрацит», а також виконати встановлені завдання з видобутку й відвантаження вугілля споживачам.

З чотирьох працюючих у цей час шахт холдингу перспективною є шахта «Прогрес». Всі інші шахти відносяться до II і III груп за рівнем рентабельності. Тому в даній роботі основний обсяг досліджень виконано на шахті «Прогрес».

### 1.1.1 Гірничо-геологічні умови

Чистяково-Сніжнянський геолого-промисловий район розташований у східній частині Донецького басейну та у структурному відношенні належить до Чистяковської синклінальної складки з кам'яновугільними відкладеннями середнього карбону. Чистяковська синкліналь – це нормальна, слабопохила складка, вісь якої має прямолінійне простягання, близьке до широтного. Розміри Чистяковської синклінали по осі 55 км, вхрест простягання – 15-30 км.

Перспективи розвитку району в основному пов'язані з освоєнням глибоких горизонтів синклінали, особливо у донній її частини, де падіння порід, що її вміщують, близьке до горизонтального або горизонтальне.

Кам'яновугільні відкладення складені осадовими утвореннями світ  $C_2^2$ ,  $C_2^3$ ,  $C_2^4$ ,  $C_2^5$  і складаються з переміжних пластів піщано-глинистих, глинистих і піщанистих сланців, пісковиків, а також із прошарків вапняку й вугілля, що містять 30 вугільних пластів, з яких 15 зберігають стійку потужність на всій або більшій площі району.

Відкладення верхнього карбону мають невелике поширення в крайній західній частині синклінали й представлені відкладеннями світ  $C_3'$ .

Відкладення нижнього карбону мають поширення за межами синклінали на півночі й північному сході в області головної антиклінали, а також на півдні й

сході. У межах Амвросіївської ділянки (що примикає до шахт ДП “Торезантрацит”) розвідано вугільний пласт  $d_5'$ , потужність якого досягає 7 м при пластовій зольності 30-35%. Попередні запаси цієї ділянки становлять 50 млн.тонн.

Основними промисловими світами, що мають промислове значення району наступні:  $C_2^3$  – “Смолянинівська” і  $C_2^5$  – “Каменська”. Вугілля пластів всіх світ складені марками А и Т.

Світа  $C_2^3$  потужністю 895 м розкрита від вапняку J1 до світного вапняку H1. У світі вміщено до 25 вугільних пластів і пропластків, з яких 13 робочої потужності і відпрацьовуються шахтами. Відмінною рисою відкладень світ  $C_2^3$  є наявність великої кількості пісковиків (досить витриманих як за простяганням, так і падінням) при незначній кількості вапняків.

Літологічний склад світи  $C_2^3$  у межах холдингу “Торезантрацит” характеризується наступними даними: пісковики з межою міцності на одноосьовий стиск 440-1500 кг/см<sup>2</sup> – 29,6-39%; глинисті й піщанисті сланці з межою міцності на одноосьовий стиск 340-730 кг/см<sup>2</sup> – 59,5-69,1,% ; вапняки – 0,3-0,5%; вугілля – 1-1,5%. Піщанисті й глинисті сланці в більшості випадків фаціальні, заміщаються один одним, утворюють в перехідних зонах піщано-глинисті сланці.

Відкладення світ  $C_2^5$  у межах даного району – від вапняку K8 до граничного вапняку K1. Середня потужність світ становить 650 м. У світі міститься до 28 вугільних пластів і прошарків, з яких 7 мають робочу потужність і відпрацьовуються на значних площах світ. Ще 7 пластів мають робочу потужність тільки на обмежених ділянках.

Середній літологічний склад світ  $C_2^5$  наведено на рис 1.1.

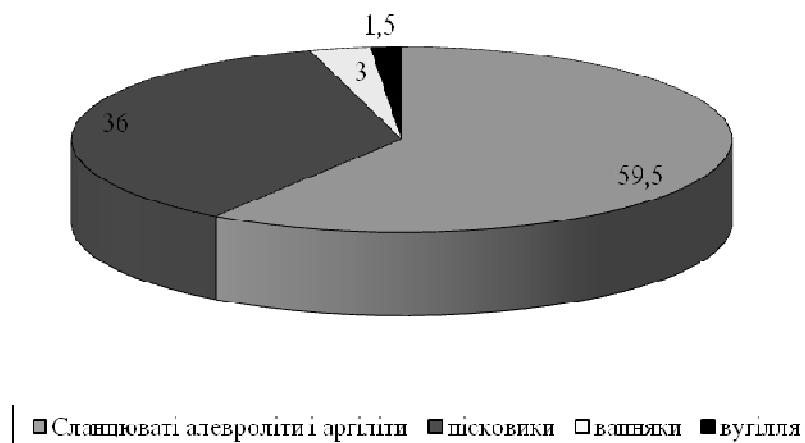


Рис. 1.1. Літологічний кількісний склад порід світи  $C_2^5$  – “Каменська”

Один з найбільш витриманих за робочою потужністю пласт  $h_8$  “Фомінський” світи  $C_2^3$ . Запаси пласта в межах холдингу “Торезантрацит” становлять більше половини загальних запасів Чистяково-Сніжнянського вугленосного району.

Стійкість порід покрівлі пласта  $h_8$  тісно пов'язана з його напластуванням і відкладенням порід різного літологічного складу (від сланців до пісковиків) у

зоні напластування. Як правило, на ділянках простої будови вугільного пласта покрівля складена піщано-глинистими шаруватими сланцями середньої стійкості.

Значно ускладнюється відпрацювання пласта при підході до межі напластування, де при веденні очисних і підготовчих робіт обвалюється фальшива (не справжня) покрівля потужністю до 0,4-0,5 м. Безпосередня підощва на обох крилах синкліналі складена піщанистими сланцями потужністю 0,6-4,0 м “комкової” будови нижче середньої міцності, схильними до здимання. У підготовчих виробках, які проведені на пласті, здимання підощви відбувається, як правило, після їх проведення і зростає в період підтримання. На інтенсивність здимання впливає вугільний пропласток потужністю 0,15-0,35 м, що залягає нижче піщанистих сланців. При розташуванні вугільного прошарку на відстані 0,6-2,5 м від пласта здимання підощви яскраво виражено і поширюється не тільки на основні підготовчі виробки, але іноді й на робочий простір лави. Природна вологість порід підощви невисока.

У геологічному відношенні гірський масив шахти “Прогрес” складено відкладеннями середнього карбону, що відносяться до світи  $C^3_2$  – “Смолянинівської”, і повсюдно перекритими більш пізніми утвореннями четвертинного віку.

Четвертинні відкладення складені у верхній частині підощво-рослинним пластом, у нижньої – жовто-бурими суглинками із включеннями вапняних бруньок і домішкою карбонівих порід у виді щебенів і піщаних частин. Кам'яновугільні відкладення складені переміжними пластами пісковиків, сланців піщаних і глинистих із прошарками вапняків і кам'яного вугілля. Усі породи окремо характеризуються відносною одноманітністю. Пісковики кварцові мають ясно виражену зернистість. Іноді пісковики перешаровуються зі сланцем піщаним, що характерно для горизонтів 630 і 900 м. Часто пісковики містять включення піриту. Сланці піщані часто є покрівлею й підощвою вугільних пластів і характеризуються мінливістю за потужністю. Сланці глинисті більш постійні за потужністю й складом, характеризуються тонкою шаруватістю. Вуглисті сланці мають обмежене поширення і звичайно супроводжують вугільні пласти; вапняки й вугілля мають також підлегле значення у розрізі. Літологічний склад вугленосної світи  $C^3_2$ , що складає шахтне поле, можна зобразити наступним процентним співвідношенням порід, наведеним на діаграмі рис. 1.2.

Поле шахти “Прогрес” розташоване у замикальній частині Чистяковської синкліналі, що має слабосиметричну будову. В зв'язку із цим кути падіння порід на південному крилі більш пологі (3-10°), ніж на північному, де кути падіння коливаються від 11 до 25°.

Простягання порід змінюється від майже широтного на південному крилі до південно-східного на північному крилі. Спокійне залягання ускладнюється в крайній східній частині шахтного поля, де в меридіанному напрямку паралельно один одному на відстані 200-300 метрів є геологічні порушення – скидання “В - В” і “Г - Г”.

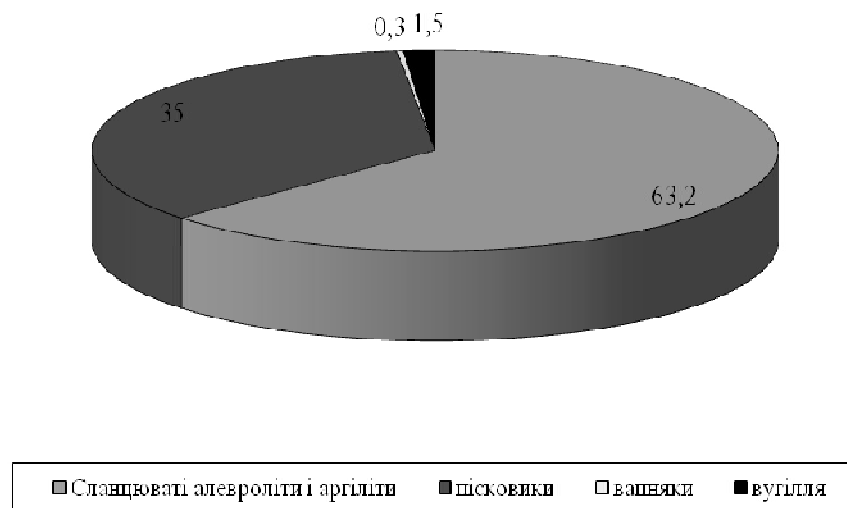


Рис. 1.2. Літологічний склад світ  $C^3_2$ , що складає шахтне поле шахти “Прогрес”

Площини зсуву скидань, що нахилені назустріч одна одній під кутом  $60^\circ$ , утворюють вузький, витягнутий у меридіанному напрямку східчастий горст із опусканням, скинутої частини для скидань “В-В”, на 1,5-3,0 м і скидання “Г-Г” на 50 метрів. Зазначеним скиданням супроводжують апофізи з мікророзривами, у результаті чого створюється порушена зона шириною 250-350 м, що і є природною межею шахти. У крайній північно-західній частині шахтного поля на північному крилі складки є три узгідненопадаючі скидання, які віддалені один від одного до 15 м та утворюють 50-метрову зону порушених порід. Сумарна амплітуда скидань становить 20-25 м. Не виключена можливість зустрічі гірничими виробками більш дрібних тектонічних порушень або зон підвищеної тріщинуватості, які ускладнюють ведення гірничих робіт.

У гідрогеологічному відношенні умови відпрацювання шахтопластів складні. Водоносні горизонти відносять головним чином до кам'яновугільних відкладень. В обводненні гірничих виробок на пластах  $h_8$  і  $h_7$ , що відпрацьовуються шахтою “Прогрес”, беруть участь в основному потужні пласти пісковиків.

Окрім пластів  $h_7$  і  $h_8$ , які прийняті до розробки на полі шахти у світі  $C^3_2$  залягають і вугільні пласти  $h^1_6$ ,  $h_6$ ,  $h^3_4$ ,  $h_3$  і  $h^1_2$ , які розташовані нижче пласта  $h_7$  на 72 м. Ці пласти мають робочу потужність на окремих площах. Ступінь розвіданості названих пластів на полях вищележачих шахт дуже низька, а на полі шахти “Прогрес” вони взагалі не розвідані. Тому дані пласти не знаходяться на балансі шахти.

Як відзначалося вище, на полі шахти “Прогрес” робочу потужність мають два пласти  $h_8$  і  $h_7$ .

Пласт  $h_8$  має відносно витриману потужність від 0,84 до 1,40 м з перевагою 1,10-1,20 м. Утонення пласта до 0,84-1,05 метрів спостерігається в північно-західній частині. Будова пласта переважно проста. На сході північного крила пласт складений з двох пачок, з яких основним є нижній. Потужність нижньої

пачки змінюється від 0,95 до 1,0 м. Верхній пласт малопотужний – 0,10-0,20 м. Роздільний шар породи, складений глинистим сланцем, має потужність 0,05-0,25 м. У покрівлі пласта залягає потужна товща глинистих сланців, іноді відділена від пласта невеликим шаром піщаних сланців. У підшві пласта залягає сланець піщаний потужністю від 1,5 до 3,0 м слабо - й середньостійкий, що при зволоженні схильний до спучування (здимання). Нижче залягає сланець піщаний, іноді сланець глинистий і ще рідше пісковик (див. рис. 1.3). Пласт  $h_7$  залягає в 129 м нижче вугільного пласта  $h_8$  і має робочу потужність лише на північному крилі мурди. На південному крилі пласт  $h_7$  відсутній через розмив і заміщує його пісковиком. Пласт характеризується нестійкою робочою потужністю, що коливається в межах 0,45-1,27 м. Найбільш витриману потужність – 0,89-1,10 м пласт має у північно-західній частині поля. На заході пласт стає тонким.

Будова пласта у більшості випадків проста і лише в центральній частині на невеликій площі розширюється на 2-3 пачки. У покрівлі пласта залягають сланці піщані і глинисті, іноді пісковик. Іноді в покрівлі залягає сланець вуглистый потужністю до 0,2 м, який є «фальшивою (несправжньою)» покрівлею. У підшві пласта залягає сланець піщаний, рідше сланець глинистий або піщаний. Вугілля пласта  $h_7$  характеризується високим вмістом золи.

Характеристика вугільних пластів, що знаходяться на балансі шахти, наведена в табл. 1.1.

Таблиця 1.1

## Гірничо-геологічна характеристика породного масиву

Світа	Смолянинівська $C_2^3$		
	$h_8$	$h_7$	$h_6'$
Індекс пласта			
Потужність пласта, м	1, 25-1,35	1,34	0,8
Кут падіння, град	2-35	4-35	4-15
Міцність (по М.М. Протод'яконову)	2	2	2
Газоносність, м <sup>3</sup> /т.г.м	До 5	до 5	до 5
Марка вугілля	А	А	А
Зольність, %	19,50	30,10	36,50
Вміст сірки, %	1,10	1,00	1,00
Вологість, %	4,60	3,30	2,40
Вихід летючих, %	4,80	3,90	5,40
Щільність вугілля, т/м <sup>3</sup>	1,57	1,56	1,56
Глибина розробки, м	1300	1213	770
Відстань між пластами, м	Від $h_8$ до $h_7$ –132		Від $h_7$ до $h_6'$ –204
Орієнтування тріщин кліважу: азимут падіння, град	18-32	340-350	290-310
кут падіння, град	80-82	80-85	82-87

Поле шахти “Прогрес” займає приосьову частину синкліналі, де породи характеризуються високим ступенем природної газоносності вугільних пластів і газонакопичуваністю вміщуючих порід. Тому шахта віднесена до надкатегорійної за газом метаном.

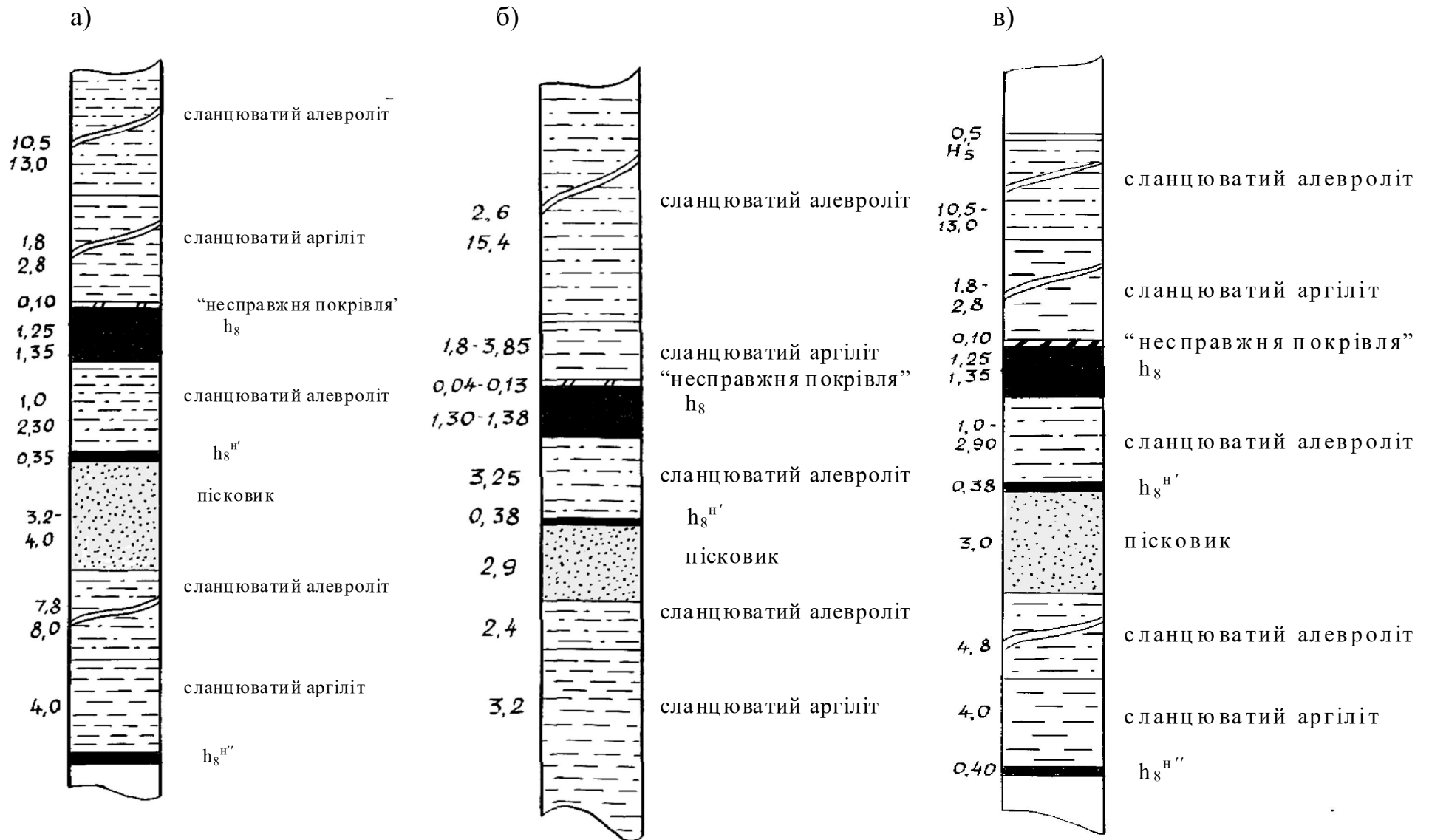


Рис. 1.3. Літологічні колонки у лавах шахти “Прогрес” ДП “Торезантрацит”: а – 7-ї південної лави південної панелі (ПП) №1 пласта  $h_8$ ; б – 16-ї західної ПП №1 пласта  $h_8$ ; в – 2-ї лави ПП №3 пласта  $h_8$



**1.1.2. Гірничотехнічні умови**

Шахта “Прогрес” введена в експлуатацію у грудні 1973 року з проектною потужністю 1,8 млн.т/рік. Шахтне поле розкрито чотирма вертикальними стовбурами. Схема провітрювання – флангова, спосіб провітрювання – всмоктувальний. Шахта надкатегорійна за газом метаном, не є небезпечною за раптовими викидами вугілля й газу, суфлярними виділеннями, вибуховістю пилу. Вугілля марки А не схильне до самозаймання. Схема підготовки шахтного поля - панельна. Системи розробки – суцільна, стовпова й комбінована.

Розміри панелей становлять: за простяганням 2500-4000 м; за падінням 1000-1800 м.

Гірничотехнічні умови об'єктів досліджень наведені у табл.1.2., а технологічні схеми лав – на рис. 1.4.

Таблиця 1.2

## Гірничотехнічні умови об'єктів досліджень

№ пп	Найменування умов	Очисні вибої шахти “Прогрес” ДП “Торезантрацит”		
		7-ма південна лава ПП №1 пласта $h_8$	16-та західна лава ПП №1 пласта $h_8$	2-га лава ПП №3 пласта $h_8$
1	Марка вугілля	А	А	А
2	Потужність пластів, м	1,25-1,35	1,30-1,38	1,25-1,35
3	Кут падіння, град	3-5	7-9	4-5
4	Глибина розробки, м	1140	947	1307
5	Довжина лави, м	180	175	190
6	Довжина виймального стовпа, м	595	860	810
7	Тип очисного устаткування	КМ-88, 1К101У	КМ-88, 1К101У	КМ-88, 1К101У
8	Породи, що вміщують пласт: покрівля  підшва	сланцюватий аргіліт сланцюватий алевроліт	сланцюватий аргіліт сланцюватий алевроліт	сланцюватий аргіліт сланцюватий алевроліт
9	Потужність порід і коефіцієнт міцності вміщуючих порід за шкалою проф. Протод'яконова покрівля  підшва	1,8-2,8 $f=6$ 1,0-2,3 $f=7$	1,8-3,85 $f=6$ 3,25 $f=7$	1,8-2,8 $f=6$ 1,0-2,9 $f=7$



### 1.1.3. Техніко-економічні показники роботи шахт

Неосвоєння виробничої потужності, особливо по шахтах ім. Кисельова, “Зоря”, “Північна”, ш/у “Волинське, пояснюється погіршенням гірничо-геологічних умов, відсутністю засобів фінансування, взаємними неплатежами, низькою зарплатою, страйками шахтарів, низьким рівнем трудової дисципліни, великою плінністю кадрів, браком кваліфікованих фахівців, відсутністю коштів на придбання необхідної високопродуктивної гірничо-виймальної техніки, кріпильних матеріалів, вирішення питань транспорту й інших причин, що ведуть до зниження у всіх техніко-економічних показників.

Темпи вуглевидобутку знизилися настільки, що окремі шахти видають на гора “чорного золота”, якого навіть не вистачає на власні потреби (до 100 т/добу). При цьому собівартість видобутку досягає надзвичайних величин.

Для вугільної промисловості в цілому завданням наступних років є підвищення ефективності виробництва, а в першу чергу – продуктивності праці. До кінця 90-х років у вугільній промисловості відбулася реорганізація загальноприйнятої структури. Економічні й інженерні розрахунки показали, що приєднання слабкого підприємства до сильного дозволяє врятувати їх від розвалу, підняти їх до рівня стабільно працюючих і вирішити низку завдань соціального характеру (особливо проблему працевлаштування гірників шахт, що закриваються). Створення державних вугільних компаній надасть можливість сконцентрувати кошти. Концентрація грошей дозволить вести капітальне будівництво, оснащувати лави новою технікою, більш безпечною й продуктивною. І це не єдиний плюс. Створення двох десятків компаній замість більш ніж півтори сотні окремих підприємств спрощує керування, дозволяє зламати “тіньові” схеми, за якими “посередники” продають практично чверть вугілля. Об'єднання компаній дає можливість вирішити й питання безробіття. Якщо раніше закривалася шахта, то люди залишались на вулиці. Тепер же, якщо є потреба йти на такий крок, то гірники будуть переведені на іншу шахту тієї ж компанії.

Однак без фінансової підтримки самостійно це завдання ні холдингові компанії (ДХК), ні перетворення їх у держпідприємства (ДП) не вирішать, оскільки мова йде про дуже великі капітальні вкладення. Без допомоги держави говорити про перспективи й розвиток вугільної галузі просто безглуздо. Для подальшої життєдіяльності шахт необхідні вкладення й інвестиції. Адже в усьому світі вугільна промисловість є дотаційною. Саме завдяки держпідтримці ми маємо можливість сьогодні переходити на новий технічний рівень видобутку, маємо достатню кількість лісу, транспортерної стрічки, запчастин тощо. На території міста Тореза під землею є 140 млн. тонн запасів антрациту, тому роботи вистачить, як мінімум, на найближчі роки 30. Але щоб зробити шахти рентабельними “вугільні генерали” рекомендують змінити підхід до діяльності підприємств. Самий надійний спосіб, що давно застосовується в усьому світі – акціонування. Якщо, наприклад, 51% акцій буде належати державі, 30% – колективу, то останні можна передати в руки інвесторів, здатних на вигідних для себе умовах фінансувати процес видобутку, давати можливість шахті стабільно працювати й одержувати самим частину прибутку.

Найгірше може бути тоді, коли шахти продадуть (приватизують) якомусь іноземцю, за копійки і він не буде вкладати кошти на розвиток, а вижимати й добивати останнє.

Так, в Україні за 5-6 років за програмою “Реструктуризація вугільної промисловості” було закрито 75 нерентабельних шахт, і далі – якщо не відбудеться істотного підвищення продуктивності праці – ця цифра зросте до 100. А це загрожує соціальною загостреністю. У таких умовах забезпечення потреб народного господарства України у вугіллі повинне здійснюватися в основному за рахунок стабілізації й нарощування обсягу видобутку на діючих шахтах.

У Чистяково-Сніжнянському районі реструктуризовано свідомо збиткові підприємства, які були серйозним баластом. Завдяки їх закриттю шахтарі змогли одержати борги по зарплаті й регресах, які навряд чи вдалося б виплатити силами колишнього холдингу. А в шахтах, що залишилися, з'явилася можливість довести своє право на існування, домогтися збільшення видобутку.

Техніко-економічні показники роботи шахт державної холдингової компанії “Торезантрацит” наведені в табл. 1.3. Динаміка показників роботи шахт ДП “Торезантрацит” з перспективою розвитку до 2013 року відображена на рис. 1.5.

## **1.2. Аналіз робіт, присвячених дослідженням способів охорони підготовчих виробок на великих глибинах**

При відпрацюванні вугільних пластів на невеликих глибинах як спосіб охорони підготовчих виробок використовувалося: залишення ціликів вугілля, викладання породо-кострових смуг і установа органних рядів з дерев'яних стояків. Звичайно підготовчі виробки не перекріпляли – досить було їх вчасно й якісно ремонтувати. У багатьох випадках при невеликій ширині ціликів і якісного кріплення виробки вдавалося утримувати в задовільному стані без ремонту, тобто здійснювати безремонтне підтримування виробок.

Зі збільшенням глибини робіт прояв гірського тиску збільшується. При цьому з'являються раптові обрушення бічних порід, гірські удари, підвищене газовиділення. У зв'язку з цим у гірничій практиці все більша увага приділялася охороні підготовчих виробок. Зокрема, збільшувалася ширина охоронних ціликів, викладалися бутові смуги, штреки проводилися широким вибоєм. У свою чергу, бутові смуги, дерев'яні костри й органне кріплення відрізняє мала жорсткість, що призводить до більших зсувів гірських порід, до швидкого руйнування кріплення виробок. Підвищення ефективності способів охорони гірничих виробок на основі штучних огорожень пов'язується з механізацією викладення охоронних смуг з дешевих матеріалів, що твердіють, а також з нагнітанням зміцнювальних розчинів у породи. Вимога підвищення навантаження на очисний вибій і концентрації гірничих робіт, високе газовиділення з виробленого простору, відсутність механізації закладних робіт не забезпечували повною мірою переваги цих варіантів охорони. Залишення ж великих ціликів призвело до збільшення втрат вугілля й зниженню загальної ефективності відпрацювання запасів.

Таблиця 1.3

## Техніко-економічні показники роботи шахт державної холдингової компанії “Торезантрацит”

Найменування об'єктів досліджень	Запаси вугілля, тис.т			Потужність пластів, м	Зольність, %		Проведення гірничих виробок на 1000 т видобутку, км	Вартість проведення 1 п.м. виробки, грн	Довжина всіх підтримуваних виробок, км	Кількість лав	Навантаження на лаву, т	Кількість КМВ шт	Навантаження на КМВ т	Проведення гірничих виробок на міс., м	Довжина транспортного ланцюга, м	Собівартість видобутку 1 т вугілля факт., грн
	Усього	розкриті	підгот. до виймання		материнська	гірської маси										
<b>ш. “Прогрес”</b>																
2000 р.	73559	7835	1703	0,7-1,56	17,1	29,7	9,0	800	85,245	2	298	2	298	190,8	7720	134,3
2001 р.	73155	7431	1299	0,71-1,58	17,2	25,7	3,0	1803	85,766	2	675	2	675	149,3	6120	96,19
2002 р.	72931	7410	1201	0, 0-1,59	17,1	28,4	2,98	2576	86,287	3	579	3	579	134,2	1730	150,4
<b>ш. ім. Лутугіна</b>																
2000 р.	13714	8900	623	0,85-1,40	34,1	43,0	5,3	697	48,43	1	265	1	265	85,8	4320	248,5
2001 р.	13567	8753	476	0,85-1,41	37,4	44,9	3,0	963	49,783	2	758	2	758	73,6	4280	187,5
2002 р.	13499	8701	603	0,85-1,42	43	47,9	3,4	1185	51,136	1	523	1	523	63,7	4340	163,5
<b>ш. ім. Кисельова</b>																
2000 р.	11026	5453	594	0,63-0,88	22,1	47,2	7,8	837,4	43,203	2	43	2	43	35,2	3200	351,1
2001 р.	10986	5413	554	0,63-0,84	21,7	50,6	3,6	1770,5	42,409	1	151	1	151	28,8	3300	428,8
2002 р.	10948	5367	501	0,62-0,88	22,1	50,5	0,7	1231	41,615	1	318	1	318	7,5	3420	433,4
<b>ш. “№ 3-біс”</b>																
2000 р.	5218	3324	183	0,60-0,72	21,7	40,5	8,5	590	37,663	1	105	1	105	70,0	1200	163,4
2001 р.	5177	1261	104	0,60-0,72	25,1	50,0	8,0	890	35,936	1	84			41,6	920	223,8
2002 р.	5159	1198	97	0,60-0,72	24,4	45,4	9,0	650	33,678	2	76			39,8	710	674,1
<b>ш/у “Волинське”</b>																
2000 р.	37437	2498	81	0,61-1,14	30,1	40,8	7,3	1058	25,264	2	71			42,5	580	211,6
2001 р.	21783	1142	35	0,60-1,18	34,5	46,6	9,2	853	22,27	2	73			47,6	580	232,6
2002 р.	21731	1142	97	0,60-1,23	35,5	45,9	6,6	1136	20,14	2	177			81,8	580	375,1
<b>ш. “Ударник”</b>	45723	5632	65	0,61-1,14	22,1	47,9	4,0	697	41,348	2	300		300	180,6	2130	105,2
<b>ш. “Зоря”</b>	65937	9242	584	0,8-1,46	19,2	28,4	5,2	800	75,245	3	575	2	575	209,1	4130	90,3
<b>ш. “Північна”</b>	14710	4717	21	0,65-1,01	22,1	46,9	2,7	590	37,393	2	265	1	265	140,9	2573	225,2
<b>Разом по ДХК “Торезантрацит”</b>																
2000 р.	140954	28010	3184	0,60-1,56	23,7	37,6	7,5	796,5	239,805	8	154	5	210	424,3	17020	221,7
2001 р.	124668	24000	2468	0,60-1,58	24,8	36,0	3,8	1255,8	236,164	8	328	5	588	340,9	15200	233,7
2002 р.	124268	23818	2499	0,60-1,59	25,7	38,0	3,9	1355,6	232,856	9	342	5	511	327,0	10780	359,3

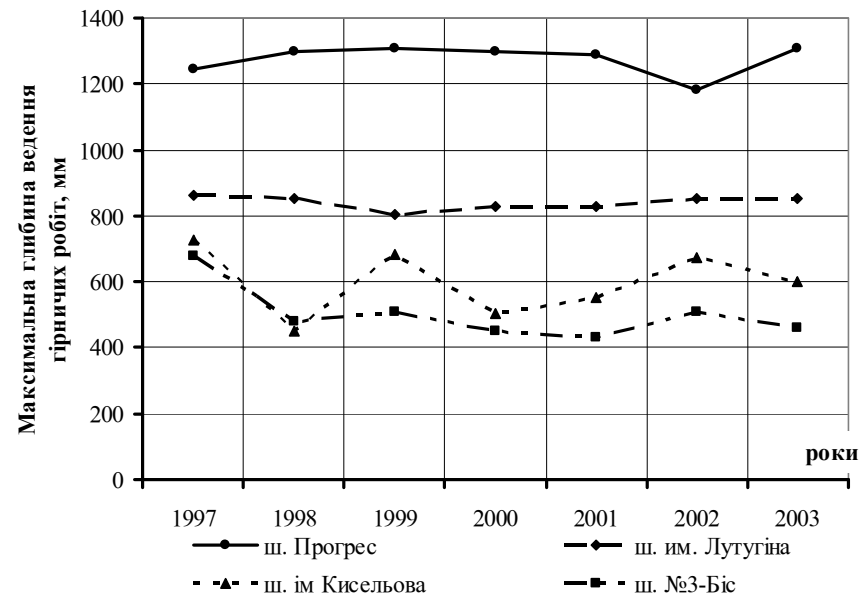
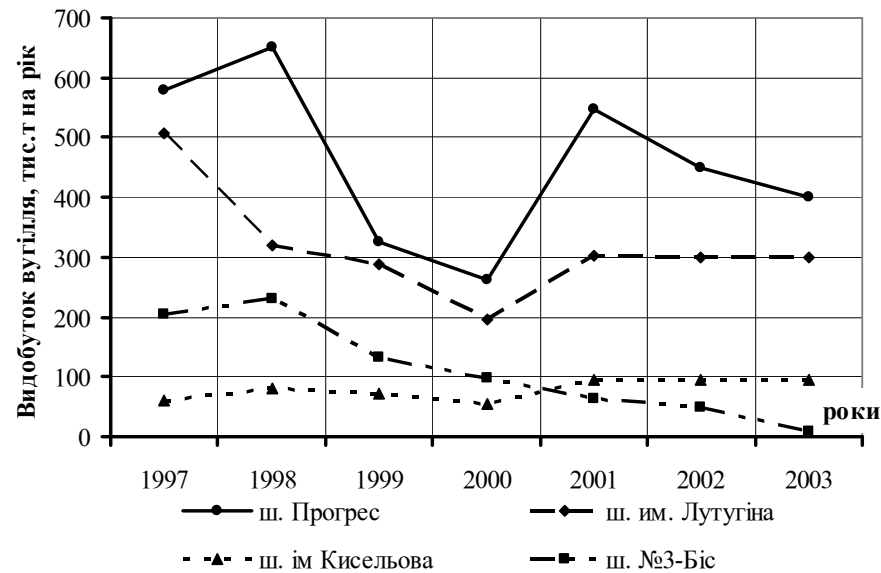
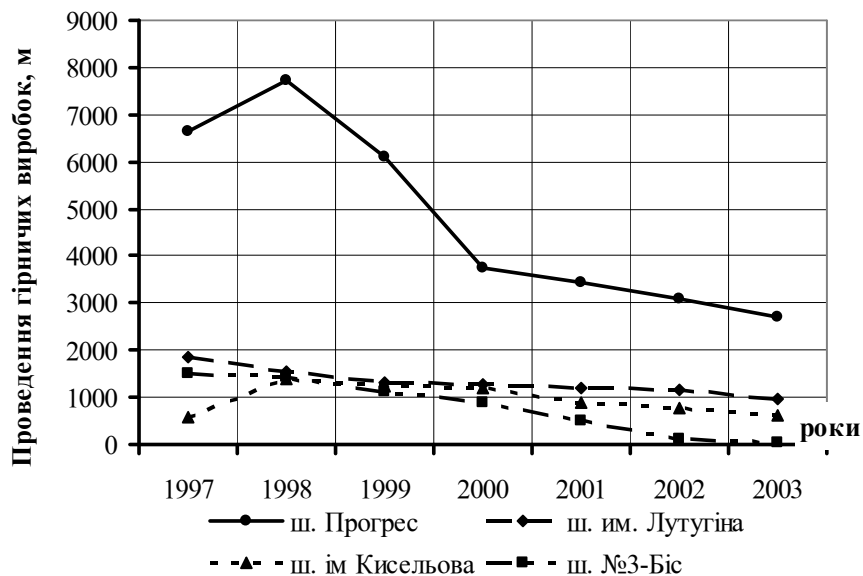


Рис. 1.5. Динаміка показників роботи шахт ДП(ДХК) "Торезантрацит" за 1997-2003 рр



## ВІДОКРЕМЛЕНІ ПІДРОЗДІЛИ ДП “ТОРЕЗАНТРАЦИТ”

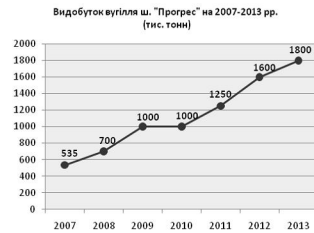


### Шахта “Прогрес”



ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ “ПРОГРЕС”

Квартал шахти до експлуатації	1973
Тип проведення розкривних	—
Промисловий запас	957 тис. тонн
Робочий пласт	1—“Фомівський”
поку́вність	1,40 м
ку́т залізання	4°-14°
Максимальна глибина гірничих робіт	13,40 м
Двинадцятирічний виробничий запас 2007 р.	40,1 км
Спосіб підготовки шахтного поля	поверхневий
Система розробки пласта	комбінована
Виробнича потужність	680 тис. тонн
Наявність своєї виробничої потужності в 2006 р.	62,5%

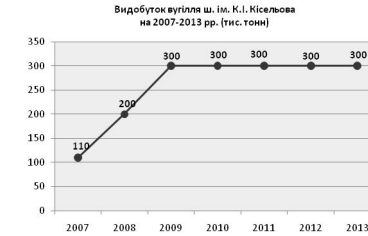


### Шахта ім. К.І. Кісельова



ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ ім. К.І. КІСЕЛОВА

Квартал шахти до експлуатації	1926
Тип проведення розкривних	поверхневий
Промисловий запас	111,37 тис. тонн
Робочий пласт	1—“Успенський”
поку́вність	0,85 м
ку́т залізання	8°-11°
Максимальна глибина гірничих робіт	63,0 м
Двинадцятирічний виробничий запас 2007 р.	26,5 км
Спосіб підготовки шахтного поля	поверхневий
Система розробки пласта	комбінована
Виробнича потужність	300 тис. тонн
Наявність своєї виробничої потужності в 2006 р.	10,9%

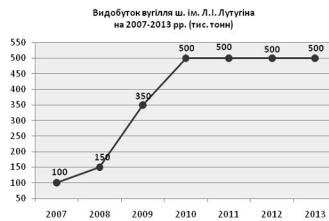


### Шахта ім. Л.І. Лутугіна



ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ ім. Л.І. ЛУТУГІНА

Квартал шахти до експлуатації	1981
Тип проведення розкривних	поверхневий
Промисловий запас	13,80 тис. тонн
Робочий пласт	1—“Фомівський”
поку́вність	0,85-1,40 м
ку́т залізання	3°-8°
Максимальна глибина гірничих робіт	8,00 м
Двинадцятирічний виробничий запас 2007 р.	34,1 км
Спосіб підготовки шахтного поля	поверхневий
Система розробки пласта	своєрідна
Виробнича потужність	500 тис. тонн
Наявність своєї виробничої потужності в 2006 р.	15,9%



### Ш/У “Волинське”



ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО Ш/У “ВОЛИНСЬКЕ”

Квартал шахти до експлуатації	1989	
Тип проведення розкривних	поверхневий	
Промисловий запас	10,38 тис. тонн	
Робочий пласт	1—“Трикий”	1—“Кажовий”
поку́вність	1,35 м	0,94 м
ку́т залізання	45°	45°
Максимальна глибина гірничих робіт	1,45 м	
Двинадцятирічний виробничий запас 2007 р.	15,3 км	
Спосіб підготовки шахтного поля	поверхневий	
Система розробки пласта	своєрідна	
Виробнича потужність	150 тис. тонн	
Наявність своєї виробничої потужності в 2006 р.	15,0%	



Продовження рис. 1.5. Динаміка показників роботи шахт ДП “Торезантрацит” з перспективою розвитку до 2013 року

Інтенсивна розробка вугільних пластів на шахтах призвела до значного збільшення глибини ведення гірничих робіт. За останні 10 років середня глибина розробки вугільних пластів збільшилася на 75 м і дотепер становить 725 метрів. Щорічне поглиблення очисних робіт зберігається на рівні 10-12 м. Тому величини проявів гірського тиску будуть збільшуватися відповідно. При цьому підготовчі виробки підтримувати в експлуатаційному стані стає усе більш складніше.

Поняття глибокої шахти для вугільних родовищ, що враховує інтенсивне зниження рівня гірничих робіт, на наш погляд, більш чітко сформульовано в роботі [6]. Автор під глибокою шахтою розуміє шахту, в якій проявляється хоча б один фактор, що обумовлює: збільшення температури гірських порід понад  $28^{\circ}$ , газоємності вище  $30 \text{ м}^3/\text{т}$ , наявність 50% пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля й газу, і великий гірський тиск, що збільшує в 1,5-2,0 рази витрати на підтримання виробок.

Під глибокою шахтою будемо розглядати категорію шахт, що ведуть видобуток корисних копалин на глибинах, де умови розробки по впливом низки основних природних і гірничотехнічних факторів значно відрізняються від умов у шахтах помірних глибин, що описані вище.

Розробку пологих пластів на глибоких горизонтах вели 156 шахт (на 2002 р.), з них на глибині 601-700 м – 55 шахт (28,2%), 701-800 м – 39 шахт (25,0%), 801-900 м – 25 шахт (16,0%), 901-1000 м – 19 шахт (12,2%), 1001-1100 м – 14 шахт (9,0%), 1101-1300 м – 15 шахт (9,6%) [7], кількість діючих шахт в Україні за роки незалежності зменшилося майже у два рази - з 276 до 144 (у держвласності - 121 шахта). Не враховані ще малі приватні копальні і копанки.

Для створення фронту очисних робіт, що забезпечує виконання встановленого плану видобутку вугілля на шахтах України, щорічно проводять близько 2000 км гірничих виробок, підтримуваних за допомогою різних видів кріплень і з застосуванням різних способів їх охорони.

Під охороною гірничих виробок розуміється комплекс технічних заходів, спрямованих на збереження виробок в експлуатаційному стані протягом необхідного періоду [8]. Як правило, охорона виробок включає гірничотехнічні заходи, проведені головним чином поза перерізом виробки, завдяки яким виробка виявляється в більш сприятливих геомеханічних умовах.

Утримання підготовчих виробок на глибоких горизонтах пов'язано необхідністю виконання ремонтних робіт.

Кріплення, перекріплення й ремонт підготовчих виробок є одними із трудомістких процесів у шахті. Незадовільний стан виробок на шахтах Торезько-Сніжнянського промислового регіону підвищує витрати на ремонтні роботи, ускладнює роботу транспорту, порушує нормальну вентиляцію, утрудняє доставку устаткування й матеріалів в очисні вибої. Про те, що питання актуальне для шахт регіону, свідчать дані табл. 1.4.

Так, у край важких умовах підтримання виявилися ділянки виробок, що перебувають попереду та за очисним вибоєм (понад 10% загальної довжини цих виробок), 20% присічних і 35% повторно використовуваних виробок піддаються ремонту з більшими витратами [9, 10]. Металеве кріплення зі спецпрофілю використовується повторно тільки на 40% (інше безповоротно губиться).

Таблиця 1.4

Дані про стан підготовчих виробок на шахтах ДХК “Торезантрацит”

Шахта холдингу “Торезантрацит” (м. Тореза і м. Сніжного)	Глибина розробки (ведення гірничих робіт), м	Довжина виробок, км			Ремонт виробок		Чисельність ро- бітників на утримуванні й ремонті виробок, чол.	Трудомісткість робіт з утримання й ремонту ви- робок, чол. на 1000 т середньодобового видобутку
		прове- дених	підтримува- них	не відпові- дає паспорту кріплення	суцільне перекріп- лення, км.	у % до довжини підтриму- ваних ви- робок		
<b>м. Торез</b>								
“Прогрес”	1300	6659	95946	8920	4180	4,35	201	1,76
ім. Лутугіна	855	1866	63044	9097	1338	2,12	122	1,28
ім. Кисельова	720	567	57400	6480	937	1,63	52	5,10
“№ 3-біс”	460	1519	69778	8360	2809	4,02	149	1,89
ш/у “Волинське”	273	3893	75121	3840	1121	1,49	102	3,56
<b>Разом по м. Торезу</b>		<b>24512</b>	<b>360976</b>	<b>36697</b>	<b>10405</b>		<b>626</b>	
<b>м. Сніжне</b>								
“Ударник”	850	4243	79480	7520	5051	6,35	176	1,55
“Зоря”	990	4004	74588	5505	4437	5,94	261	1,57
“Північна”	560	3013	59946	10020	587	0,97	73	2,85
<b>Разом по м. Сніжному</b>		<b>3252</b>	<b>214014</b>	<b>23045</b>	<b>10075</b>		<b>510</b>	
<b>Усього по холдингу</b>		<b>27764</b>	<b>574990</b>	<b>59742</b>	<b>20480</b>		<b>1136</b>	

Випадки повторного використання транспортної виробки як вентиляційної при відпрацюванні суміжного стовпа не перевищують 35% усього обсягу безціликового відпрацювання пластів [11].

Про актуальність цього питання свідчить і той факт, що у виробці з початковою площею перетину 12,8 м, закріпленою кріпленням АП, при ремонті виконуються 130 операцій, з яких тільки п'ять (1,8%) механізовані.

Трудомісткість ремонту виробки в 1,5 рази вище, ніж проходка нової комбайновим способом.

До теперішнього часу у вугільній промисловості країни здійснюється перехід на безціликові схеми відпрацювання пластів.

Як показала практика, безціликовий спосіб відпрацювання пластів більш прогресивний і ефективний. Значно скоротився обсяг підготовчих робіт, покращився в середньому стан підготовчих виробок, знизилася витрати на їх проведення й утримання.

Перехід на безціликовий спосіб охорони супроводжується впровадженням більш прогресивних схем підготовки пологих пластів – панельної або погоризонтної з відпрацюванням стовпів по підняттю-падінню. Довжина стовпів збільшилася до 600-1500 м. При загальному поліпшенні стану виробок зросли труднощі з підтриманням ділянок, що прилягають до очисного вибою, через складності у доставці матеріалів і видачі породи по виробках великої довжини, що не оснащені спеціальними засобами доставки. Поля відпрацьовуються одиночними або спареними лавами, іноді при наявному запасі фронту очисних робіт лави відпрацьовуються через стовп. Такий порядок збільшує до року й більше розрив у часі між завершенням очисних робіт і початком проведення виробки з присіканням до виробленого простору. Хоча це надалі сприятливо позначається на підтриманні виробки. Очисні вибої провітрюються по зворотній і прямоточній схемах. У Донецькому басейні в 80% випадків застосовується зворотна схема навколо масиву вугілля, коли виробки за лавою погашаються (ліквідуються). Іноді одна з виробок зберігається в частково експлуатаційному стані для підсвіжіння вихідного струменю [12].

Вибір способу охорони підготовчих виробок визначається насамперед видом застосовуваної системи розробки.

При стовповій системі розробки підготовчі й очисні роботи розділені в просторі й часі: в одному виймальному полі, ярусі ведуться підготовчі роботи, в іншому – очисні. Дільничні підготовчі виробки підтримуються в масиві вугілля.

В міру відпрацювання виймального стовпа довжина підтримуваної частини цих виробок, як правило, скорочується. Завчасне проведення підготовчих виробок забезпечує дорозвідку пласта в межах виймального стовпа й створює умови для проведення його дегазації й осушення. Зазначені особливості роблять стовпову систему розробки особливо ефективною лише при інтенсивному виробництві, коли очисні й підготовчі роботи оснащені високопродуктивними машинами й механізмами.

При переході гірничих робіт на великі глибини стовпова система розробки, що повсюдно застосовувалася раніше, почала втрачати свої переваги внаслідок значного розриву в часі між завершенням відпрацювання виймальних стовпів і підготовкою нових, а також через низьку стійкість підготовчих виробок, що стримує посу-

вання лав. Значні матеріальні й трудові витрати на перекріплення штреків попереду лав призводять до збільшення вартості вугілля й погіршення інших техніко-економічних показників видобувних ділянок.

Перевагою суцільних систем розробок є малий первинний обсяг проведених виробок при підготовці нового очисного вибою, у зв'язку із чим ці системи знаходили широке застосування в початковий період розвитку вугільної промисловості й у післявоєнний відбудовний період. До недоліків варто віднести більші втрати повітря через вироблений простір, відсутність можливостей для дорозвідки пласта у виймальному полі, його осушення й дегазації, що утрудняє застосування й знижує ефективність використання сучасних високопродуктивних комплексів. У зв'язку із цим суцільні системи розробки застосовувалися при розробці тонких газоносних пластів на глибоких горизонтах з нестійкими породами, що вміщують, у тому числі схильних до здимання, а у варіанті з проведенням штреків слідом за очисним вибоєм – на одиночних незахищених пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля й газу та гірськими ударами.

При суцільній системі розробки найчастіше застосовувався самий нераціональний, з погляду охорони виробок, варіант із випереджальною відкотною виробкою. Останнім часом широко розповсюджений варіант суцільної системи розробки із проведенням відкотною й вентиляційною хідника (штрека) слідом за вибоєм лави. У цьому випадку збільшується об'єм породи, що підривається у двох виробках, і закладання у вироблений простір, що стримує темпи проведення виймальних хідників (штреків), оскільки при цій системі роботи із проходки ведуть одночасно на тій же території, що й очисні роботи.

Таким чином, суцільна система розробки при роботі очисних й підготовчих виробок обумовлює виникнення протиріч між їх переміщеннями.

При стовповій системі розробки виникає протиріччя між очисною виробкою, що рухається, і нерухомою в цей час підготовчою, що без надробки або підробки втрачає свою стійкість у часі. В міру інтенсифікації очисного виймання обсяг ремонтних робіт настільки зростає, що виймальні штреки не вдається підтримувати в задовільному стані, а це стримує інтенсифікацію очисного виймання. На певному етапі потенційні можливості застосовуваного варіанта системи розробки поступово вичерпуються, а недоліки його проявляються все більшою мірою й спричиняють зростаючий негативний вплив на процес виробництва.

На кожному етапі розвитку вимоги до варіантів систем змінюються. Тому на різних етапах розвитку та інші властивості варіантів систем – можливість швидкої підготовки очисної лінії вибоїв, простота схем підготовки виймальних дільниць, можливість територіального відділення очисних робіт від підготовчих у межах ділянки, можливість підсвіжіння вихідного струменя повітря стає головним і вимагає швидкого розвитку.

При комбінованій системі розробки пологих пластів як по підняттю (падінню), так і по простяганню вентиляційний бортовий хідник (штрек) проведений на всю довжину виймального стовпа й погашається після проходку лави (прояв елемента стовпової системи розробки), а конвеєрний проводиться в міру посування очисного вибою, підтримується для повторного використання як вентиляційного (риси суцільної системи розробки).



Аналіз зміни питомої ваги систем розробок у вугільній промисловості України свідчить про те, що на глибині до 600 м відсоток використання стовпової системи розробки становить 68%, комбінованої – 19%, суцільної – 13%. Зі збільшенням глибини питома вага стовпової системи зменшується [55] (див. рис. 1.6).

У перспективі виймання пластів потужністю менше 0,8 м буде проводитися в 50% очисних вибоїв з малостійкою покрівлею на пластах  $m = 0,8$  м, близько 70% лав будуть працювати в умовах нестійких покрівель. Це ускладнює оконтурювання запасів підготовчими виробками й ускладнює їх підтримання, у зв'язку з чим перспектива переходу на комбіновану й суцільну системи розробки значно розширюється.

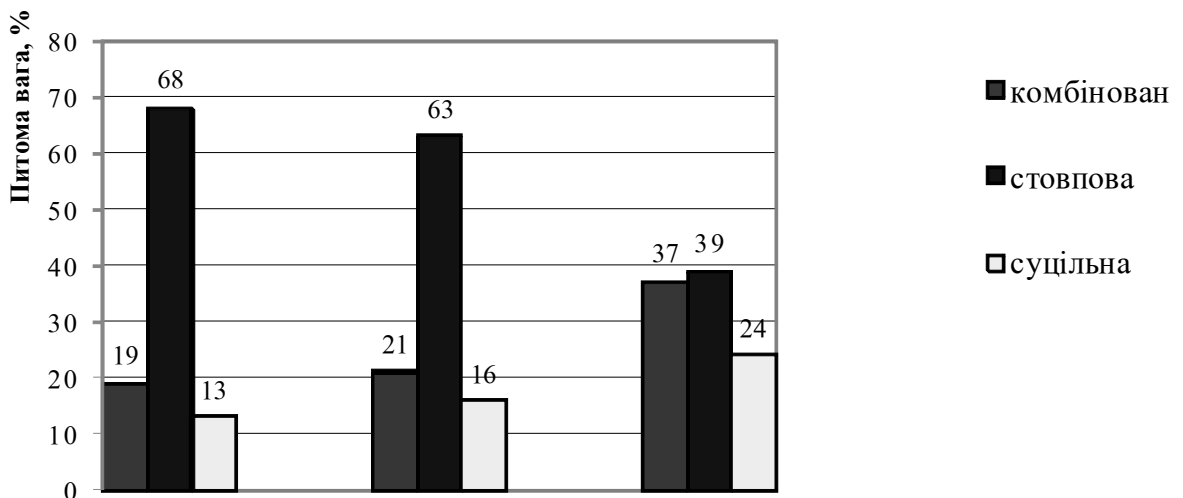


Рис. 1.6. Питома вага систем розробки у вугільній промисловості України

Відпрацювання лавами по підняттю й падінню дозволило при складній гіпсометрії мати постійну довжину очисного вибою, прямолінійні виїмкові виробки, скоротити кількість транспортних ланцюгів (ступенів), обсяг капітальних робіт і строк підготовки вибоїв, забезпечити більш високий рівень концентрації гірничих робіт, полегшити перехід на безціликове виймання вугілля через наявність готових основних виробок (штреків) для проведення з них виймальних хідників з присіканням до виробленого простору.

Як при роботі лавами по простяганню, так і по підняттю (падінню) ефективно використання механізованих виймальних комплексів вимагає застосування стовпової системи розробки в силу її раніше зазначених переваг.

На пластах з нестійкими породами, де повторне використання виробки неможливе, необхідно заново проводити виймальний штрек за лавою для розподілу метану по джерелах його надходження, а також при газовиділенні з виробленого простору менш 40% від газовиділення на ділянці й складності утримання виймальних штреків у масиві доводиться, якщо це можливо за умови самозаймання вугілля, пе-



реходити на суцільну систему розробки із проведенням бортового хідника (штрека) слідом за лавою.

При розгляді переваг і недоліків суцільних і стовпових систем розробок можна зупинитися на “золотій середині” – комбінації стовпової й суцільної систем розробок призводять до комбінованих систем розробки. Тим більше, що зі збільшенням глибини розробки така тенденція зростає.

Великий вплив глибина розробки спричиняє на стан капітальних і підготовчих виробок. Значна частина порід навколо виробок переходить у непружний стан, який призводить до різкого збільшення зсувів порід і росту навантажень на кріплення виробок. Тому з метою забезпечення експлуатаційного стану виробок приймаються заходи для їх раціонального розташування, кріплення й охорони на базі застосування сучасних конструкцій кріплень, штучних охоронних споруджень і активного фізико-хімічного впливу на масив (розвантаження від напруг, зміцнення). Найбільшою складністю є підтримання підготовчих виробок у зоні дії очисних робіт.

Питанню охорони підготовчих виробок у зоні впливу очисних робіт присвячено багато наукових праць співробітників інститутів ВНІМІ, ІГТМ, НГУ, Дніпродіпрошахт, ДонНТУ, ДДТУ, МДГУ, працівників шахт й об'єднань та інших.

У цей час велика увага приділяється безціликовій технології відпрацювання пластів, що передбачає підтримання виймальних виробок за очисними вибоями з метою їх повторного використання.

Дослідження впливу очисного виймання виходять із поняття опорного тиску – важливого елемента у вивченні напружено-деформованого стану порід. Питання деформування порід і поширення зон опорного тиску з урахуванням впливу різних природних і техногенних факторів є предметом розгляду багатьох наукових робіт [9, 13-16 та ін.]. У низці досліджень розглядаються питання розташування виробок щодо очисних робіт у конкретних умовах і визначення розмірів охоронних елементів.

При розробці вугільних пластів на великих глибинах зростають напруги в породах, що вміщують, більшою мірою проявляються реологічні властивості порід, росте інтенсивність динамічних явищ. Вивчення механізму деформування масиву гірських порід поблизу виробок дозволяє виявити ці особливості, як це розкрито в роботах [17-20].

Повторно використовувані підготовчі виробки глибоких шахт за час свого існування потрапляють у різні зони, що сильно відрізняються як кількісно, так і якісно за умовами підтримання. Із цих зон найбільш ґрунтовно вивчена зона підтримання виробок у масиві при відсутності впливу очисних робіт, що більш характерно для капітальних виробок.

Існує безліч гіпотез гірського тиску для виробок поза зоною впливу очисних робіт як чисто аналітичних на основі теорій суцільного середовища (теорії пружності, пластичності, успадкованій повзучості), так і експериментально-аналітичних (на базі теорій сипучих, тріщинуватих, шаруватих середовищ, а також гіпотези склепіння, балок тощо) [21-25 та ін.]. Відзначимо також, що однією з найбільш розроблених із практичної точки зору є гіпотеза плит Слесарева-Борисова [22]. У літературі є численні результати експериментальних досліджень (лабораторних і шахтних) проявів гірського тиску в цих виробках (напруженого стану порід, зсувів контуру виробок, тиску на кріплення тощо), що підтверджують справедливості тих або інших гіпотез

[9, 13, 26, 27 та ін.]. Гіпотеза склепіння рівноваги, що покладена в основу роботи, розглянута нижче.

Ще одна добре вивчена зона – зона тимчасового опорного тиску. Однак у зв'язку зі значною об'ємністю завдання теоретичні й лабораторні дослідження тут нечисленні й по суті не знайшли далі визначення коефіцієнта концентрації напруг на сполученні підготовчих й очисної виробок. Набагато більш великі шахтні дослідження (в основному виміри зсувів контуру виробок), що дозволили одержати також розміри цієї зони, які коливаються в досить широких межах (від 10 до 250 м). Тут слід зазначити, що проведені дослідження призвели до розробки низки заходів для поліпшення умов підтримання виробок у цій зоні, які в основному зводяться до зниження напруг (розвантаження) порід безпосередньо навколо виробок. Однак через технологічні труднощі й у багатьох випадках невизначеності параметрів ці методи не одержали скільки-небудь серйозного поширення в промисловості [21, 28].

Найбільш важливий з погляду підтримання повторно використовуваних виробок зоні активного зрушення порід за лавою також присвячена велика кількість досліджень. При цьому, як указує О.О. Борисов [22], теоретичні дослідження стосуються винятково випадків охорони підготовчих виробок ціликами. Питанням охорони виробок ціликами, а також порівнянням даного способу з безціликовими способами охорони, присвячено багато досліджень, проведених у шахтних умовах [14, 26, 29, 30 і ін.]. Інша частина робіт зводиться до вимірів проявів гірського тиску у виробках при різних безціликових способах охорони й порівнянню цих способів між собою, у конкретних гірничо-геологічних й гірничотехнічних умовах підтримання виробок. Ці дослідження проводилися багатьма вітчизняними й закордонними науководослідними інститутами в основних вугільних басейнах і стали основою для подальших узагальнень. На даних численних шахтних досліджень базуються всі діючі нормативні документи, що регламентують вибір способів і засобів охорони й кріплення гірничих виробок, у тому числі повторно використовуваних [9, 13, 27, 31-33]. Ця безсумнівна перевага зазначених документів одночасно є і їхнім недоліком, бо використання чистої емпірики при відсутності теоретичної бази іноді призводить до невірних результатів.

Установлено, що вирішальний вплив на умови підтримання підготовчих виробок у розглянутій зоні робить наявність вироблених просторів. Фундаментальні дослідження, проведені на моделях і в шахтних умовах, призвели до загальноприйнятого тепер опису механізму поведінки всієї верхньої над розроблюваним пластом товщі порід аж до поверхні. Цей механізм зіграв важливу роль у розвитку способів розкриття й підготовки пластів на глибоких вугільних шахтах, розташування польових виробок щодо розроблюваного пласта, відпрацювання розвантажувальних лав, проведення виробок по виробленому простору тощо. Однак при описі поведінки великих масивів порід, не була розкрита поведінка порід у безпосередній близькості від виймальних виробок, зокрема, виробок, які повторно використовувались у зоні активного зрушення за лавою.

Спостереження показують, що стан виробок в цій зоні визначається в першу чергу поведінкою порід навколо самої виробки на відстані від неї, порівнянній з її розмірами. Механізм поведінки цих порід, головним чином порід покрівлі (їхніх зсувів і руйнування), залежить в основному від параметрів штучних охоронних засобів.

Дослідження безціликових способів охорони виробок виконані ВНІМІ, Дон-ВУГі, МДГУ, ІГД ім.О.О. Скочинського та інших [9, 13, 21, 26, 28], обумовили можливість повторного використання підготовчих виробок. Результати досліджень висвітлені в технічній літературі [28, 31, 37 і ін.] і включені в “Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах” [31, 32].

В “Указаниях...” упорядковано вибір способів і параметрів охорони підготовчих виробок для шахт країни. Підкреслено, що кращим є безціликовий спосіб охорони з повторним використанням виробок на межі з виробленим простором і за допомогою штучних охоронних засобів.

При зміні напружено-деформованого стану масиву гірських порід і керування гірським тиском у підготовчих виробках способи їх охорони можна умовно класифікувати на ряди, наведені на рис. 1.7.



Рис. 1.7. Способи охорони підготовчих виробок

Основне призначення біляштрекових охоронних споруд – створення відпору тиску приконтурного масиву порід покрівлі, що при вийманні пласта лягає на кріплення виробки, і запобігання їх обваленню. Окрім функції вантажонесучої конструкції деякі охоронні споруди відіграють роль обрізного кріплення, знижуючи тим самим величину ваги навислих породних консолей у виробленому просторі.

Практикою та неодноразовими дослідженнями перевірена й запропонована низка способів штучного зниження напруг на контурі виробки або в частині масиву навколо неї. До них відносяться: попередня надробка пластів, підбір оптимальної

форми й розмірів поперечного перерізу виробки, використання піддатливості кріплення й охоронних елементів, взаємне розташування виробок, проведення виробок у виробленому просторі або польовими, створення розвантажувальних ніш, берм, щілин, свердловин та ін., як це відображено на рис.1.8.

Труднощі повторного використання виробок при безцілковому відпрацюванні пластів стимулюють пошук нових і вдосконалення старих типів охоронних споруд і способів охорони. За принципом впливу на прилеглий масив навколо виробки охоронні споруди можна розділити на три типи: підтримуючий, розвантажувальний і обрізуючий. До першого типу споруд відносяться бутові й литі смуги, дерев'яні костри; костри, заповнені породою; тумби й смуги із блоків, пневматичні костри. Заходи розвантажувального характеру включають примусове обвалення порід покрівлі, буріння розвантажувальних свердловин, щілин, розміцнення порід навколо виробки й створення берм у боках виробки. Спорудження обрізуючого типу можуть бути одночасно й підтримуючими (наприклад, литі смуги, костри). До якого типу відносити ці споруди, залежить від їх міцності щодо міцності бічних порід і вугільного пласта. Чисто різальним засобом можна вважати ряди з органічних стояків.

Спорудження підтримуючого типу виконують також функцію врівноважування навантажень на породи покрівлі й підшви у районі виробки. Ця функція дуже важлива, оскільки від цілісності порід покрівлі й підшви залежать величини деформацій кріплення виробки. Зі смуг підтримуючої та врівноваженої дії найпоширеніші бутові. Але про цей вид охоронних споруд, про область їх застосування й механізації зведення мова йтиме трохи нижче.

У більшості робіт, присвячених порівнянню різних штучних огорож, констатується збільшення або зменшення зсувів, витрат на ремонт виробок та ін. при заміні штучних огорож або їхніх параметрів. Наприклад, опис великих експериментальних робіт і впровадження штучної огорожі – тумб із залізобетонних блоків [37-39] дають можливість перекопатися в їх ефективності в ряді геологічних умов і вибрати раціональні параметри, але якісні зміни в поведінці порід при заміні бутових смуг або дерев'яних кострів на тумби в цих роботах не розкриті.

Заслужують на особливу увагу комбіновані способи охорони виробок. Для певних умов відпрацювання пологих пластів при суцільних, комбінованих і стовпових системах розробки охороняти виймальні штреки від гірського тиску доцільно не одним з розглянутих вище способів, а використавши їх у різному сполученні або комбінації окремих елементів.

### **1.3. Механізм поведінки бічних порід навколо підготовчих виробок при різних системах розробки**

Описи механізмів поведінки порід навколо виймкових виробок, підтримуваних за очисним вибоєм за допомогою штучних охоронних засобів, у літературі досить нечисленні й пристосовані, як правило, до конкретних гірничо-геологічних умов.

У роботі [13] зроблена спроба теоретичного опису процесів, що відбуваються у покрівлі при застосуванні обрізних штучних охоронних засобів. Однак цей опис відноситься тільки до окремого випадку й не може поширюватися на інші умови.



Рис. 1.8. Керування властивостями й станом масиву порід



Прикладами загальних описів механізму поведінки порід навколо повторно використуваних виробок є роботи К.А. Ардашева й М.П. Бажина [22, 23] і І.Л. Черняка [40]. У першій з них розглядаються всі етапи підтримання повторно використуваних підготовчих виробок. Однак прийнятий критерій оцінки обвалюваності порід по відношенню глибини розробки до їх міцності, запозичений у Ю.З. Заславського [41], призводить до знеособлювання в описі цього механізму, оскільки не враховує характеру зависання й руйнування покрівельних пластів. Найбільш розробленим, на наш погляд, є механізм І.Л. Черняка. У роботі [40] описана поведінка порід покрівель різного складу, й на підставі цього опису надаються рекомендації з охорони виробок у різних умовах тими або іншими штучними огорожами. Однак автор не виявив зворотного зв'язку, тобто впливу на механізм поведінки покрівлі параметрів штучних охоронних засобів. У той же час численні дослідження показують, що цей механізм, а саме характер обвалювання й зависання покрівельних шарів, місце розташування ліній руйнування покрівлі й в остаточному підсумку величини зсувів і навантажень на кріплення та штучні охоронні засоби у першу чергу залежать від характеристик штучного охоронного засобу (його жорсткості та несучої здатності) [37, 38, 39].

Розташування підготовчих виробок відносно очисних робіт у просторі й у часі, способи їх проведення та ліквідації, в першу чергу, визначаються застосовуваною системою розробки.

Розглянемо загальну схему розташування виробок відносно очисних вибоїв при безціликових способах їх охорони, як відзначали автори [23, 42]. На рис. 1.9 зображені дві суміжні лави *A* і *B* та виїмкові виробки, що їх обслуговують.

При стовповій системі розробки виробку *a* проводять до початку відпрацювання виїмкового стовпа, а при суцільній – попереду лави зі значним випередженням. Після проходу лави *A* ця виробка може погашатися, і тоді на деякій відстані за лавою *A* проходять з присіканням до виробленого простору виробку *b*, призначену для обслуговування лави *B*. Але виробка *a* може не погашатися, а підтримуватися за лавою *A* за допомогою штучних охоронних засобів або підсилювального кріплення, щоб згодом використовуватися повторно для лави *B*.

При суцільній системі розробки у варіанті " лава-штрек" попереду лави *A* виїмкові виробки відсутні, а виробки для обслуговування цієї лави проходяться одночасно з нею (виробка *b*, на рис. 1.9), після чого повторно використовуються для лави *B*.

Треба ще раз підкреслити, що ця схема показує розташування виробок відносно очисних вибоїв і вироблених просторів за безціликовою технологією відпрацювання пласта. У разі охорони виробок ціликами вугілля над виробкою *a* залишаються надштрекові цілики із проведенням печей і просіків, а під нею – міжлавний цілик, під яким проводиться виробка *b*. При суцільній системі розробки у варіанті "лава-штрек" виробка *b* повторно не використовується і нижче міжлавного цілика проводиться інша аналогічна виробка.

З погляду проявів гірського тиску умови підтримання виробок при безціликовій технології можна підрозділити на шість принципово різних зон (див. рис. 1.9). Зона *I* – зона впливу прохідницького вибою – звичайно має розміри в кілька діаметрів виробки. Зона *II* – зона підтримання виробки при відсутності впливу очисних робіт.



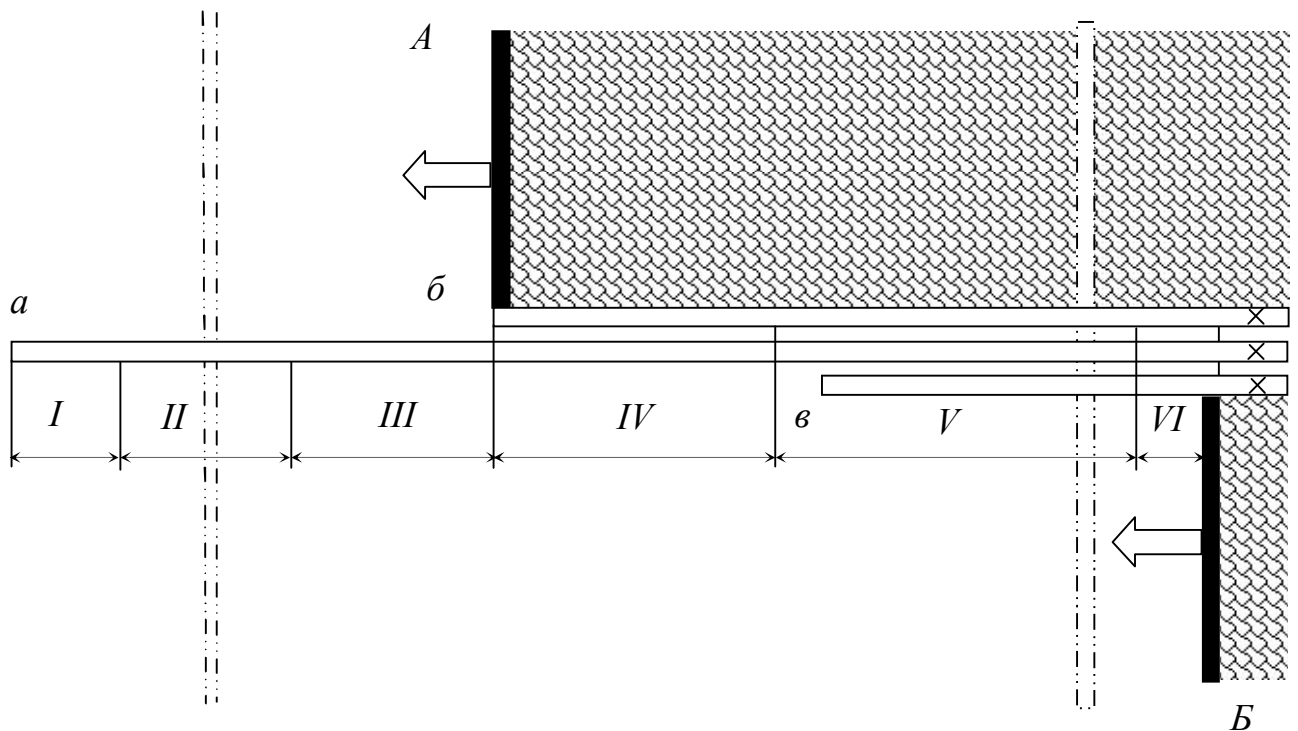


Рис. 1.9. Загальна схема розташування виїмкових виробок відносно очисних робіт: А – перша лава; Б – друга лава; а – повторно використовувана виробка; б – виробка, проведена за лавою; в – виробка, проведена з присіканням до виробленого простору

Час перебування виробки в цій зоні залежить від довжини виїмкового стовпа (або випередження прохідницького вибою при суцільній системі розробки), швидкостей проведення виробки і посування очисного вибою тощо. Зона III – зона тимчасового опорного тиску попереду лави А. Розміри зони визначаються глибиною розробки й обваленістю порід основної покрівлі, а також швидкістю посування очисного вибою. Зона IV – зона активних зрушень порід за лавою А. Її розміри в першу чергу залежать від обваленості порід, що залягають вище, зокрема, від кроку обвалення основної покрівлі, швидкості ущільнення порід у виробленому просторі й потужності пласта. Зона V – зона сталого тиску, розміри якої визначаються відставанням лави Б від лави А, тобто довжиною виїмкового стовпа, швидкістю посування вибоїв тощо. І, нарешті зона VI – зона тимчасового опорного тиску попереду лави Б.

На рис.1.9 показано всі три варіанти безціликової технології [31]:

1 – проведення виробок з присіканням до виробленого простору (виробка б з погашенням (ліквідацією) виробки а за лавою А);

2 – проведення виробок разом з очисним вибоєм у варіанті “ лава-штрек “ суцільної системи розробки та при комбінованій системі розробки (виробка б);

3 – охорона виробок за очисним вибоєм з метою повторного використання суміжною лавою (виробка а).

У варіанті 1 передбачається проведення виробки з присіканням до виробленого простору після закінчення активних зсувів верхніх порід. Виробка підтримується

більшу частину свого терміну служби в зоні *V*, причому розташовується в крайовій розвантаженій частині зони залишкового опорного тиску, де напруги в 2-3 рази нижчі, ніж у масиві вугілля. Перебування тільки у двох зонах (*V* і *VI*) дозволяє підтримувати ці виробки без ремонту або з мінімальними витратами упродовж всього терміну служби, аж до ліквідації.

Однак при проведенні виробок з присіканням майже вдвічі збільшується обсяг проведення підготовчих виробок, ускладнюються вентиляція й транспорт. Крім того, необхідність проведення виробок зі значним відставанням від очисного вибою призводить до гальмування очисних робіт. Тому проведення виробок з присіканням до виробленого простору застосовується в основному на пластах середньої потужності (у верхній межі цього діапазону) у більш складних гірничо-геологічних умовах, тобто там, де повторне використання виробок ускладнено.

З переходом на відпрацювання лав зворотним ходом від меж панелі або блоку виникли питання охорони вентиляційних штреків. Так, при відпрацюванні пластів потужністю 1,0-1,3 м і на глибинах 600-1000 м доводиться залишати міжлавні цілики вугілля шириною до 40-60 м. Тому проблеми зниження втрат вугілля й забезпечення стійкості вентиляційних штреків визначають можливу галузь застосування стовпової та комбінованої систем розробки на глибоких горизонтах. Застосований у цих випадках прогресивний спосіб охорони штреків шляхом розташування й проведення їх з присіканням до виробленого простору лав не є універсальним. Крім того, він неприйнятний для охорони вентиляційних штреків при прямоточному провітрюванні гірничих робіт у крилі панелі або блоку.

Варіант 2 застосовується при суцільній і комбінованій системах розробки на глибоких шахтах при наявності слабких схильних до здимання порід підосви, як правило, на пластах потужністю до 1,5 м. У таких умовах підтримання виробок попереду очисного вибою становить досить серйозні труднощі й часто неможливо через сильне здимання підосви. Проведення виробок за лавою дозволяє знизити конвергенцію покрівлі й підосви, оскільки виробка підтримується тільки в трьох зонах (*IV*, *V* і *VI*) і не зазнає впливу тимчасового опорного тиску. Однак розташування виробок на межі з масивом іноді не дозволяє повністю позбутися від здимання підосви. Тому такі виробки часто охороняють двосторонніми або подвійними бутовими смугами [33], що дозволяє створити навколо виробки зону розвантаження. У цьому випадку повторне використання виробок суміжними лавами стає неможливим, у зв'язку з чим застосовуються ці способи тільки в найважчих гірничо-геологічних умовах, в основному на глибоких шахтах.

Варіант 3 – підтримання виробок за очисним вибоєм з метою повторного їх використання суміжними лавами – застосовується в найрізноманітніших гірничо-геологічних умовах. Він характеризується серйозними перевагами в порівнянні з іншими варіантами, спрощенням схем транспортування вугілля й доставки матеріалів, поліпшенням вентиляції, зокрема, можливістю застосування прямоточних схем провітрювання, у тому числі з підсвіжінням вихідного струменя. Однак умови підтримання виробок у цьому варіанті найбільш важкі, оскільки кожна точка виробки протягом свого терміну служби послідовно попадає в усі шість зон. Саме цим пояснюється порівняно невеликий обсяг застосування варіанта 3 (42% від загального обсягу видобутку за безціликовою технологією) [19].

Таким чином, підтримання виїмкових виробок за очисними вибоями з метою повторного використання з технологічної точки зору є найбільш ефективним. Подальше розширення його сфери застосування можливо тільки при суттєвому вдосконалюванні способів охорони таких виробок.

Зупинимося на отримавших поширення в нашій країні й за рубежом охоронних смугах з ангідриту, бліцдемера, породи з цементом, бетону, бетонних блоків. Ця особлива група жорстких охоронних смуг, що споруджуються вручну або механізованим способом за очисним вибоєм, розглянута в роботах [9, 13, 43 і ін.]. І.Ю. Заславський [11] вважає, що сутність методу полягає в розвантаженні від тиску порід навколо штреку за рахунок відриву порід покрівлі уздовж штреку й обвалення їх у вироблений простір.

У Донецькому басейні на шахтах колишнього об'єднання “Октябрьуголь”, що допрацьовують похилі пласти малої та середньої потужності з таким способом охорони (смугами із залізобетонних тумб), де добувається 34% вугілля, з бутовими смугами – 25% [44]. На шахті “Комсомолец Донбасу” проведені порівняльні випробування смуг із залізобетонних блоків БЗБТ, бутових смуг у сполученні з кострами, блоками БЗБТ і чураковими стінками, смуг з дерев'яних кострів. Варіанти охорони із жорсткими смугами виявилися найгіршими. Кращим виявився варіант, при якому викладаються один ряд кострів і бутова смуга шириною 10 м. При цьому деформація виробки зменшується з 1400 до 450 мм. На шахті відмовилися від трудомісткого й неефективного способу охорони жорсткими смугами із блоків [9]. Значні недоліки цього способу виявляються при його застосуванні на пластах з маломіцними породами підосви. У цих випадках смуги виконують роль штампів, завдяки яким породи підосви інтенсивно видавлюються усередину перерізу виробки. В об'єднанні “Макіїввугілля” розробляють пласти середньої потужності з бічними породами середньої стійкості на глибині 840 м [45]. Тут охорона виробок тумбами із БЗБТ застосовується протягом багатьох років і має задовільні результати. Оскільки на зведення суцільних бутових смуг породи не вистачає, уздовж штреку викладають тумби шириною 2 м із блоків, а в проміжках (2 м) розміщують породу. За цією смугою в завалі викладають смугу з дерев'яних кострів.

У ВНІМІ застосування жорстких смуг і органних рядів за лавою вважають недоцільним [46]. Для усунення роботи жорстких смуг як штамп пропонуються [11] жорсткі смуги клиновидної форми із широкою нижньою основою. Думают, що так можна уникнути спучування підосви й ефективно обрізати породи покрівлі.

Деяке поширення починають одержувати пневмокостри, наприклад, ПМ-2 з розпором 150 кН [47].

Підтримання виробок, які примикають до очисного вибою та погашаються позаду нього, полягає у підсиленні або профілактичному ремонті ділянок попереду лави в зоні її впливу. У гірших умовах знаходяться виробки, які розташовані за запобіжними ціликами вугілля, без залишення яких обійтися неможливо. У ціликах під дією опорного тиску виникають високі напруги, інтенсифікується деформація виробок. Тому такі цілики не виконують функції по забезпеченню стійкості виробок та їх безремонтного підтримання [48]. Протяжність підготовчих виробок, що охороняються безціликовими способами, становить близько 80% річного обсягу їх проведення і тільки 18-19% протяжності виробок охороняється ціликами вугілля [9, 49].

Останнім часом на глибоких шахтах значно збільшився обсяг проведення польових похилих виробок і магістральних штреків, що пояснюється прагненням знизити втрати вугілля в ціликах і витрати на підтримання виробок, а також забезпечити ритмічну роботу всього підприємства. Проведення польових виробок виправдане для основних магістральних і, на нашу думку, майже безперспективне з погляду підвищення стійкості ярусних штреків, а також конвеєрних і вентиляційних хідників при розробці пологих пластів лавами по підняттю та падінню.

Співробітниками Донецького політехнічного інституту (ДПІ зараз ДонНТУ) разом з інженерно-технічними працівниками об'єднань і шахт здійснено широке впровадження двох способів охорони польових похилих виробок і штреків головного напрямку: проведення й розташування виробок у попередньо розвантаженої від первинного гірського тиску складаючій товщі порід – метод попередньої надробки виробок і метод наступної надробки виробок. Обидва способи забезпечують добру стійкість основних польових виробок, високу економічність і зниження втрат вугілля в охоронних ціликах. Разом з тим, у практиці роботи шахт існує цілком обґрунтоване прагнення не виносити за межі пласта головні похилі та горизонтальні виробки, а також цілу низку дільничних і допоміжних виробок. Це конструктивно спрощує підготовку пласта в межах панелі (блоку), знижує обсяг підготовчих робіт і кількість ланок у технологічному ланцюзі з видобутку вугілля.

Автори [28] вважають перспективним способом охорони підготовчих виробок на великих глибинах їх проведення по обвалених і ущільнених породах покрівлі розроблюваного пласта. Установлено, що виробки, проведені вхрест простягання на 30-40% більш стійкі, ніж виробки, проведені по простягання. Тому доцільніше розташовувати виробку вхрест або під кутом до простягання. Результати впровадження цього способу охорони на шахтах об'єднання “Горезантрацит” показали його високу економічну ефективність.

Основний обсяг застосування способів підтримання виробок без залишення ціликів вугілля припадає на суцільну й комбіновану системи розробки зі збереженням штреків за лавою з метою їх повторного використання, а також для підсвіжіння вихідного струменя повітря. При цьому виявляється, що найбільша довжина виробок знаходиться у незадовільному стані, які підтримуються за лавою, припадає на повторно використовувані, найменша – на виробки, пройдені з присіканням до виробленого простору.

Широке поширення для охорони підготовчих виробок у Донбасі одержали породні бутові смуги, якими охороняється понад 60% виїмкових виробок [9, 14]. Сюди входять всі виробки, що проводяться разом з очисним вибоєм, і значна частина виробок, підтримуваних за очисним вибоєм для повторного використання. У першому випадку бутові смуги зводяться з породи, одержуваної при підриванні (частіше покрівлі) під час проведення виробки. Їх сумарна ширина залежить від площі поперечного перерізу виробки та потужності пласта й звичайно буває в межах 10-20 м, а іноді досягає 30 м. Для зведення бутових смуг над відкотними штреками доводиться буропідривним способом проходити спеціальні проривні (бутові) штреки. Ширина бутових смуг у цих випадках не перевищує 6 м.

Бутові смуги зводяться вручну з дуже високою трудомісткістю й витратами часу з досить низькою якістю. Кінцева усадка зведених вручну бутових смуг досягає



40-60% потужності пласта [5, 39]. Застосування скреперних закладних установок типу ЗУ дозволяє знизити трудомісткість процесу.

Оскільки у виїмкових виробках, що охороняються однобічними бутовими смугами, з одного боку знаходиться відносно твердий масив вугілля, а з іншого – значно менш жорстка бутова смуга, опускання покрівлі в них відбувається нерівномірно, що призводить до несиметричного навантаження кріплення та передчасний вихід його з ладу, внаслідок цього виробки в більшості випадків (за винятком розробки досить тонких пластів) доводиться ремонтувати. У варіантах з однобічними бутовими смугами не вдається також повністю досягти запобігання здиманню порід. Застосування варіанта із проведенням виїмкових виробок разом з очисним вибоєм (зведення двосторонніх і особливо подвійних бутових смуг) різко підвищує трудомісткість робіт, створює додаткові труднощі у сфері транспорту, вентиляції й інших технологічних процесів і стримує посування лав, знижуючи навантаження на очисний вибій).

Основною перевагою цього способу охорони, що виходить за рамки вимог по забезпеченню підтримання виробки, є можливість залишення породи в шахті. Однак висока трудомісткість зведення смуг вручну, а також велика їх піддатливість при ручному викладанні (до 60% виїмальної потужності вугільного пласта) знижують ефективність їх застосування з погляду підтримання виробки. За даними О.М. Андрієнко [27], із 365 виробок, що охороняються породними смугами, понад 20% їх довжини знаходиться в незадовільному стані. Висока піддатливість бутових смуг має місце при порушенні технології їх зведення (залишення порожнеч, які на практиці називаються “конюшнями”). Спроби механізації зведення бутових смуг ставлять за мету не тільки зниження трудомісткості робіт і тимчасових витрат, а також і підвищення їх якості, тобто збільшення жорсткості [9, 13, 50, 51 і ін.]. Єдиною працевдатною вітчизняною машиною, що задовольняє цим вимогам, є пневматичний дробильно-закладний комплекс “Титан” конструкції Дондіпровуглемаша. Цей комплекс дозволяє зводити бутові смуги з усадкою до 10-15%, що значно поліпшує умови підтримання підготовчих виробок, проведених разом із лавою, за рахунок зменшення величини й нерівномірності опускань покрівлі. Комплекси “Титан-1” успішно застосовувалися з 1983 р. на шахтах “Трудівська”, “Хрустальська” і “Холодна балка”. Продуктивність у порівнянні зі скреперними установками підвищилася в 2-3 рази, трудовитрати на проведення виробок знизилися у 1,4-1,8 рази. Досвід показав, що найбільш ефективно застосування цих установок при проведенні виробок по нерозмокаючих глинистих і піщано-глинистих сланцях міцністю до 40 МПа [9 і ін.]. Комплекс одержав поширення на шахтах Донбасу, де нині за його допомогою щорічно зводиться 20 км охоронних бутових смуг. Однак він досить громіздкий, що утрудняє його застосування в транспортних штреках і вимагає збільшення перерізу виробок, відрізняється дорожнечою. У нього більш висока енергоємність, зумовлена додатковими енерговитратами на дроблення породи й транспортування закладного матеріалу. При його застосуванні погіршуються санітарно-гігієнічні умови праці гірників за рахунок підвищення температури повітря внаслідок нагрівання електроустаткування під час його роботи, підвищення запиленості повітря у місці зведення породної смуги та безпосередньо біля дробильно-закладного устаткування, великої шумливості повітродувки [12]. Цей комплекс практично неможливо застосовувати при стовповій

системі розробки. Крім того, конструкція вхідної в комплекс дробарки не дозволяє застосувати його при породах з міцністю по шкалі М.М. Протод'яконова  $f > 6$ .

Підвищення щільності породних смуг сприяє поліпшенню стану підготовчих виробок, а отже, й зниженню витрат на їх утримання. Ефективність охорони підготовчих виробок бутовими смугами підтверджується роботами Л.Я. Парчевського й А.М. Симановича, М.Т. Гришка та О.В. Савостьянова.

Останніми роками одержали розвиток способи проведення й охорони виробок широким вибоєм у зв'язку зі створенням засобів механізації виймання вугілля в розкосині та закладанні породи у вироблений простір. Охорона виїмкових штреків бутовими смугами має давні традиції, добре себе зарекомендувала на глибоких горизонтах на пологих пластах малої та середньої (до 1,5 м) потужності. З погляду геомеханіки, ці способи мають позитивну якість – вони створюють навколо виробки зону, розвантажену від гірського тиску. Це виключає різкі перепади напруг у даній зоні. При цьому створюються сприятливі умови для збереження цілісності порід покрівлі й подошви, що в сполученні зі зниженням гірського тиску зменшує величину здимання подошви та й прогин покрівлі. Основним видом деформації стає паралельне зближення покрівлі й подошви пласта, величина якого залежить від компресійних властивостей бутових смуг [32]. Виймання вугілля з розкосини на пластах малої потужності – трудомісткий процес, так само як і маломеханізоване розміщення породи, отриманої від проходки штреку, у боках виробки обмежує швидкість проведення виїмкового штреку. Іншим фактором, що обмежує застосування цих способів, є газовий.

Викладання бутових смуг високої щільності за лавою є ефективним засобом охорони виїмальних виробок і зменшення здимання подошви. На шахті ім. Стаханова в Донбасі раніше застосовували смуги із залізобетонних блоків або дерев'яні костри із дворядним органічним кріпленням. При цьому за лавою доводилося по 3 рази робити підривання подошви та повністю перекріплювати виробку перерізом 11,2 м. Зведення смуги за лавою зменшило обсяг підривання подошви в 2 рази й практично виключило перекріплення виробки.

Найбільша ефективність застосування породних охоронних смуг досягається при суцільній і комбінованій системах розробки, коли породу від проведення виробки безпосередньо на місці закладають у вироблений простір. Необхідність транспортування від прохідницьких вибоїв до спеціальних дробильно-закладних комплексів, а від них по трубах на значні відстані до очисних вибоїв знижує економічний ефект застосування бутових смуг при стовповій системі розробки. З погляду підтримання, охорона виробок породними смугами, зведеними вручну або скреперними установками, має недолік, пов'язаний з нерівномірним опусканням порід покрівлі у виробку за лавою через асиметричне навантаження кріплення та передчасної його деформації. Крім того, у певних ситуаціях породна смуга, уподібнюючись вугільному масиву, стає концентратором напруг, працює як штамп, провокуючи витиснення нестійких порід у підготовчу виробку [50]. Застосовувані способи охорони виробок мають потребу в удосконаленні стосовно до конкретних гірничо-геологічних умов. Все це вимагає визначення раціональних параметрів і сфери застосування способу охорони виробок породними смугами, розробки технічних і технологічних рішень, що сприяють росту його ефективності.



Режим роботи бутових смуг визначається їхніми характеристиками, які описуються кубічною параболою або експонентою [27, 28, 50, 51], тобто в перший період опускання покрівлі опір бутової смуги практично не перешкоджає цьому опусканню, а тільки запобігає обваленню покрівлі. В міру збільшення усадки опір смуги різко підвищується, і вона сприймає вагу верхніх порід, утримуючи їх від подальшого зсуву.

Значно більш високою жорсткістю, ніж бутові смуги й дерев'яні костри, володіє дерев'яне органне кріплення. Залежно від складу й властивостей порід покрівлі застосовують 1-3 ряди органного кріплення з установленням стояків всуціль. У зв'язку з більш високим модулем деформації дерева уздовж волокон органне кріплення відразу після установлення починає чинити опір опусканню порід. Основне призначення цього штучного охоронного засобу, на відміну від бутових смуг і кострів, полягає в створенні “обрізного ряду”, що забезпечує своєчасне обвалення порід у виробленому просторі, тобто запобігання зависань покрівлі. Однак у зв'язку з порівняно невеликою несучою здатністю органне кріплення не може запобігти подальшим опусканням покрівлі й досить часто на деякій відстані за лавою ламається, збільшуючи навантаження на кріплення виробки. Такий режим роботи органного кріплення, природно, наводить на думку про можливість застосування замість нього металевих кріплення – гідравлічних посадочних стояків або металевих посадочних тумб типу ОКУ, що пересувають слідом за посуванням лави. Однак у зв'язку з чисто технічними труднощами цей досвід поки не одержав поширення.

Таким чином, вищеописані штучні охоронні засоби можна умовно розділити на два типи – опорні (бутові смуги, костри), що створюють опір для верхніх порід, але не забезпечують планомірне обвалення покрівлі у виробленому просторі, й обрізні (органні кріплення різних видів), що забезпечують “обрізання” покрівлі по кромці захисного засобу, але які згодом не підтримують верхні породи, що опускаються.

Першою конструкцією штучного захисного засобу опорно-обрізного типу є запропоновані Донбаським (Комунарським, м. Алчевськ) державним технічним університетом опори високої міцності й обмеженої піддатливості – тумби із залізобетонних блоків [13, 37, 38]. Ці охоронні споруди застосовуються в основному при розробці пластів з міцними вміщуючи ми породами (понад  $40 \text{ мН/м}^2$  і вийманою потужністю 0,5-1,5 м). Аналогічні конструкції із залізобетонних кілець, що нанижуються на дерев'яний стояк, застосовуються в Польщі й Німеччині [37].

Тумби із залізобетонних блоків у певних умовах виконують як обрізні функції, забезпечуючи обвалення покрівлі у виробленому просторі, так і опорні, утримуючи породи покрівлі над виробкою від подальшого опускання й створюючи нормальні умови її підтримання. Однак тумби виявилися ефективними далеко не в усіх випадках: іноді два або навіть три ряди тумб руйнуються потужними пісковиками, що залягають у покрівлі і не забезпечують їх обвалення. Нерідко тумби впроваджуються в слабкі вміщуючі породи, також не створюючи необхідного для обвалення покрівлі опору. Через нерівності поверхні блоків на їхніх контактах між собою й з вміщуючими породами виникають високі напруги, що значно перевищують питомі навантаження на тумби та призводять до передчасного руйнування блоків і порід. Несуча здатність тумб при цьому становить 0,5-0,65 номінальної [38].

Для боротьби з даним явищем тепер повсюдно між блоками укладають дерев'яні прокладки, сумарна товщина яких (15% від потужності пласта) регламентується нормативними документами [31]. Такі прокладки зменшують жорсткість тумб і, отже, ефективність їх як обрізної споруди, а їх несуча здатність підвищується до 0,75-0,85 номінальної. Крім того, неможливо домогтися щільного прилягання тумб до покрівлі, і зазори, що утворюються, також заповнюються деревом. Це ще більше знижує жорсткість тумб, а також призводить до їх нерівномірного навантаження. Тумби вступають у роботу по черзі, сприймаючи підвищені навантаження, що призводять до руйнування тумб або вмщуючих порід. Ці особливості роботи тумб не дозволяють повністю використовувати їх несучу здатність. Незважаючи на спорудження таких опор підвищеної міцності й обмеженої піддатливості штрек перекріплювався [38]. При слабких породах подошви вони просто вдавлювалися униз. Блоки, що випускаються серійно зараз, БЗБТ-6 і БЗБТ-7 мають масу відповідно 48 і 72 кг, що утрудняє зведення тумб. Останнім часом стан трохи покращився після розробки блоків П-подібної форми, які істотно легше; у колишній Чехії розроблені полегшені золотирсобетонні блоки, маса яких при тому ж обсязі на 30% менше, ніж бетонних.

Заслуговує на увагу спосіб охорони із застосуванням збірного газобетону, оснований на максимальному наближенні механічних характеристик опор до геомеханічних процесів, які протікають у гірському масиві, що вмщує виробку. Безсумнівною перевагою цих способів є те, що вони полегшені, досить доступні та відносно дешеві. Всі вони пройшли серйозну перевірку на шахтах галузі й цілком можуть бути рекомендовані до широкого застосування [39].

До штучних захисних засобів відносяться і так звані “литі” смуги з матеріалів, що твердіють. Смуги певної ширини зводяться механізованим способом за очисним вибоєм, і за рахунок високої швидкості твердіння матеріалу починають швидко сприймати навантаження з боку верхніх порід. Це типовий опірно-обрізний штучний охоронний засіб, що повністю виконує всі функції – обрізні (за рахунок високої жорсткості) й опорні (за рахунок високої несучої здатності) [9, 43, 53, 54]. Швидкий розвиток опору смуги сприяє обриву завислих породних консолей і розвантаженню вмщуючого масиву, надійному підтриманню порід на сполученні підготовчої виробки з лавою, забезпечує рівномірне навантаження на кріплення, обумовлюючи сприятливий режим її роботи.

Смуги з матеріалів, що твердіють, уперше були застосовані в Німеччині. Вони одержали досить широке поширення на шахтах Німеччини й Великобританії, успішно експериментувались у Польщі. У нашій країні дослідно-промислові випробування цього способу вперше були проведені в 80-х роках на шахті № 9 “Великомостівська” (зараз ДП “Львіввугілля”) [1, 11].

Промислове впровадження способу охорони виробок литими смугами, здійснюване на шахтах Донбасу за рекомендаціями і при науково-технічному керівництві ДонВУГІ, показує його ефективність і можливість збереження виробки для повторного використання.

Відзначимо, що недоліком литих смуг є те, що під час розробки зближених пластів не виключається їх шкідливий вплив на сусідні пласти. Тому вони мають обмеження по галузі застосування. До того ж при спорудженні литих смуг пусті породи від проведення підготовчих виробок не закладаються у вироблений простір, а

видаються на поверхню, погіршуючи й без того несприятливий екологічний стан Донбасу.

Для збільшення жорсткості біляштрекових охоронних засобів при важких до обвалення покрівлях з метою обриву консолі завислих порід застосовують костри зі шпального бруса, заповнені породою. Велика трудомісткість їх зведення, а також відсутність початкового розпору не дозволяють використовувати ці засоби охорони в широкому діапазоні гірничо-геологічних умов.

До кінця 80-х років була сформульована ідея охорони виробок бутовими смугами змінної щільності. Позитивний досвід керування гірським тиском за допомогою подвійних бутових смуг показує, що введенням більш щільних (жорстких) елементів, розташованих на певній відстані від охоронюваної виробки, досягається більше зниження загальної напруженості порід безпосередньо в штреку при меншому обсязі породозакладних робіт. Це стало підставою для випробування в шахтних умовах способу охорони виймальних штреків одинарною бутовою смугою з мінімально необхідною щільністю в штреку й зростаючою у глиб виробленого простору. Конструктивно при ручному викладенні породних смуг це досягалося у такий спосіб: безпосередньо в штреку викладалася породна стінка шириною 0,3-0,4 м, або ряд дерев'яних кострів, а потім проводилося звичайне підбутування приблизно триметрової ширини. Далі викладалася породна стінка шириною до 2-х м і більше з максимально можливою щільністю. З боку виробленого простору породна смуга оконтурювалась двома рядами органного кріплення для збільшення її жорсткості. Щільність смуги по ширині оцінювалась за допомогою виміру її стиску в процесі експлуатації. Величина піддатливості смуги в точках, видалених від штреку на 1 м, в 1,7-2,4 рази перевищує величину її стиску в точках на відстані 1 м від межі виробленого простору. Отже, навіть при ручному викладанні можливе зведення бутових смуг змінної щільності.

Ефективність розглянутого способу охорони виробок перевірена в умовах відпрацювання першого горизонту центральної панелі шахти ім. Лутугіна. Як приклад наведені дані вимірів прояву гірського тиску в 11-му східному бортовому штреку, що проводився слідом за лавою й охоронявся для порівняльної оцінки двома способами: у нижній частині стовпа з боку виробленого простору викладалася одинарна бутова смуга постійної по ширині щільності, а друга половина штреку по довжині охоронялася бутовою смугою змінної щільності. При охороні бутовою смугою постійної щільності на відстані 100 м за лавою зближення вертикальних реперів досягали 350 мм, а горизонтальних – не більше 100 мм. На ділянці охорони бутовою смугою змінної щільності на такій же відстані від вибою лави зближення підосви й покрівлі склали 140 мм, а боків – близько 30 мм [50, 51]. Отже, зсуви вертикальних реперів при охороні бутовою смугою змінної щільності зменшилися майже в 2,5 рази, а горизонтальних у 4 рази. Причому, максимальні швидкості зсуву не досягали 1 мм/добу і практично знижувалися до нуля в 100 м за лавою. На ділянці з бутовою смугою змінної щільності штрек не ремонтувався й до погашення знаходився у задовільному стані. На другій ділянці відзначалося спучування порід підосви. Таким чином, охорона підготовчих виробок смугами змінної жорсткості із щільністю, що зростає в глиб виробленого простору, є раціональним засобом забезпечення стійкості виробок. Механізація робіт підвищує його ефективність.

Заслужують на увагу комбіновані способи охорони виробок. Для певних умов відпрацювання пологих пластів при суцільній, комбінованій і стовповій системах розробки охороняти виїмкові штреки від гірського тиску доцільно не одним із розглянутих вище способів, а використавши їх у різному сполученні або комбінації окремих елементів.

Як ми вже відзначали, несприятливий стан штреку пояснюється тим, що вміщуючі породи і кріплення попадають у зону високого опорного тиску. Варто так розташувати елементи охорони підготовчої виробки, щоб вміщуючі породи довкола нього були розвантажені від напруг. Тому для забезпечення найбільш ефективної охорони бортового штреку (хідника) на цій ділянці, де з одного боку знаходиться масив вугілля, а з іншого – бутова смуга, необхідно підвищений опорний тиск із боку масиву вугілля змістити на деяку відстань від штреку в глиб, а також відсунути бутову смугу, що концентрує напругу в штреку, у глиб виробленого простору.

Наприкінці аналізу варто підкреслити, що для підтримання виїмкових підготовчих виробок можна різним чином сполучати розглянуті вище ефективні способи охорони, але при цьому повинне вирішуватися основне завдання – зниження загальної напруженості вміщуючих порід виробки до мінімуму для того, щоб забезпечити стійкість підготовчої виробки на період експлуатації.

Тому на основі проведеного аналізу можна зробити наступні *висновки*:

1. Перехід до розробки вугільних пластів пологого падіння в Донецькому басейні на глибинах, що перевищують 800 м, супроводжується погіршенням гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов ведення гірничих робіт. Це спричиняє зміну способів підготовки й систем розробки, схем транспорту й вентиляції.

2. На пластах пологого падіння має місце стійка тенденція росту обсягу застосування комбінованої системи розробки, що досяг до теперішнього часу 37% загального обсягу застосовуваних систем. Цей ріст обумовлений істотними перевагами комбінованих систем розробки при їх застосуванні в складних умовах глибоких горизонтів.

3. Установлено, що при вирішенні питань охорони виробок на великих глибинах маються суперечливі погляди на характер деформації й стійкість підготовчих виробок, які вимагають досліджень у конкретних гірничо-геологічних умовах. Таким умовам найбільш відповідають глибокі горизонти шахти “Прогрес”, які є типовими для цілого регіону.

4. На підставі результатів аналізу виробничого досвіду розробки пологих пластів на глибоких горизонтах шахт Чистяково-Сніжнянського геолого-промислового району й узагальнення результатів наукових досліджень у даному напрямі сформульовані мета, ідея й завдання дослідження. Обґрунтування раціонального способу охорони підготовчих виробок при комбінованій системі розробки актуальне, має важливе наукове і народно-господарське значення.

#### **1.4. Мета і завдання досліджень**

Мета роботи – встановлення параметрів способу охорони підготовчих виробок при комбінованій системі розробки, що забезпечують їх стійкість і можливість повторного використання.

Для досягнення мети були поставлені наступні завдання:

1. Розробити спосіб охорони підготовчої виробки, що забезпечує її підтримання в межах склепіння природної рівноваги.
2. Дослідити параметри напружено-деформованого стану порід на сполученні очисної й підготовчої виробок при комбінованій системі розробки.
3. Обґрунтувати технологічні параметри запропонованого способу й здійснити його експериментальну перевірку в шахтних умовах.
4. Установити техніко-економічну ефективність запропонованого способу щодо його застосування на шахтах Чистяково-Сніжнянського району.

Для вирішення поставлених завдань використаємо комплексний метод досліджень, що включає аналіз й узагальнення літературних і патентних джерел, математичне моделювання з використанням ЕОМ, лабораторні дослідження й шахтні інструментальні виміри.

Оцінки результатів досліджень здійснюватимуться методами багато-лінійного кореляційного аналізу й техніко-економічного порівняння варіантів.



## РОЗДІЛ 2. ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ

### 2.1. Особливості комбінованої системи розробки пологих пластів

У важких умовах, які склалися у вугільній промисловості України, як це відзначалося вище, забезпечення потреб народного господарства України повинне здійснюватися в основному за рахунок стабілізації й нарощування обсягу видобутку на діючих шахтах. Виходячи з цього, варто змінити погляди на своєчасну підготовку й відпрацювання виймальних стовпів.

До будь-якої системи розробки пред'являються такі основні вимоги як безпека ведення робіт, економічність, охорона надр і навколишнього середовища. На практиці при виборі раціональної схеми враховуються переважно гірничо-геологічні й гірничотехнічні фактори, але абсолютно не враховуються витрати з підготовки очисних вибоїв до відпрацювання. Несвоєчасна підготовка очисної лінії вибоїв, поряд з іншими причинами, обумовили кризовий стан вугільної промисловості і призвели до зниження обсягів видобутку вугілля.

Так, дотепер основною системою розробки вугільних пластів була система розробки довгими стовпами з вийманням за підняттям (падінням) і за простяганням. Причому відпрацювання довгими стовпами за підняттям значно перевищувало відпрацювання лавами за простяганням.

Однією з головних переваг стовпової системи розробки є повний поділ у часі й просторі очисних і підготовчих робіт, що створює сприятливі умови для застосування високопродуктивних очисних комплексів “нового покоління”, які забезпечують більші навантаження на лави. Підтвердженням цьому є те, що практично всі лави-тисячниці відпрацьовують вугільні пласти довгими стовпами. До переваг даної системи розробки варто також віднести детальну розвідку пласта в межах виймального поля; можливість безнішевого виймання вугілля в лаві; забезпечення постійної довжини лави у виймальному стовпі, особливо при відпрацюванні пласта за підняттям; підвищення надійності роботи підземного транспорту.

Як вказувалося вище (див. рис. 1.6), статистика свідчить, що зі збільшенням глибини розробки стійко знижується відсоток використання стовпової системи розробки. При цьому питома вага комбінованої й суцільної систем розробок зростає. У подальшій перспективі освоєння глибин 1400-1600 м, тому варто очікувати подальшого збільшення питомої ваги суцільної та комбінованої систем розробок.

Об'єктивно розглядаючи переваги стовпової системи, спробуємо оцінити її з позицій сьогодення. Ця система розробки, незважаючи на очевидні переваги, завдяки яким вона є основною на шахтах Донбасу, має й суттєві недоліки. Відзначимо їх з урахуванням деяких економічних і екологічних факторів.

Практично на всіх шахтах відбувається розрив у часі між завершенням відпрацювання виймальних стовпів і підготовкою нових. Через відсутність високоефективних і надійних прохідницьких комбайнів темпи проведення виймальних штреків дуже низькі. На підготовку стовпа довжиною 1200-1500 м при середньомісячному темпі проведення конвеєрного і вентиляційного штреків довжиною 80 м потрібно до 1,5 роки. Проведення розрізної печі і монтаж очисного устаткування в ще



більшій мірі збільшує розрив у часі. Результатом цього є зменшення кількості діючих очисних вибоїв і, як наслідок, зниження обсягів видобутку й погіршення всіх техніко-економічних показників шахт.

У сформованих економічних умовах на шахтах немає коштів на закупівлю високопродуктивних очисних механізованих комплексів. А саме при відпрацюванні виймальних стовпів зворотним ходом такими “комплексами нового покоління” проявляються головні переваги стовпової системи.

На глибині 600-1000 м при відпрацюванні пластів зростає гірський тиск, температура, газоносність, небезпека раптових викидів вугілля й газу, а також гірських ударів. Як відзначалося вище, у перспективі освоєння глибин більше 1500 м, на яких очікується значне погіршення гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов при попередньому оконтуренні запасів підготовчими виробками, і це значно ускладнить їх підтримання.

Вся порода від проведення виймальних хідників (штреків) видається на поверхню, що призводить не тільки до витрат на її транспортування, але й до забруднення навколишнього середовища. Вугілля, що є в гірській масі, попадає на терикон, займається й завдає шкоди довкіллю та здоров'ю населення. Ніхто не враховує, що в майбутньому необхідні кошти на гасіння терикона, його озеленення або ліквідацію після закриття шахт.

Як я вже відзначено автором, головною відмінною рисою суцільної і комбінованої систем розробок є те, що виймальні хідники (штреки) проводяться одночасно з очисними роботами. При суцільній – два хідники конвеєрний і вентиляційний, при комбінованій – конвеєрний, а вентиляційний погашається слідом за лавою. При цьому очисні й підготовчі вибої рухаються в одному напрямку, а вуглепотік в протилежному. Але на практиці може застосовуватися значна кількість варіантів систем із прямим і зворотним напрямком відпрацювання, з поділом ярусу на підяруси і без поділу та багато чого іншого.

Хотілося б відзначити, що проведення виробки слідом за лавою, з закладанням породи від проведення виробки в бутову смугу (широким ходом), необхідно розглядати не тільки як спосіб проведення, але і як спосіб охорони виробки. Звичайно, при суцільній системі технологія проведення виробок ускладнюється, а темпи проходки знижуються. Але, як підтверджують роботи дослідників [52, 56], стійкість виймальних хідників (штреків) при такому способі проходки вища у порівнянні з вузьким вибоєм.

При суцільній і комбінованій системах розробки порода закладається у бутіву смуги. За останні десять років вони знову почали широко застосовуватися на різних глибинах, особливо при вийманні викидонебезпечних пластів.

У сучасних умовах чітко виявилися переваги комбінованих і суцільних систем розробок, а саме:

- виймальні хідники (штреки), проведені за лавою, зазнають впливу випереджального опорного тиску, при охороні їх породними смугами перебувають у стійкому стані й придатні для повторного використання, близько 20-30% зсувів порід по вертикалі реалізується на ділянці від очисного до прохідницького вибою, не впливаючи на кріплення у виробці;

- забезпечується стійке провітрювання дільниці, нормалізація теплового режиму і збереження більш сприятливих умов для пересування людей і доставки матеріалів до вибою;

- знижується здимання порід підшоши і поліпшуються показники добування і повторного використання металокріплення з виробок, що погашаються, і підтримуються за лавою;

- створюються перспективи для проведення бортових хідників (штреків) широким вибоєм, що дозволяє збільшувати видобуток вугілля і залишати пусту породу в шахті;

- рівень концентрації очисних і підготовчих робіт у межах горизонту, панелі, поверху вищий, ніж при стовповій системі. Слід відзначити висновки авторів [53, 55, 57], що стосуються їх вірогідності і правдоподібності. Мова йтиме про ще один економічний і екологічний аспект. Вважається, що при стовповій системі розробки створюються більш сприятливі умови для експлуатації очисних механізованих комплексів, ніж при суцільній і, частково, комбінованій. Це характерно для роботи в нормальних гірничо-геологічних умовах при добрій стійкості виймальних хідників (штреків). Якщо ці умови несприятливі, то комплекси працюють погано, про що свідчать багато статистичних даних. У порівняльних розрахунках економічної ефективності при виборі механізованого комплексу не завжди враховуються витрати на попередню підготовку стовпів. Для суцільної системи розробки необхідно провести відкотний і вентиляційний хідники (штреки) від бремсберга або схилу на відстань охоронного цілика (до 60-80 м), потім виймальні хідники (штреки) необхідно з'єднати розрізною піччю, звідки й розпочнуться очисні роботи. При комбінованій системі одна виробка вже проведена і повторно використовується при відпрацюванні суміжного наступного виймального стовпа, а при підготовці запасів до виймання необхідно провести ще один конвеєрний хідник (штрек) і розрізну піч, змонтувати очисне устаткування. З початком видобувних робіт очисні та підготовчі вибої рухаються за підняттям (падінням) або по простяганням пласта в напрямку від бремсберга (схилу) до межі панелі. При варіанті суцільної системи розробки з випереджальною виробкою і відставанням штреку відзначимо, що відкотний хідник (штрек) буде зазнавати впливу від очисного вибою попереду лави, а за нею – вплив завислих порід покрівлі з боку вугільного масиву.

Збільшення глибини розробки негативно позначається на стані підготовчих виробок, внаслідок чого витрати на ремонт і трудомісткість робіт різко зростають.

З 70-х років на окремих шахтах району розпочався перехід від суцільної на стовпову систему розробки з відпрацюванням лав за підняттям і застосуванням погоризонтної системи підготовки. Цей перехід здійснювався через комбіновану систему розробки. Розглянемо докладно за планом гірничих робіт, як це відбувалося на базовому об'єкті досліджень – шахті “Прогрес” ДП “Торезантрацит”.

У південній панелі поле відпрацьовується стовпами за підняттям. У північній панелі № 1 (східне крило) поле відроблялося стовпами за підняттям, а західне крило – стовпами за простяганням. Довжина стовпів у панелі прийнята відповідно до можливостей транспортних засобів – 1000-1200 м.

У північній панелі (ПП) №1 за суцільною системою розробки відроблявся пласт  $h_8$  “Фомінський”:

- 1-ша західна лава довжиною 200 м, з кутом падіння 17-22°, обладнана струговою установкою УСБ-67 з комплексом 1МКС, довжина стовпа 1200 м. Строк відпрацювання 1974-1979 рр. У 1976 р. проведена заміна струга УСБ-67 на комбайн 1К-101;

- 1-ша східна лава довжиною 210 м, з кутом падіння 15-22°, обладнана комплексом 1МКС із комбайном 1К-101, довжина стовпа 1200 м. Строк відпрацювання 1974-1977 рр.;

- північна корінна лава довжиною 210 м, кут падіння 8-11°, довжина стовпа 1150 м, обладнана індивідуальним кріпленням з комбайном 1К-101. Строк відпрацювання 1975-1981 рр.

- 1-ша східна лава ПП № 1 довжиною 150 м, з кутом падіння 7-9°, обладнана комплексом КМ-87У з комбайном 1К-101, довжина виймального стовпа 775 м;

- 1-ша західна лава ПП № 1 довжиною 130 м, з кутом падіння 9°, обладнана комплексом КМ-87У з комбайном 1К-101.

У 1978-1983 рр. на шахті здійснювався перехід із суцільної системи розробки на довгі стовпи за підняттям у 12-ти східних лавах (спареними лавами) і 1984-1988 рр. – у 12-ти західних лавах (також спареними лавами). Довжина лав 130-175 м, кут падіння пласта 4-8°, лави обладнані комплексами КМ-87У, КМ-88 з комбайнами 2К-52, 1К-101, довжина виймальних стовпів 1450 м.

При роботі спарених лав допускався розрив між лавами на збірному хіднику. У кращих умовах перебувала лава, що йшла попереду. Збірні хідники між лавами перебували в зоні підвищеного опорного тиску у напруженому стані. Переріз збірних хідників становив 4,5 м<sup>2</sup>. Внаслідок цього збільшилася трудомісткість робіт з утримання вузла сполучення відстаючих лав, переміщення приводних головок конвеєра, доставки матеріалів і устаткування. В кінцевому підсумку знижувалося навантаження на очисний вибій. В результаті перерахованих вище недоліків шахта відмовилася від застосування систем розробок спареними лавами та з 1977 р. перейшла на відпрацювання довгими стовпами за підняттям одинарними лавами у східному крилі СП №1 ( 32-га східна лава). Ці лави обладнані комплексом КМ-88, КМТ із двома вузькозахватними комбайнами 1К101, які забезпечують навантаження до 1200-1500 т/добу.

При стовповій системі розробці бортові хідники, по яким здійснюється відкочування вантажу, охороняються масивом вугілля – бутовою смугою шириною 6 м. В міру виймання вугілля в лавах вплив очисних робіт позначається на стані виробок, що підпадають під фронт очисних робіт. Протягом 30 м попереду від вузла сполучення лав відбувається інтенсивне здимання підосви до 1,5 м. В результаті чого попереду лави проводять підривання підосви, а позаду – перекріплення виробки для повторного використання його для відпрацювання наступного сусіднього виймального стовпа [2].

Під детальні об'єкти досліджень потрапили два очисних вибої (7-ма – південна й 16-та західна лави ПП), що працювали за комбінованою системою розробки. За комбінованою системою розробки ще працювали:

14-та східна лава ПП – строк відпрацювання 1983-1990 рр.;

15-та східна лава ПП – 1991-1995 рр.;

13-та - 16-та західні лави ПП – 1990-2002 рр.;

3-тя - 7-ма південні лави – 1989-2002 рр.

Особливістю комбінованої системи розробки є мінімальні підготовчі роботи, пов'язані з завчасним проведенням виробок у вугільному масиві, крім похилих.

За даними шахти “Прогрес”, навіть у дуже тяжких умовах, зумовлених великою глибиною розробки, при комбінованій системі розробки відпрацьовано понад 30 лав. Швидкості посування очисних вибоїв і обсяги місячного видобутку протягом календарного року склали  $V_{\text{посув.оч.виб}} = 41,4$  м/міс, а максимальний середньомісячний видобуток склав 21857 т. Ці цифри (показники) можуть порівнятися з показниками очисних вибоїв, що відпрацьовують виймальні стовпи зворотним ходом. Крім цього, у цей час всі очисні вибої шахт “Прогрес” і ім. Лутугіна працюють за комбінованою системою розробки.

## 2.2. Формування над підготовчою виробкою склепіння рівноваги

Наведені вище уявлення про розподіл тиску в масиві порід, що оточують виробку, а також про вплив окремих елементів охорони виробки на концентрацію напружень дозволяють визначити ті умови, при яких виробка буде перебувати у задовільному стані. При розробці раціональних способів охорони варто керуватися основним принципом: виробка повинна бути поставлена в такі умови, щоб певні розміри області гірських порід, які примикають до неї, не перебували в зоні великих концентрацій напружень, і ця область повинна бути розвантажена від останніх. Такі умови в будь-яких варіантах повинні створювати всі елементи охорони виробки.

У цей час виконано великий обсяг досліджень з питань стійкості покрівлі підготовчих виробок, які базуються на різних гіпотезах гірського тиску й методах будівельної механіки, опору матеріалів і механіки ґрунтів (гіпотеза склепіннеутворення, гіпотеза балок, механіка суцільного середовища) [25, 58-60 і багато ін.].

Подання про те, що в покрівлі виробки в низці випадків може утворюватися “рід склепіння”, відомо давно. Одна з перших гіпотез склепіння була запропонована професором ризького політехнікуму В. Ріттером в 1879 р. [61].

Сутність гіпотези склепіння в її сучасному тлумаченні [22] полягає в наступному. Над виробкою, проведеною в товщі будь-яких гірських порід (за винятком пливунів), на будь-якій глибині, утвориться склепіння тиску, що сприймає на себе вагу верхньої товщі порід, розвантажуючи кріплення виробки. Максимальне навантаження на кріплення визначається вагою порід усередині склепіння, що називають ядром склепіння або склепінням тиску. Дія всієї ваги товщі порід на поверхню передається п'ятами склепіння, які розвантажують масив гірських порід у боках виробки.

Гіпотеза склепіння базується на реальному, здавна відомому явищі, відтвореному в експериментах, дослідження якого здійснювалися багатьма авторами протягом майже ста років. Розгляд цієї гіпотези з позицій сучасної науки диктується необхідністю внесення уточнень і обмежень, а також широким і часто неправильним її використанням.

Математична інтерпретація гіпотези склепіння різноманітна. Найбільш характерними є розрахункові методи В. Ріттера й М. М. Протод'яконова, які досить повно відбивають розходження в трактуванні фізичної сутності явищ, вихідних положень авторів, оцінці або ролі кріплення й визначенні величин меж переданих на неї навантажень.

По В. Ріттеру [61], сутність утворення склепіння полягає у відриві від верхньої товщі порід ядра склепіння під дією власної ваги. Розрахункова схема зображена на рис. 2.1.

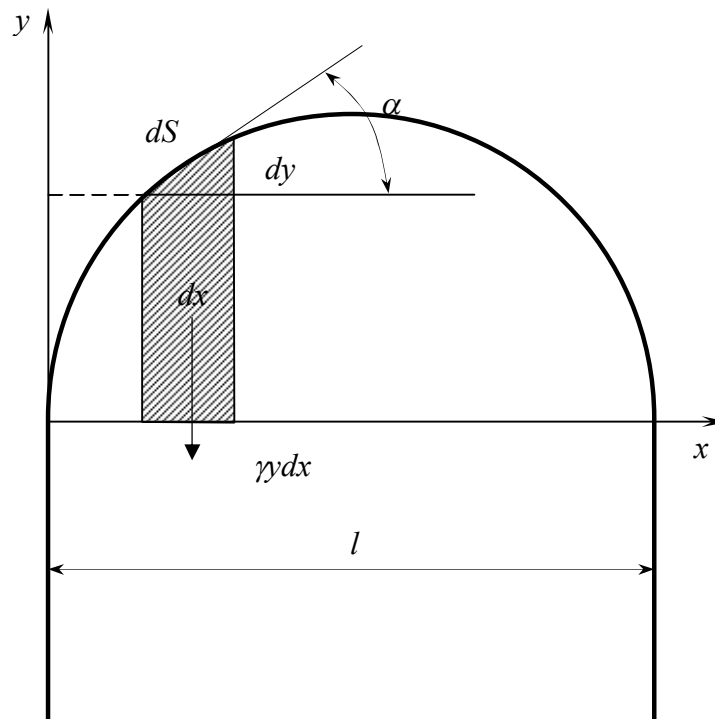


Рис. 2.1. Розрахункова схема В. Ріттера

Умови рівноваги:

$$P = \gamma \int_0^l y dy - \sigma_{нч.р} \int_0^l \frac{l}{\cos \alpha} dS, \quad (2.1)$$

де  $P$  – тиск на кріплення;  $y$  – питома вага породи;  $l$  – прогін виробки;  $\sigma_{нч.р}$  – межа міцності породи на розрив;  $\alpha$  – кут нахилу дотичної до кривої склепіння в розглянутій точці;  $d$  – диференціал кривої, який обмежує частину порід, що відриваються.

Перший член рівняння (2.1) визначає суму сил ваги в об'ємі склепіння обвалення, другий – суму сил опору відриву склепіння; заміняючи  $\cos \alpha$  та  $dS$  їх значеннями, одержимо



$$P = \gamma \int_0^l y dx - \sigma_{нч.р} \int_0^l (l - y^2) dx, \quad (2.2)$$

де  $y'$  — перша похідна  $y$  по  $x$ .

Задача полягає у визначенні форми кривої, що обмежує склепіння обвалення, при якому відрив склепіння найбільш імовірний, що відповідає максимальній різниці між обома частинами рівності (2.2).

Далі, шукана функція за умовою максимуму визначається методом варіаційного обчислення. Таким шляхом В. Ріттер визначив, що межею склепіння є парабола

$$y = \frac{\gamma}{4\sigma_{нч.р}} x(l - x). \quad (2.3)$$

Максимальна висота склепіння при  $x = \frac{l}{2}$

$$b_{\max} = \frac{\gamma l^2}{16\sigma_{нч.р}}. \quad (2.4)$$

Рівняння (2.2) виражає умови граничної рівноваги; підставляючи в нього  $y'$ , з формули (2.3) диференціюванням по  $x$ , інтегруючи і знаходячи довільні постійні, тиск на кріплення дорівнюватиме

$$P = \frac{l}{48\sigma_{нч.р}} (l^2 \gamma^2 - 48\sigma_{нч.р}^2). \quad (2.5)$$

З (2.5) визначимо значення прогону, що відповідає моменту, який передусе відриву склепіння:

$$l_{np} = 7 \frac{\sigma_{нч.р}}{\gamma}. \quad (2.6)$$

Таким чином, В. Ріттер пропонує виходити із спільного режиму роботи порід покрівлі і кріплення та визначати несучу здатність кріплення як різницю між вагою ядра склепіння і сумою напружень відриву по його контуру.

З огляду на малість деформацій розтягу в межах ядра склепіння, установлення постійного кріплення на значній відстані від вибою, малий розпір кріплення в момент її установлення та її високі деформаційні властивості відразу після установлення за рахунок змінань нерівностей по лінії примикання до порід і між її елементами, неважко зрозуміти, що реакція, що розвивається кріпленням у цей період, невелика і не може істотно впливати на запобігання відриву склепіння. Крім того, В.Ріттер не врахував наявності в гірських породах дефектів і мінливості міцнісних характеристик і не передбачив ніякого запасу стійкості. Тому у разі відриву склепіння навантаження на кріплення зростає до величини першого доданку формули (2.5), і кріплення, розраховане за цією формулою, буде неминуче зруйноване.





$$\tau = pa \frac{2fb - a}{2b^2} . \quad (2.9)$$

Очевидно що ця функція має максимум. Прирівнюючи її першу похідну до нуля, одержимо:

$$b = \frac{a}{f} . \quad (2.10)$$

Тиск на 1 м довжини виробки

$$P = \frac{4}{3} \gamma \frac{a^2}{f} . \quad (2.11)$$

На відміну від В.Ріттера, у розрахунку М. М. Протод'яконова уведен запас стійкості склепіння і передбачається, що кріплення несе повну вагу порід в об'ємі склепіння, тобто працює в незалежному режимі.

Подання М.М.Протод'яконова про фізичну сутність склепіннеутворення менш чіткі: передбачуваному ним зсуву склепіння по лінії  $0x$  перешкоджає масив гірських порід, сили  $T$  уведені штучно, припущення про склепіннеутворення при будь-яких прогинах виробки – неспроможно.

На методи розрахунків, що базуються на гіпотезі склепіння, не накладено ніяких обмежень, тому необхідно розглянути область його застосування.

Наведені результати досліджень показують, що в стані граничної рівноваги процес склепіннеутворення нестабільний, форма склепіння може варіюватися, його висота змінюватися, а в ряді умов над первинним склепінням обвалення можуть виникати вторинні.

Склепіннеутворення можна прийняти за умови:

$$\sum_1^n q_i = S \sigma_{mm.p} , \quad (2.12)$$

де  $\sum_1^n q_i$  – вага порід в межах склепіння обвалення (ядра);  $S$  – довжина дуги, що обмежує склепіння; ( $\sigma_{mm.p}$  – межа міцності порід на розтяг (одноосьовий)).

Оскільки відшарування склепіння починається в його вершині, більш просто максимальну величину висоти склепіння визначити з умови

$$b_{\max} = \frac{1}{n_1 n_2} \cdot \frac{\sigma_{mm.p}}{\gamma} , \quad (2.13)$$

де  $n_1$  – коефіцієнт запасу міцності;  $n_2$  – коефіцієнт структурного ослаблення порід за рахунок наявності дефектів.

Приймаючи за даними досліджень  $n_1 = n_2 = n_3$ , одержимо умову склепіннеутворення:

$$\sigma_{mm.p} < \frac{1}{3} \gamma l . \quad (2.14)$$

Таким чином, область допустимого застосування гіпотези склепіння обмежується однорідними зв'язними породами і умовою склепіннеутворення (2.4).

З наведеного ясно, що гіпотеза склепіння не враховує вихідного напруженого стану, впливу характеристик кріплення, глибини робіт, часу. Область її застосування обмежується однорідними зв'язними породами при дотриманні умови (2.14).

Гіпотеза утворення склепіння над підготовчою виробкою розкрита у роботі [1]. Цей винахід відноситься до гірничої справи й може бути використаний для охорони і безремонтної підтримки повторно використовуваних підготовчих виробок на межі з виробленим простором на пологих та похилих вугільних пластах.

Відомі способи охорони повторно використовуваних підготовчих виробок, які включають спорудження низки штучних захисних засобів на бермі штреку за лавою. До них відносяться бутові породні смуги, залізобетонні тумби, цілики вугілля, костри, органічні ряди, куші зі стояків та ін., які забезпечують відносно невисоку стійкість виробок без ціликів [13].

До недоліків цього способу варто віднести низьку надійність і стійкість підготовчих виробок, що призводять до деформацій вміщуючих порід і кріплення внаслідок високих концентрацій напружень. Наслідком експлуатації даного способу є капітальний ремонт виробок, що вимагає збільшення перерізу виробки з випуском породи буропідривним способом, заміни кріплення, зтяжок і значних капіталовкладень.

Близьким за своїми характеристиками є спосіб охорони повторно використовуваних підготовчих виробок, який включає зведення в міру посування лави на бермі штреку у виробленому просторі очисного вибою вузької відлітої жорсткої смуги з швидкотвердіючих ангідритового або фосфогіпсового розчинів на всю потужність пласта, що виймається [9].

Недоліком цього способу є можливість використання його тільки в досить міцних вміщуючих породах, а в слабких породах покрівля і подошва руйнується ("обіграється") навколо жорсткої опори, і штрек втрачає повністю працездатність. Створюються ситуації коли до 30% робочих очисних бригад зайняті на забезпеченні експлуатаційного стану виробок, що примикають до лави. Все це стримує і здорожчує гірничі роботи і, у більшості випадків, є відмови від повторного використання виробок, що охороняються на межі з виробленим простором.

Основою технічного рішення є вдосконалення способу охорони підготовчої виробки, в якому шляхом формування над виробкою спеціального склепіння рівноваги в міру посування очисного вибою забезпечується необхідний перерозподіл і зниження концентрацій напружень у товщі гірських порід над виробкою усередині склепіння й за рахунок цього підвищується стійкість та є можливість безремонтного підтримання виробки в процесі експлуатації. Крім того, поліпшується безпека робіт і знижуються витрати на підтримання виробок.

Даний спосіб передбачає зведення за лавою на бермі виробки постійної бутової опорної смуги із породи, що використовується для закладання. В міру посування очисного вибою, з боку виробленого простору формують комбіновану бутову смугу біля виробки й виробленого простору і між ними – жорстку, при цьому одночасно на бермі виробки з боку вугільного масиву – піддатливу й жорстку опору в ньому з наступним утворенням над виробкою у верхньої товщі порід склепіння рівноваги.

Вищенаведене технічне рішення забезпечує створення над виробкою зони низьких концентрацій напружень усередині склепіння рівноваги, що дозволяє протягом терміну служби виробки розташовувати її у масиві, розвантаженому від підвищеного опорного тиску й перебувати у стійкому стані. Незначний гірський тиск, що виникає від ваги верхніх порід, розташованих усередині контуру склепіння рівноваги, буде сприйматися відповідними конструкціями кріплення виробки і біляштрековими піддатливими смугами. У цьому випадку відпадає необхідність у ремонтних роботах і у зведенні кріплення з високою вантажонесучою здатністю.

На рис. 2.3 наведена характеристика розподілу напружень навколо підготовчої виробки при охороні смугами змінної жорсткості з утворенням склепіння рівноваги, де:

- 1 – епюра опорного тиску над вугільним масивом;
- 2 – пласт породи в недоторканому масиві;
- 3 – масив вугільного пласта;
- 4 – розвантажений масив вугілля;
- 5 – виробка, що підтримується для повторного використання;
- 6 – розвантажений масив гірських порід під склепінням рівноваги;
- 7 – плавний прогін порід без розриву суцільності у зоні склепіння рівноваги;
- 8 – аркове кріплення;
- 9 – піддатлива смуга біля виробки;
- 10 – жорстка ін'єкційна смуга;
- 11 – епюра опорного тиску над смугами змінної жорсткості;
- 12 – обвалені породи у виробленому просторі;
- 13 – характер епюри опорного тиску для верхнього шару породи;
- a* – ширина жорсткої ін'єкційної смуги;
- б* – ширина піддатливої смуги;
- в* – ширина розвантаженої частини вугільного масиву.

Даний спосіб охорони реалізується наступним чином:

У процесі проведення очисних робіт на вугільному пласті за лавою утворюється вироблений простір із обвалених в ньому порід. Очисні роботи негативно впливають на підготовчі виробки, які передбачається використовувати повторно. Для забезпечення сприятливих умов підтримання виробки, яка підлягає збереженню для повторного використання, доцільно розробляти паспорт охорони виробок, який передбачає застосування раціонального способу охорони виробок за вибоєм лави з урахуванням гірничо-геологічних факторів. Правильне рішення цього завдання найчастіше визначає й успіх охорони виробки на межі з виробленим простором.

Виходячи із цих позицій, нами запропоновано принципово новий спосіб охорони повторно використовуваних підготовчих виробок у зоні склепіння рівноваги з двосторонніми жорсткими і піддатливими опорами.

Сутність цього способу полягає в наступному:

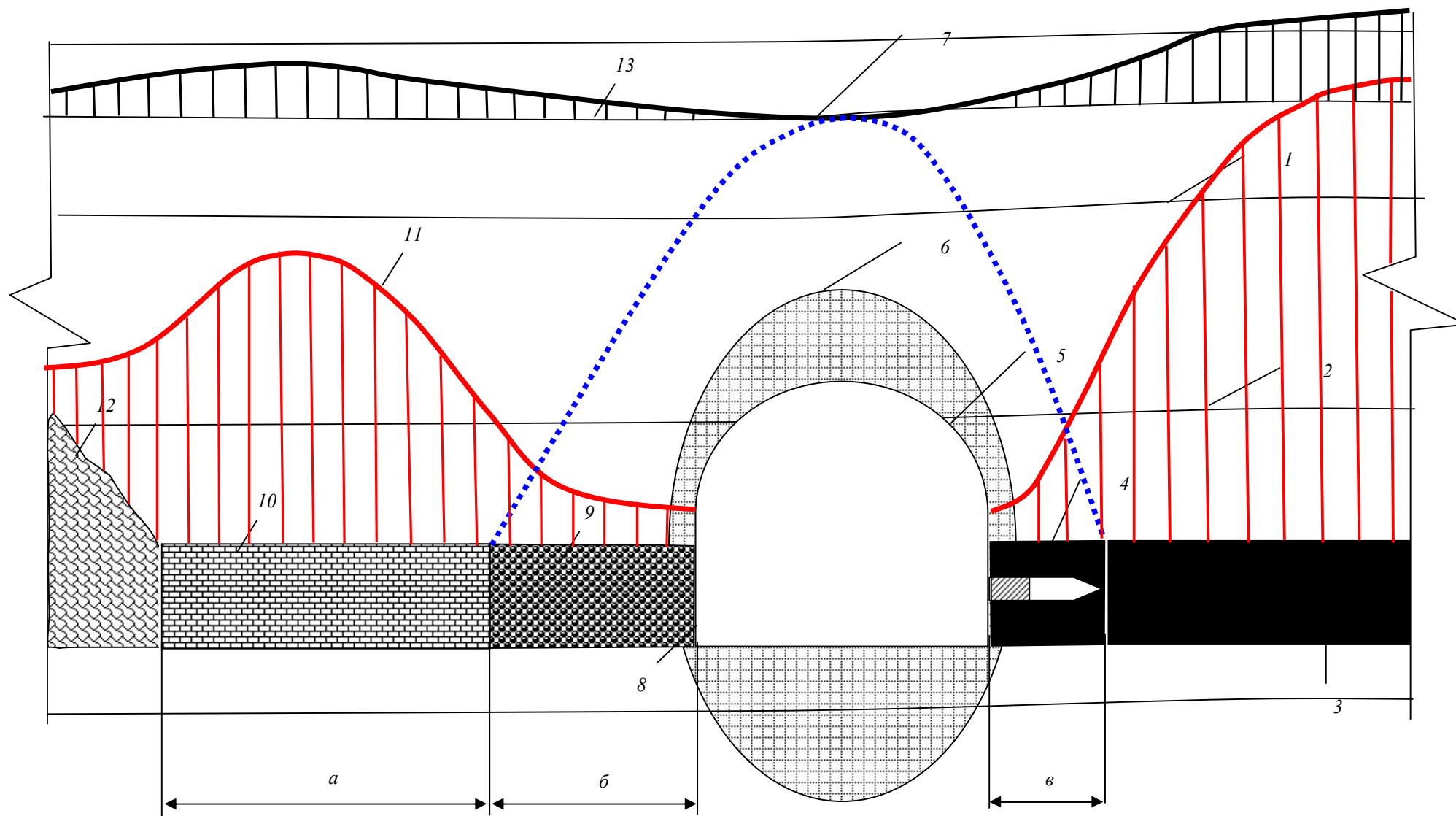


Рис. 2.3. Характеристика розподілу напруг навколо підготовчої виробки при охороні виробки смугами змінної жорсткості с утворенням склепіння рівноваги

В міру посування очисного вибою (на рис. 2.3 не показано) й утворення за ним виробленого простору 12, слідом за пересуванням механізованого кріплення подається порода із прохідницького вибою (або від підривання підосви) для формування комбінованої бутової опори 9, 10. Потім по перфорованій трубі (на рис.2.3. не показана), що перебуває в завалі приблизно в середній частині бутової смуги, нагнітається ін'єкційний розчин з швидкотвердіючих сумішей, й на відстані  $b$  від виробки 5 зводять тверду ін'єкційну смугу 10 шириною  $a$ . Між бровкою штреку 5 і жорсткою смугою залишають бутову піддатливу стрічкову смугу з породи 9 шириною  $b$ . На протилежній стороні виробки 5 у вугільному масиві також створюють піддатливу опору 4, яка утворюється вибурюванням вугілля з масиву 3. Далі на відстані  $v$  у глибині вугільного масиву розташовується тверда вугільна опора 3.

Використання жорстких конструкцій високої міцності 10 і 3, розташованих на деякій відстані від виробки 5 сприяє утворенню максимуму опорних тисків 11, 1 над ними від дії ваги верхньої товщі порід. Цьому також сприяє і створення двох піддатливих опор 9, 4, розташованих ближче до виробки 5, що охороняється. Над піддатливими опорами 9, 4 опорний тиск 11, 1 зменшується за рахунок зависання товщі порід над хідником (штреком).

У процесі реалізації способу охорони підготовчої виробки створюються сприятливі умови, що забезпечують зниження концентрацій напружень навколо виробки. Піддатливі смуги 9, 4 відсувають опорний тиск 11, 1 від виробки 5, а жорсткі опори 10, 4 беруть навантаження на себе. Ці опори утримують навислий породний масив 7 (консоль породну), що утворилася під дією очисних робіт і виробленого простору 12. Жорсткі 10, 3 і піддатливі 9, 4 опори в навислій над виробкою 5 товщі порід 7 знижують концентрації напружень і ведуть до утворення склепіння рівноваги. Під склепінням перебуває частина завислої на жорстких опорах 10, 3, розвантаженої від гірського тиску породи 6, тиск якої на кріплення виробки 5, що охороняється, поширюється незначно. Всі пласти породи (наприклад, пропласток 7) під склепінням прогинаються без розриву суцільності. Виникаючий при цьому незначний гірський тиск нейтралізується піддатливістю аркового кріплення 8 виробки 5 і піддатливими смугами 9, 4.

Таким чином, при роботі нової (суміжної) лави у вугільному пласті 3 виробка 5 буде перебувати у стійкому і безремонтному стані в процесі відпрацювання нового суміжного виймального стовпа.

Шари породи, які залягають вище, перебувають над жорстким вугільним масивом 3 і практично не мають ніяких змін на всьому протязі роботи суміжної лави. У той же час товща порід, що перебуває над склепінням рівноваги, деформується незначно.

У конкретних гірничо-геологічних умовах розробки висоту ущільнювального ядра склепіння рівноваги можна визначити, знаючи кути, які обмежують повні зсуви товщі порід за падінням або підняттям, а також крок посадки основної покрівлі. При положому заляганні пластів кути зсувів не залежать від кута падіння пластів і мають приблизно постійне значення – 65-70°.



Пропонований спосіб охорони повторно використовуваних підготовчих виробок має наступні переваги: при відпрацюванні пластів із застосуванням даного способу охорони навколо виробки створюються сприятливі й однакові в межах усього шахтного поля геомеханічні умови ведення гірничих робіт, що характеризуються відсутністю небезпечних концентрацій напружень у породах навколо підготовчих виробок. Це дозволяє застосовувати найбільш прості технологічні схеми розробки пластів, забезпечити зниження експлуатаційних втрат вугілля, небезпеки раптових викидів вугілля, породи й газу, ударнебезпеки при істотному скороченні питомих обсягів проведення й підтримання виробок.

З геомеханічної точки зору цей спосіб створює найбільш сприятливі умови для підтримання виробок у розвантаженому від гірського тиску масиві гірських порід.

За економічних і технічних факторів дана схема охорони повторно використовуваних підготовчих виробок дозволяє не тільки істотно (в 1,5-2,0 рази) скоротити питомий обсяг і вартість проведення виробок, але й поліпшити провітрювання виймальних ділянок, завдяки можливості здійснення його прямоочності й підсвіжіння вихідного струменя повітря, що особливо важливо при розробці газоносних пластів.

Спрощується планування гірничих виробок при підготовці шахтних і виймальних полів, оскільки є можливість безпосереднього примикання підготовчих виробок до очисного вибою й поліпшення, завдяки цьому, схем підземного транспортування й вентиляції, зниженню травматизму шахтарів. Відпадає необхідність видавати на поверхню породу від проведення виробок, знижується обсяг і вартість ремонтних робіт у порівнянні з іншими способами охорони.

Запропоновані параметри охорони виробок необхідно дослідити аналітично. Правильність їх обґрунтування повинна бути підтверджена при проведенні шахтних досліджень запропонованої технології.

### **2.3. Вибір методу розрахунку напружено-деформованого стану масиву гірських порід**

Існує велика кількість методів прогнозу стану масиву гірських порід при веденні очисних робіт. Основною вимогою, що враховувалося при виборі методу, є можливість вирішення всіх поставлених завдань із допустимою точністю.

Значну кількість робіт, виконаних у цій області, можна умовно підрозділити на три основні групи, як це було добре узагальнено в роботі [62]. У першій групі робіт гірський масив уявляється суцільним середовищем, деформації в якому відбуваються без порушення суцільності. У другій групі робіт товща порід розглядається як шарувате середовище, складене консольними балками або плитами. Роботи третьої групи пов'язані з вивченням закономірностей розподілу напружень і деформацій в опорній зоні на основі експериментальних даних. Останні методи можуть бути використані лише в певних умовах або вимагають у кожному конкретному випадку проведення трудомістких експериментів. Внаслідок цього вони не одержали широкого поширення й у цьому аналізі не розглядаються.

У роботах першої групи масив розглядається в цілому від покрівлі розроблюваного пласта до поверхні. Товща порід уявляється суцільним масивом, що має пластичні [63, 64], пружні [65] або пружно-пластичні [66, 67] властивості.

У деяких роботах, виконаних на основі методів механіки суцільного середовища [67-69], наведено аналітичний опис напружено-деформованого стану масиву гірських порід при закладанні виробленого простору. У роботі [70] розглядається взаємодія вміщуючих порід, закладного масиву і вугільного пласта з урахуванням його позамежного деформування.

Друга група поєднує роботи вчених, які розглядають надвугільний масив як дискретне шарувате середовище. Із цієї групи варто виділити роботи В.Д. Слесарева [71], яким було запропоновано використовувати для розрахунку наближений метод, оснований на теорії плит; Г.М. Кузнєцова [39], метод розрахунку якого базується на гіпотезі “шарнірних блоків”; А.А. Борисова [22], який на основі розробленого ним об'ємного моделювання встановив низку положень про характер деформацій порід основної покрівлі.

Велика кількість методик розрахунків параметрів охорони основана на припущенні, що пласти порід у відслоненнях працюють як балки [73-75]. Ближче до реальності покрівля, описувана схемою одношарового або багатшарового пружного середовища на вінклірівській підставі. Із цих позицій визначають напруги в покрівлі виробленого простору автори робіт [76, 77], які використовують для рішення методи будівельної механіки і теорії пружності.

Вирішуючи задачу теорії пружності для покрівлі-пластини, дослідники вводять поправкові емпіричні коефіцієнти для обрахування впливу форми ціликів і глибини розробки [78, 79], реологічних властивостей породного масиву [22], неоднорідності безпосередньої покрівлі вміщуючих пластів [80, 81]. Підставою цьому були результати експериментів, проведених у лабораторних, шахтних умовах і на еквівалентних матеріалах.

Заслуговує на увагу робота Ж.С. Єржанова, який у монографії [82] привів докладний огляд досліджень напружено-деформованого стану масиву гірських порід, послабленого кінцевим числом порожнин різного обрису, виконаних методами теорії пружності такими вченими, як Л.Д. Шевяков [83], Д.І. Шерман [84], А.С. Космодаміанський [85], Г.М. Савін [86], В.В. Рахімов [87], А.М. Ільштейн і Ю.М. Ліберман [88].

При розробці родовищ гірський тиск, що проявляється з боку покрівлі, характеризується утворенням над виробкою склепінчастої поверхні. Це послугувало основою для прийняття гіпотези склепіння по М.М. Протод'яконову. На основі цієї гіпотези розроблена методика розрахунку навантажень на охоронні цілики з урахуванням їх функціонального значення і методика розрахунку стелини, що залишається у верхній частині пласта для запобігання обвалення порід покрівлі у порожнину свердловини при бурошнековому вийманні тонкого вугільного пласта [89]. Покрівля розраховується за схемою балки з використанням гіпотези плоских перерізів. Для визначення розмірів склепіння обвалення потрібні дані натурних спостережень.

Близьким по ідеї до гіпотези склепіння є підхід, запропонований Ю.О. Модестовим [90]. На застосуванні гіпотези М.М. Протод'яконова базуються також методики розрахунку несучої здатності ціликів і порід покрівлі, розроблені для вугільних родовищ А.А. Борисовим [91], Ф.П. Бубликом [92] й ін. Але вони мають той недолік, що не враховують форму ціликів і взаємодіючих з ними порід покрівлі і підшви.

Докладний аналіз гіпотези склепіння й оцінку можливості її застосування виконав А.А. Борисов, показавши, що склепіння обвалення може утворюватися тільки у зв'язних слабких породах при досить малих межах міцності на розрив і при досить великих прогинах виробки [91].

Клас розв'язуваних геомеханічних задач значною мірою розширився після впровадження в практику розрахунків методу скінченних елементів (МСЕ). Цей метод дозволяє враховувати в розрахунках шаруватість, неоднорідність породного масиву, відобразити геометричні особливості досліджуваної області, урахувати фізичну нелінійність середовища. Застосування МСЕ в гірничій геомеханіці, у тому числі при розгляді фізично нелінійних середовищ, докладно описано в монографіях Б.З. Амосіна, А.Б. Фадєєва [93], Ж.С. Єржанова, Т.Д. Карімбаєва [94], Ю.М. Лібермана [95, 96] та ін.

Слід зазначити, що незважаючи на широкі можливості МСЕ, застосування його у фізично нелінійних задачах стримується необхідністю дискретизації всієї досліджуваної області. Формування вихідної системи рівнянь та її рішення при цьому вимагає значних витрат машинного часу. Цим пояснюється той факт, що деякі автори для одержання рішень використовують комбінацію декількох розрахункових схем і моделей середовища [97].

Останнім часом все більше поширення знаходить інший чисельний метод – метод граничних елементів (МГЕ). Він вимагає дискретизації не всієї області, а її меж, у зв'язку з чим значно скорочується час на підготовку вхідної інформації і розв'язання вихідної системи рівнянь.

Математична теорія цього методу й численні його практичні додатки описані в роботах [98-100], а також у роботах іноземних авторів [101-106]. Такий підхід до рішення задач уявляється нам цікавим і перспективним для використання в інженерних розрахунках.

У нашому випадку для рішення поставлених задач виконаємо імітаційне математичне моделювання МГЕ. Застосуємо експериментально-аналітичний підхід. Заміriamo додаткове навантаження ( $\Delta P$ ) на бутову смугу в шахті й підберемо такі параметри взаємодіючих елементів жорсткісних систем, які забезпечать це навантаження на даному рівні. Додаткове навантаження ( $\Delta P$ ) дозволить урахувувати часовий фактор і відстань до очисного вибою. Низку допущень скоригуємо емпіричними коефіцієнтами (знайдемо за результатами шахтних інструментальних вимірів). Такий підхід пропонує і автор [130]. Тим самим досягається одержання достатньо простих, зручних і придатних для практичного застосування залежностей про розподіл напружень навколо підготовчих виробок.

На вільних поверхнях задамося умовами рівності нулю напружень переміщень, а зсуви одержимо з умови рішення задачі. На контактувальній поверхні –

умови спільності деформації; рівні напруги і переміщення, по вертикалі  $\gamma H$  і до нескінченності –  $\lambda \gamma H$ . Скориставшись результатами вимірів і використовуючи  $\Delta P$ , одержимо реальні зсуви на пружних моделях. Ця ідея така ж, що й у методі пружно-пластичних малих рішень (Іллюшина) – так вирішується задача пластичності, це й метод додаткових деформацій і змінних модулів у Єржанова (програми рішення фізично нелінійних задач).

Таким чином, ми розв'яжемо пружну плоску задачу з додатковим навантаженням ( $\Delta P$ ), що буде вимірюване в шахтних умовах. Це задано в граничних умовах і дозволить одержати відповідні конкретним умовам дані додаткових навантажень ( $\Delta P$ ) – зсувів (зближення покрівлі й підосви) у підготовчих виробках.

Подальше вдосконалювання розрахункових методів визначення раціонального місця розташування і способу охорони виробок можливо на основі даних про механізм зсуву масиву гірських порід при різному сполученні глибини розробки і ширини виробленого простору, як це підкреслює В.А. Тищенко [107].

#### **2.4. Структурно-логічна схема досліджень**

Виходячи з вищесказаного, дослідження в даному напрямку вирішено провести за наступною схемою, відображеною на рис. 2.4. Вона містить у собі алгоритм послідовних дій з виконання всіх технологічних етапів проведення досліджень.

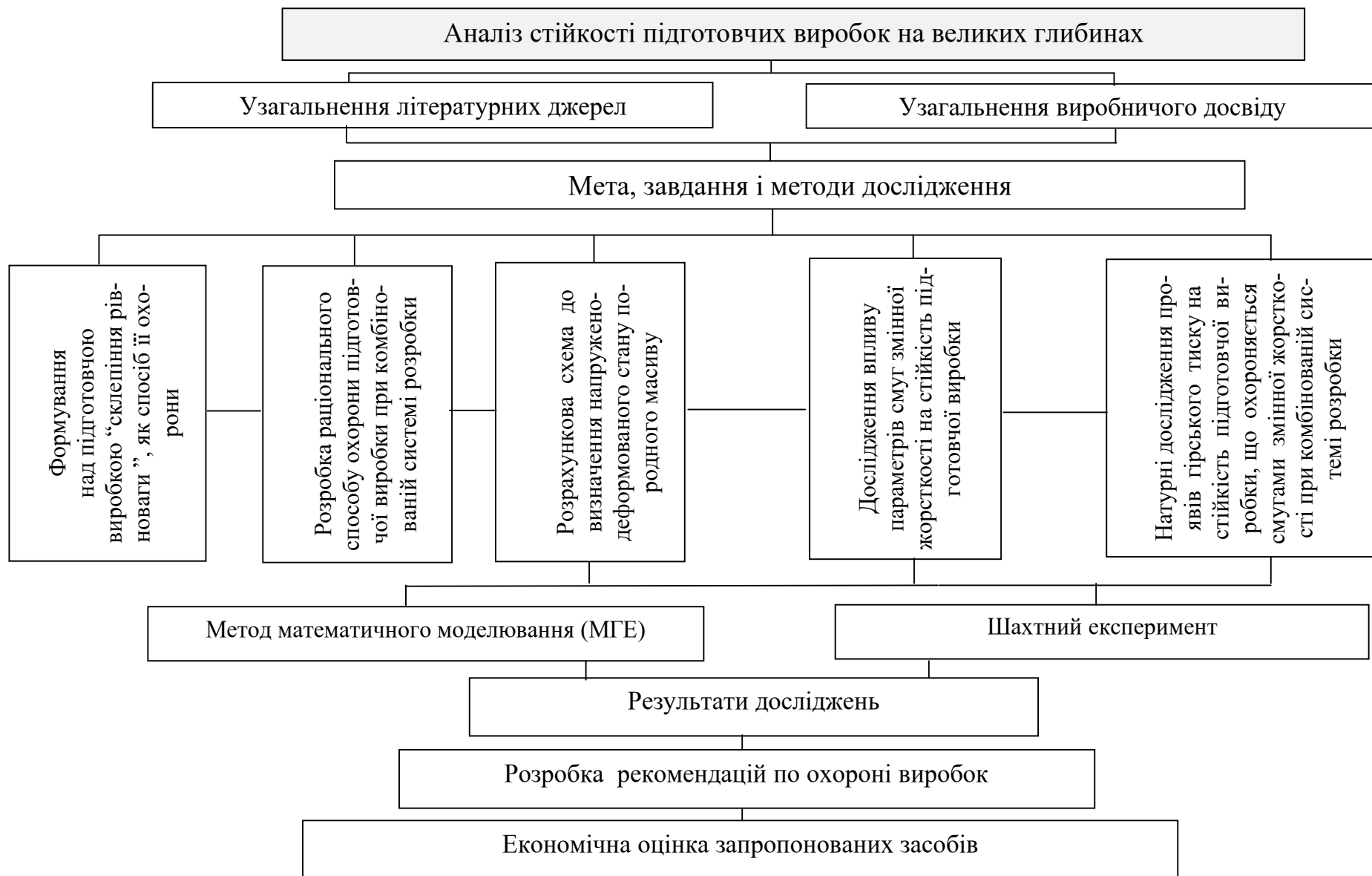


Рис. 2.4. Структурно-логічна схема досліджень



## ВИСНОВКИ

1. У гірничо-геологічних умовах, що ускладнюються з глибиною, характеризуються нестійкими бічними породами, високим гірським тиском, газоносністю і викидонебезпечністю, браком прохідницьких комбайнів і очисних механізованих комплексів економічно доцільно й екологічно обґрунтоване подальше розширення області застосування комбінованої системи розробки. При економічній кризі дана система не тільки конкурентоспроможна зі стовповою, але й у багатьох випадках на голову вища. Працюючи за комбінованою системою розробки, можливо вчасно вводити в дію нові очисні вибої замість тих, що вибувають, а також вирішити низку технічних, економічних, екологічних і соціальних питань.

2. Запропоновано оригінальний спосіб охорони підготовчої виробки при комбінованій системі розробки, що полягає у формуванні “склепіння рівноваги” двосторонніми опорами змінної жорсткості, які пропонується підтвердити аналітично й перевірити експериментально при проведенні шахтних досліджень запропонованої технології, відповідно до структурно-логічної схеми досліджень.

3. Раціональні параметри охорони підготовчих виробок в конкретних гірничо-геологічних умовах можна визначити тільки на основі аналізу напружено-деформованого стану системи “кріплення-бічні породи”. Для дослідження взаємодії охоронних елементів з покрівлею й подошвою найбільше підходить сучасний чисельний метод граничних елементів (МГЕ), ефективність якого доведена численними рішеннями самих складних задач геомеханіки.

### РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

#### 3.1. Розрахункова схема й алгоритм визначення напружено-деформованого стану у досліджуваній області порід масиву

Для можливості повторного використання підготовчих виробок, яка проводиться при комбінованій системі розробки вугілля слідом за посуванням лави, необхідно забезпечити її експлуатаційну стійкість способом, який описано у попередньому розділі. Отже, необхідно визначити раціональні параметри будової смуги змінної жорсткості, що охороняє виробку з боку виробленого простору, і так званої піддатливої опори, яка створюється вибурюванням вугілля з боку масиву.

Раціональними вважаються такі розміри жорсткої і піддатливої частин будової смуги і така ширина піддатливої опори, при яких деформації контуру виробки не перевищують допустимих значень.

Виходячи з вимог Правил безпеки її висота може зменшитися від 3130 до 2102 мм, а ширина від 4180 до 2468 мм (рис. 3.1).

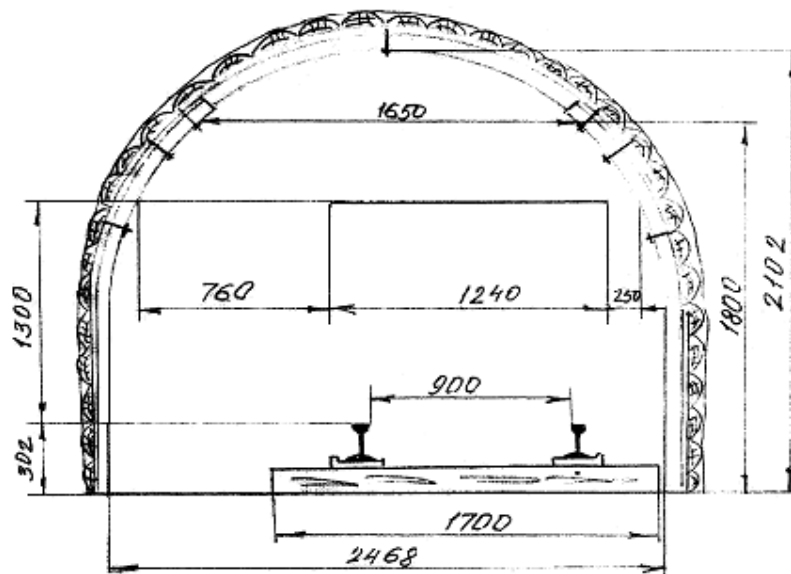


Рис 3.1. Мінімальний переріз бортового хідника, згідно з вимогами ПБ

Крім того, ці параметри повинні забезпечити симетричне навантаження кріплення.

Рішення даної геомеханічної задачі вимагає визначення й аналізу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо виробок. Розрахункова схема наведена на рис. 3.2.

Напружено-деформований стан у досліджуваній області визначався методом граничних елементів у формі фіктивних навантажень із використанням аналітичного

рішення відомої задачі Кельвіна про дію нормальних і тангенціальних сил, рівномірно розподілених на відрізку в нескінченному пружному середовищі [102].

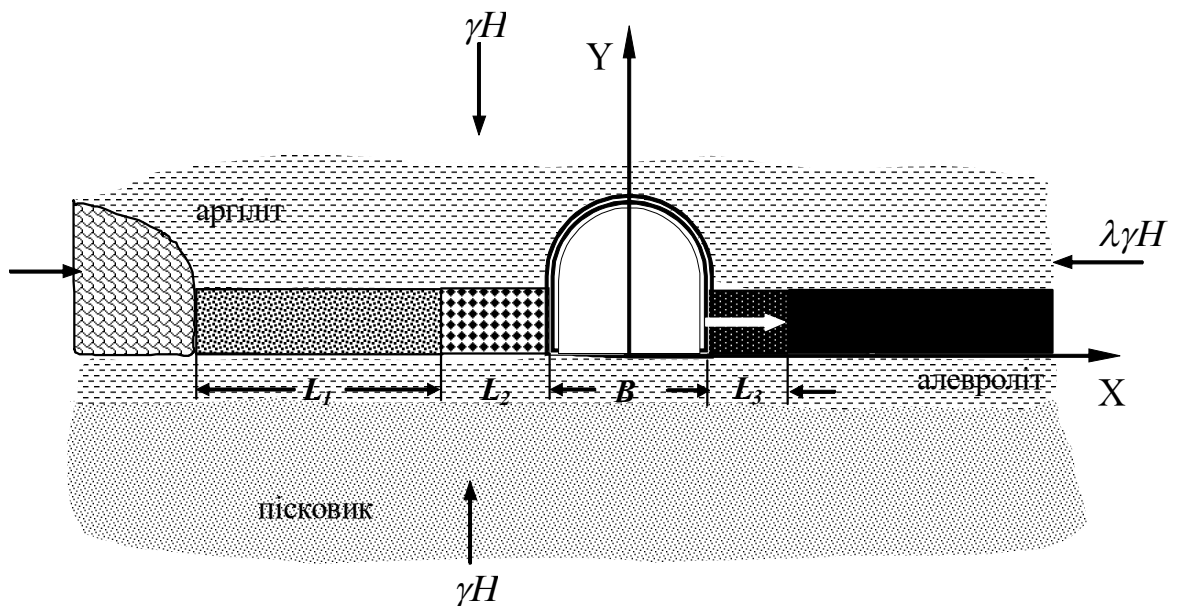


Рис. 3.2. Розрахункова схема до визначення напружено-деформованого стану масиву гірських порід у досліджуваній області:  $L_1$  – жорстка охоронна смуга;  $L_2$  – піддатлива охоронна смуга;  $L_3$  – розвантажений вугільний масив;  $B$  – ширина виробки

Задача розв’язувалась у додаткових напруженнях. Повні напруження поклалися рівними сумі початкових, які обумовлені вагою порід, і додаткових, що виникають у масиві в результаті утворення виробки. Сумарні напруження на контурі виробки за умовою задачі дорівнюють нулю. Це означає, що додаткові напруження на ньому дорівні  $\gamma H$  у вертикальному та  $\lambda\gamma H$  – у горизонтальному напрямках ( $\lambda = \nu/(1-\nu)$  – коефіцієнт бічного розпору,  $\nu$  – коефіцієнт Пуассона).

Аналогічні граничні умови мали місце на контурі піддатливої частини бутової смуги, бо зруйнована порода, що перебуває в ній, на первинному етапі практично не творить опір зсувній товщі порід, від дією очисних робіт. Те ж можна сказати і про піддатливу опору з боку масиву.

На контактах взаємодіючих елементів досліджуваного об’єкта (покрівля-жорстка частина закладки-підосва; покрівля-вугільний пласт-підосва; кріплення-порода) задавалися умови спільності деформацій.

Як правило, у методі граничних елементів основними є наступні етапи розрахунку:

- апроксимація меж досліджуваної області скінченними елементами й навантаження кожного з них фіктивними нормальними  $P_n$  і тангенціальними  $P_s$  силами;
- завдання граничних умов в елементах вільних контурів і умов спільності деформацій на контактах взаємодіючих елементів суміжних контурів;

– одержання за допомогою базового рішення аналітичних співвідношень для напружень і переміщень у кожному із граничних (у тому числі суміжних) елементів, виражених через невідомі фіктивні сили  $P_n$  і  $P_s$ ;

– обчислення отриманих співвідношень коефіцієнтів впливу напружень і переміщень; формування системи рівнянь для визначення сил  $P_n$  і  $P_s$  відповідно до заданих граничних умов і умов спільності деформацій;

– визначення сил  $P_n$  і  $P_s$ , що забезпечують виконання заданих граничних умов і умов спільності деформацій, шляхом рішення сформованої системи алгебраїчних рівнянь (у розробленому алгоритмі рішення системи здійснюється методом Гауса);

– обчислення напружень і зсувів у досліджуваній області за принципом суперпозицій від заданого навантаження й знайдених фіктивних сил, які разом забезпечують виконання заданих умов.

У загальному виді співвідношення для переміщень у напрямку нормалі до  $i$ -го граничного елемента  $u_n^i$  й у напрямку дотичної до нього  $u_s^i$  можна записати:

$$\left. \begin{aligned} u_n^i &= \sum_{J=1}^N B_{ns}^{ij} \cdot P_s^J + \sum_{J=1}^N B_{nn}^{ij} \cdot P_n^J \\ u_s^i &= \sum_{J=1}^N B_{ss}^{ij} \cdot P_s^J + \sum_{J=1}^N B_{sn}^{ij} \cdot P_n^J \end{aligned} \right\} \quad (3.1)$$

Відповідні формули для напружень  $i$ -го елемента мають вид:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_n^i &= \sum_{J=1}^N A_{ns}^{ij} \cdot P_s^J + \sum_{J=1}^N A_{nn}^{ij} \cdot P_n^J \\ \sigma_s^i &= \sum_{J=1}^N A_{ss}^{ij} \cdot P_s^J + \sum_{J=1}^N A_{sn}^{ij} \cdot P_n^J \end{aligned} \right\} \quad (3.2)$$

У співвідношеннях (3.1) і 3.2  $n$  – кількість граничних елементів;  $B_{ss}^{ij}$ ,  $B_{sn}^{ij}$ ,  $B_{ns}^{ij}$ ,  $B_{nn}^{ij}$  – коефіцієнти впливу переміщень;  $A_{ss}^{ij}$ ,  $A_{sn}^{ij}$ ,  $A_{ns}^{ij}$ ,  $A_{nn}^{ij}$  – коефіцієнти впливу напружень.

Відповідно до використовуваного аналітичного рішення, коефіцієнти впливу визначаються за наступними формулами (3.3)

$$\begin{aligned}
 B_{ss}^{ij} &= \frac{1}{2G} \left[ (3 - 4\nu) \cos \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\sin \gamma \bar{F}_2 - \cos \gamma \bar{F}_3) \right], \\
 B_{sn}^{ij} &= \frac{1}{2G} \left[ (3 - 4\nu) \sin \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\cos \gamma \bar{F}_2 + \sin \gamma \bar{F}_3) \right], \\
 B_{ns}^{ij} &= \frac{1}{2G} \left[ - (3 - 4\nu) \sin \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\cos \gamma \bar{F}_2 + \sin \gamma \bar{F}_3) \right], \\
 B_{nn}^{ij} &= \frac{1}{2G} \left[ (3 - 4\nu) \cos \gamma \bar{F}_1 + \bar{y} (\sin \gamma \bar{F}_2 - \cos \gamma \bar{F}_3) \right], \\
 A_{ss}^{ij} &= -2(1 - \nu) (\sin 2\gamma \bar{F}_2 - \cos 2\gamma \bar{F}_3) - \bar{y} (\sin 2\gamma \bar{F}_4 + \cos 2\gamma \bar{F}_5), \\
 A_{sn}^{ij} &= (1 - 2\nu) (\cos 2\gamma \bar{F}_2 + \sin 2\gamma \bar{F}_3) - \bar{y} (\cos 2\gamma \bar{F}_4 - \sin 2\gamma \bar{F}_5), \\
 A_{ns}^{ij} &= \bar{F}_2 - 2(1 - \nu) (\cos 2\gamma \bar{F}_2 + \sin 2\gamma \bar{F}_3) - \bar{y} (\cos 2\gamma \bar{F}_4 - \sin 2\gamma \bar{F}_5), \\
 A_{nn}^{ij} &= \bar{F}_3 - (1 - 2\nu) (\sin 2\gamma \bar{F}_2 - \cos 2\gamma \bar{F}_3) + \bar{y} (\sin 2\gamma \bar{F}_4 + \cos 2\gamma \bar{F}_5),
 \end{aligned} \tag{3.3}$$

де  $G$  – модуль деформації породи;  $\bar{F}_1(\bar{x}, \bar{y}) = f(\bar{x}, \bar{y})$ ;

$\bar{x}^i, \bar{y}^i$  – локальні координати, пов'язані з  $i$ -м елементом;

$$f(\bar{x}, \bar{y}) = -\frac{1}{4\pi(1-\nu)} \left[ \bar{y} \left( \arctg \frac{\bar{y}}{\bar{x} - a^j} - \arctg \frac{\bar{y}}{\bar{x} + a^j} \right) - \right. \\
 \left. (\bar{x} - a^j) \ln \sqrt{(\bar{x} - a^j)^2 + \bar{y}^2} + \right. \\
 \left. + (\bar{x} + a^j) \ln \sqrt{(\bar{x} + a^j)^2 + \bar{y}^2} \right]$$

функція  $f(\bar{x}, \bar{y})$  – характеризує вплив фіктивних навантажень, прикладених до  $j$ -го елемента, на напруження й зсуви  $i$ -го елемента;

$$\bar{F}_2(\bar{x}, \bar{y}) = \frac{\partial f}{\partial \bar{x}}; \quad \bar{F}_3(\bar{x}, \bar{y}) = \frac{\partial f}{\partial \bar{y}}; \quad \bar{F}_4(\bar{x}, \bar{y}) = \frac{\partial^2 f}{\partial \bar{x} \partial \bar{y}}; \quad \bar{F}_5(\bar{x}, \bar{y}) = \frac{\partial^2 f}{\partial \bar{x}^2};$$

$\gamma = \beta^i - \beta^j$  – кут, що визначає взаємне розташування локальних систем координат  $(\bar{x}^i, \bar{y}^i)$   $i$ -го елемента й  $(\bar{x}^j, \bar{y}^j)$   $j$ -го елемента;  $2a^j$  – довжина  $j$ -го елемента.

Формули, що визначають локальні координати центра елемента  $i$  щодо центра елемента  $j$  мають вид:

$$\begin{aligned}
 \bar{x} &= (\bar{x}^i - \bar{x}^j) \cos \beta^j + (\bar{y}^i - \bar{y}^j) \sin \beta^j, \\
 \bar{y} &= -(\bar{x}^i - \bar{x}^j) \sin \beta^j + (\bar{y}^i - \bar{y}^j) \cos \beta^j.
 \end{aligned} \tag{3.4}$$



Власні коефіцієнти впливу, що характеризують вплив фіктивних навантажень  $P_n^i$  і  $P_s^i$   $i$ -го елемента на зсуви й напружень і самого  $i$ -го елемента, виходять відповідно до співвідношень (3.3), якщо в них закласти  $\bar{x} = \bar{y} = \gamma = 0$ , і мають вид:

$$\begin{aligned} B_{sn}^{ij} = B_{ns}^{ij} = 0; & & B_{ss}^{ii} = B_{nn}^{ii} = -\frac{3-4\nu}{4\pi G(1-\nu)} a^i \ln a^i; \\ A_{sn}^{ij} = A_{ns}^{ij} = 0; & & A_{ss}^{ii} = A_{nn}^{ii} = \frac{1}{2}. \end{aligned} \quad (3.5)$$

Вихідна система рівнянь розв'язуваної задачі формується з урахуванням скінченно-елементної апроксимації меж досліджуваної області, показаної на рис. 3.3.

Вона включає сім областей:  $C_1$  – породний масив у покрівлі пласта;  $C_2$  – вугільний пласт;  $C_3$  – піддатлива опора;  $C_4$  – піддатлива закладна смуга;  $C_5$  – жорстка закладна смуга;  $C_6$  – вироблений простір;  $C_7$  – породний масив у підшві пласта. Межі областей  $C_k$  ( $k = 1, 2, 3, 4, 5, 6$ ) апроксимуються відповідно  $N_k$  елементами, кількість яких залежить від довжини розглянутих меж  $L_1, L_2, L_3$ . (рис. 3.2).

У загальному випадку вихідна система алгебраїчних рівнянь із  $2N$  невідомими фіктивними силами, що за своєю суттю описує задані граничні умови на вільних контурах досліджуваної області й умови спільності деформацій – на суміжних, має вид:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{j=1}^N C_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{sn}^{ij} P_n^j &= b_s^i \\ \sum_{j=1}^N C_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{nn}^{ij} P_n^j &= b_n^i \end{aligned} \right\} \quad (3.6)$$

$$i = 1, 2, 3, \dots, N$$

Праві частини рівнянь (3.6)  $b_s^i, b_n^i$  і коефіцієнти  $C_{ss}^{ij}, C_{sn}^{ij}, C_{ns}^{ij}, C_{nn}^{ij}$  визначаються в такий спосіб:

а) якщо  $i$ -й елемент лежить на вільному контурі областей  $C_k$  ( $k = 1, \dots, 6$ ), то:

$$b_s^i = (\sigma_s^i)_0^\infty, \quad b_n^i = (\sigma_n^i)_0^\infty - \text{зусилля на нескінченності};$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} A_{ss}^{ij}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ 0, & \text{якщо } j\text{-й елемент не належить контуру області } C_k \end{cases}$$

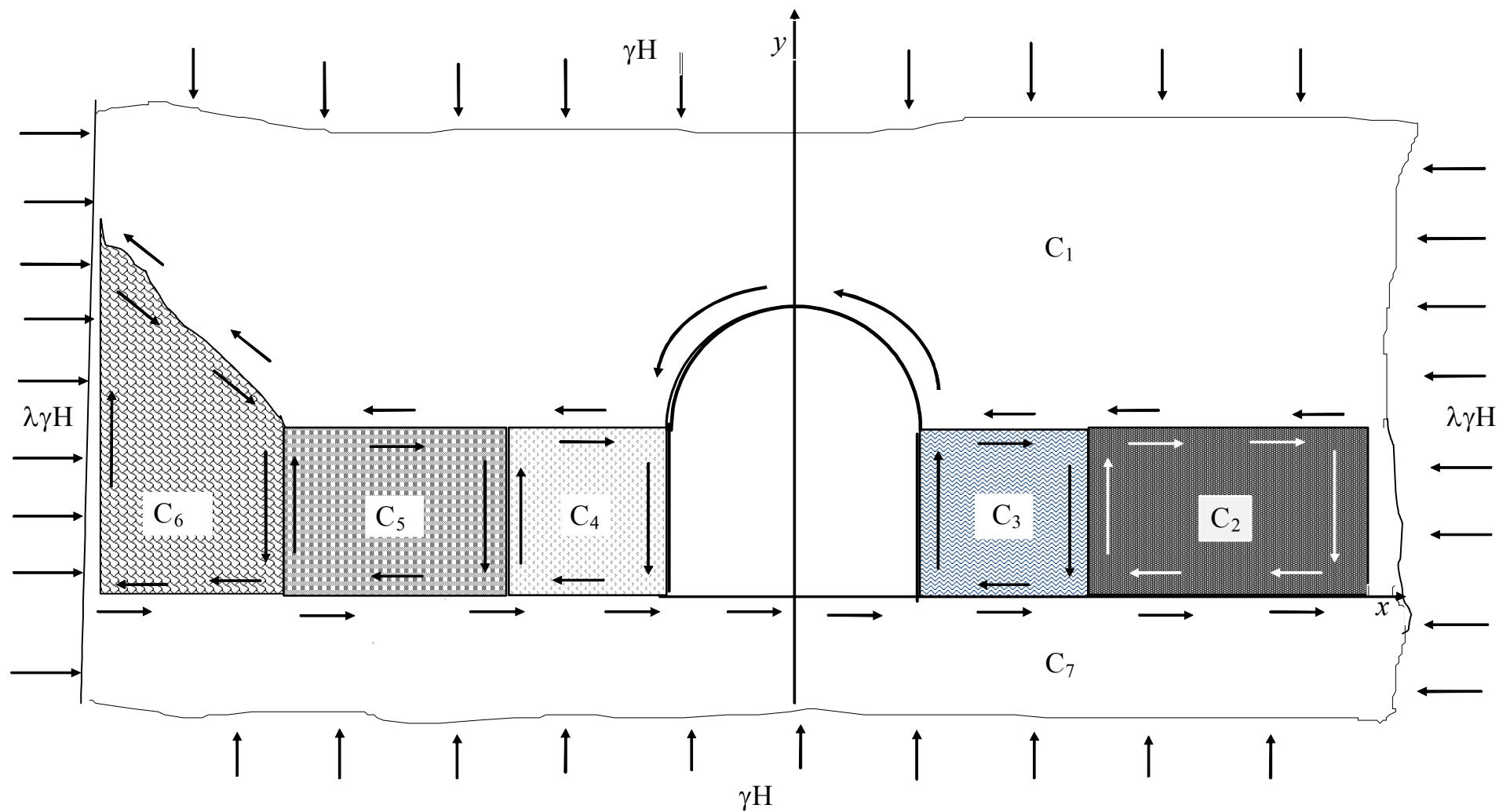


Рис. 3.3. Схема граничних умов

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} A_{sn}^{ij}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ 0, & \text{якщо } j\text{-й елемент не належить контуру області } C_k \end{cases}$$

$$C_{ns}^{ij} = \begin{cases} A_{ns}^{ij}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ 0, & \text{якщо } j\text{-й елемент не належить контуру області } C_k \end{cases}$$

$$C_{nn}^{ij} = \begin{cases} A_{nn}^{ij}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ C_{nn}^{ij} = 0, & \text{якщо } j\text{-й елемент не належить контуру області } C_k \end{cases}$$

б) Якщо  $i$  і  $i^*$  – номери контактуючих елементів, що належать різним областям, то з урахуванням умов спільності деформацій, заданих у напруженнях (суміжний контур області  $C_k$ ) і в переміщеннях (суміжний контур області  $C_l$ ), при  $k > l$  маємо відповідно:

$$\sigma_s^i = \sigma_s^{i[k]} - \sigma_s^{i^*[l]} = 0; \quad \sigma_n^i = \sigma_n^{i[k]} - \sigma_n^{i^*[l]} = 0;$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} A_{ss}^{ij[k]}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ A_{ss}^{i^*j[l]}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_l \end{cases} \quad (3.8)$$

Аналогічно для коефіцієнтів  $C_{sn}^{ij}$ ,  $C_{ns}^{ij}$ ,  $C_{nn}^{ij}$ :

$$b_s^i = u_s^{i[l]} + u_s^{i^*[k]} = 0; \quad b_n^i = u_n^{i[l]} + u_n^{i^*[k]} = 0;$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} B_{ss}^{i^*j[k]}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_k \\ B_{ss}^{ij[l]}, & \text{якщо } j\text{-й елемент належить контуру області } C_l \end{cases} \quad (3.9)$$

і т.д. для коефіцієнтів  $C_{sn}^{ij}$ ,  $C_{ns}^{ij}$ ,  $C_{nn}^{ij}$ .

Вирішуючи отриману у такий спосіб систему  $2N$  лінійних алгебраїчних рівнянь (3.3), знайдемо сили  $P_s^i$  й  $P_n^i$ , а потім відповідно до принципу суперпозиції за формулами (3.1) і (3.2) з урахуванням (3.3) - (3.5) розраховуємо зсуви й напруження в будь-якій точці досліджуваної області.

### 3.2. Дослідження впливу геометричних параметрів смуг змінної жорсткості на стійкість підготовчих виробок

Розрахунок напружено-деформованого стану породного масиву проводився виходячи з фізико-механічних характеристик закладки вугілля й порід, що вміщують, наведених у табл. 3.1, згідно [3, 18, 108-110, 112] для глибини розробки  $H = 1145$  м і потужності вугільного пласта  $m = 1,3$  м. Корисні відомості по вугіллю й породах, що вміщують (пісковиках, алевролітах, аргілітах), наведені в рекомендаціях ВНІМІ [112]. Вони також використовуються в роботі.

Таблиця 3.1

Вихідні дані до розрахунку

Фізико-механічні характеристики	Модуль Юнга, Е, МПа	Коефіцієнт Пуассона, $\nu$	Об'ємна вага, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Межа міцності на стиск, $\sigma_c$ , МПа
Порода				
Жорстка закладна смуга	$0,41 \cdot 10^4$	0,16	2,20	10
Піддатлива опора	$0,14 \cdot 10^4$	0,15	1,10	-
Покрівля (сланцюватий аргіліт)	$0,60 \cdot 10^4$	0,23	2,65	54
Підошва (сланцюватий алевроліт)	$2,10 \cdot 10^4$	0,18	2,70	68
Вугілля	$0,28 \cdot 10^4$	0,30	1,77	18

Кріплення виробок розглядалося як двошарова конструкція – металева частина й приєднана до неї частина породного масиву. При цьому за методикою, описаною в монографії [131], існуюча форма поверхні металевого кріплення замінялася циліндричною. Товщина циліндричної поверхні  $\delta$  вважалася рівною висоті профілю  $h$ , з якого виготовлене кріплення, а модуль пружності замінявся приведеним. Величина приведенного модуля  $E_{np}$  призначалася такою, щоб циліндричне кріплення було еквівалентне за жорсткістю реальному кріпленню на ділянці, довжина якої дорівнює кроку установки кріплення  $l_o$ , тобто щоб виконувалася умова жорсткості реального кріплення на ділянці, довжина якої дорівнює кроку установки кріплення  $l_o$ , тобто щоб виконувалася умова:

$$E_{cm} I_{cm} = E_{np} l_o \delta^3 / 12, \quad (3.10)$$

де  $E_{cm}$ ,  $I_{cm}$  – модуль пружності сталі й момент інерції профілю кріплення.

У розглянутому конкретному випадку використовується кріплення КМП-А3-22/11,2, для якого  $E_{cm} = 2 \cdot 10^5$  МПа,  $I_{cm} = 0,566 \cdot 10^{-5}$  м<sup>4</sup>,  $l_0 = 0,85$  м.

Визначений за цими даними приведений модуль за допомогою формули (3.10) склав  $1,2 \cdot 10^4$  МПа.

Розрахунки виконувалися при різних значеннях параметрів жорсткої  $L_1$  і піддатливої  $L_2$  частин бутової смуги. Варіювалася також ширина  $L_3$  піддатливої опори з боку масиву.

Виходячи з можливих меж зміни варійованих величин відношення  $L_1/L_2$  у розрахунках приймали значення [1,6-12,0], а відношення  $L_3/L_2$  належало області [1/5-5].

Розглядався переріз виробок, віддалений від лави на 75 м, в якому за результатами шахтних спостережень мали місце найбільші зближення підосви з покрівлею й деформації контуру кріплення підготовчих виробок.

Усього було виконано 125 розрахунків. Результати розрахунків у вигляді максимальної зміни висоти контуру кріплення  $(\Delta u_y)_{max}$  і ширини  $(\Delta u_x)_{max}$  для всіх розглянутих варіантів наведені в табл. 3.2. Зазначені величини  $(\Delta u_y)_{max}$  і  $(\Delta u_x)_{max}$  обумовлені тільки деформацією самого кріплення.

Таблиця 3.2

Результати математичного моделювання

$L_1$ , м	$L_2$ , м	$L_3$ , м	$K_2$	$K_{21}$	$K_{31}$	$(\Delta u_x)_{max}$ , см	$(\Delta u_y)_{max}$ , см
1	2	3	4	5	6	7	8
12,000	1,000	1,000	1,000	0,083	0,083	1,990	16,890
11,000	2,000	1,000	0,500	0,182	0,091	2,400	19,993
10,000	3,000	1,000	0,333	0,300	0,100	2,610	22,707
9,000	4,000	1,000	0,250	0,444	0,111	2,710	25,268
8,000	5,000	1,000	0,200	0,625	0,125	2,770	27,695
12,000	1,000	2,000	2,000	0,083	0,167	2,300	19,631
11,000	2,000	2,000	1,000	0,182	0,182	2,790	23,098
10,000	3,000	2,000	0,667	0,300	0,200	3,060	26,241
9,000	4,000	2,000	0,500	0,444	0,222	3,220	29,149
8,000	5,000	2,000	0,400	0,625	0,250	3,400	31,901
12,000	1,000	3,000	3,000	0,083	0,250	2,450	22,125
11,000	2,000	3,000	1,500	0,182	0,273	3,000	25,962
10,000	3,000	3,000	1,000	0,300	0,300	3,310	29,451
9,000	4,000	3,000	0,750	0,444	0,333	3,510	32,684
8,000	5,000	3,000	0,600	0,625	0,375	3,640	35,760
12,000	1,000	4,000	4,000	0,083	0,333	2,810	24,418
11,000	2,000	4,000	2,000	0,182	0,364	3,120	28,601
10,000	3,000	4,000	1,333	0,300	0,400	3,460	32,427
9,000	4,000	4,000	1,000	0,444	0,444	3,690	35,995
8,000	5,000	4,000	0,800	0,625	0,500	3,850	39,351
8,000	1,000	1,000	1,000	0,125	0,125	2,256	18,020
8,000	1,000	2,000	2,000	0,125	0,250	2,348	19,996
8,000	1,000	3,000	3,000	0,125	0,375	2,441	21,903
8,000	1,000	4,000	4,000	0,125	0,500	2,534	23,847



**РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК**

Продовження табл.3.2

1	2	3	4	5	6	7	8
8,000	1,000	5,000	5,000	0,125	0,625	2,627	25,789
8,000	2,000	1,000	0,500	0,250	0,125	2,436	20,114
8,000	2,000	2,000	1,000	0,250	0,250	2,657	22,818
8,000	2,000	3,000	1,500	0,250	0,375	2,878	25,525
8,000	2,000	4,000	2,000	0,250	0,500	3,098	28,230
8,000	2,000	5,000	2,500	0,250	0,625	3,319	30,935
8,000	3,000	1,000	0,333	0,375	0,125	2,566	22,197
8,000	3,000	2,000	0,667	0,375	0,250	2,852	25,387
8,000	3,000	3,000	1,000	0,375	0,375	3,139	28,579
8,000	3,000	4,000	1,333	0,375	0,500	3,425	31,769
8,000	3,000	5,000	1,667	0,375	0,625	3,711	34,961
8,000	4,000	1,000	0,250	0,500	0,125	2,700	24,622
8,000	4,000	2,000	0,500	0,500	0,250	3,042	28,288
8,000	4,000	3,000	0,750	0,500	0,375	3,385	31,952
8,000	4,000	4,000	1,000	0,500	0,500	3,727	35,617
8,000	4,000	5,000	1,250	0,500	0,625	4,070	39,283
9,000	1,000	1,000	1,000	0,111	0,111	2,256	18,020
9,000	1,000	2,000	2,000	0,111	0,222	2,348	19,962
9,000	1,000	3,000	3,000	0,111	0,333	2,441	21,903
9,000	1,000	4,000	4,000	0,111	0,444	2,534	23,847
9,000	1,000	5,000	5,000	0,111	0,556	2,627	25,789
9,000	2,000	1,000	0,500	0,222	0,111	2,436	20,114
9,000	2,000	2,000	1,000	0,222	0,222	2,657	22,818
9,000	2,000	3,000	1,500	0,222	0,333	2,878	25,525
9,000	2,000	4,000	2,000	0,222	0,444	3,098	28,230
9,000	2,000	5,000	2,500	0,222	0,556	3,319	30,935
9,000	3,000	1,000	0,333	0,333	0,111	2,566	22,197
9,000	3,000	2,000	0,667	0,333	0,222	2,852	25,387
9,000	3,000	3,000	1,000	0,333	0,333	3,139	28,579
9,000	3,000	4,000	1,333	0,333	0,444	3,425	31,770
9,000	3,000	5,000	1,667	0,333	0,556	3,711	34,961
9,000	5,000	1,000	0,200	0,556	0,111	2,856	27,601
9,000	5,000	2,000	0,400	0,556	0,222	3,258	31,805
9,000	5,000	3,000	0,600	0,556	0,333	3,660	36,008
9,000	5,000	4,000	0,800	0,556	0,444	4,061	40,212
9,000	5,000	5,000	1,000	0,556	0,556	4,463	44,418
10,000	1,000	1,000	1,000	0,100	0,100	2,256	18,020
10,000	1,000	2,000	2,000	0,100	0,200	2,348	19,962
10,000	1,000	3,000	3,000	0,100	0,300	2,441	21,903
10,000	1,000	4,000	4,000	0,100	0,400	2,534	23,847
10,000	1,000	5,000	5,000	0,100	0,500	2,627	25,789
10,000	2,000	1,000	0,500	0,200	0,100	2,436	20,114
10,000	2,000	2,000	1,000	0,200	0,200	2,657	22,818
10,000	2,000	3,000	1,500	0,200	0,300	2,878	25,525
10,000	2,000	4,000	2,000	0,200	0,400	3,098	28,230
10,000	2,000	5,000	2,500	0,200	0,500	3,319	30,935
10,000	4,000	1,000	0,250	0,400	0,100	2,700	24,622
10,000	4,000	2,000	0,500	0,400	0,200	3,042	28,288
10,000	4,000	3,000	0,750	0,400	0,300	3,385	31,952
10,000	4,000	4,000	1,000	0,400	0,400	3,727	35,617

**РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК**

Продовження табл.3.2

1	2	3	4	5	6	7	8
10,000	4,000	5,000	1,250	0,400	0,500	4,070	39,983
10,000	5,000	1,000	0,200	0,500	0,100	2,856	27,601
10,000	5,000	2,000	0,400	0,500	0,200	3,258	31,805
10,000	5,000	3,000	0,600	0,500	0,300	3,660	36,008
10,000	5,000	4,000	0,800	0,500	0,400	4,061	40,212
10,000	5,000	5,000	1,000	0,500	0,500	4,463	41,418
11,000	1,000	1,000	1,000	0,091	0,091	2,256	18,020
11,000	1,000	2,000	2,000	0,091	0,182	2,348	19,962
11,000	1,000	3,000	3,000	0,091	0,273	2,441	21,303
11,000	1,000	4,000	4,000	0,091	0,364	2,534	23,847
11,000	1,000	5,000	5,000	0,091	0,455	2,627	25,789
11,000	3,000	1,000	0,333	0,273	0,091	2,566	22,197
11,000	3,000	2,000	0,667	0,273	0,182	2,852	25,387
11,000	3,000	3,000	1,000	0,273	0,273	3,139	28,579
11,000	3,000	4,000	1,333	0,273	0,364	3,425	31,770
11,000	3,000	5,000	1,667	0,273	0,455	3,711	34,961
11,000	4,000	1,000	0,250	0,364	0,091	2,700	24,622
11,000	4,000	2,000	0,500	0,364	0,182	3,042	28,288
11,000	4,000	3,000	0,750	0,364	0,273	3,385	31,952
11,000	4,000	4,000	1,000	0,364	0,364	3,727	35,617
11,000	4,000	5,000	1,250	0,364	0,455	4,070	39,983
11,000	5,000	1,000	0,200	0,455	0,091	2,856	27,601
11,000	5,000	2,000	0,400	0,455	0,182	3,258	31,805
11,000	5,000	3,000	0,600	0,455	0,273	3,660	36,008
11,000	5,000	4,000	0,800	0,455	0,364	4,061	40,212
11,000	5,000	5,000	1,000	0,455	0,455	4,463	41,418
12,000	2,000	1,000	0,500	0,167	0,083	2,436	20,114
12,000	2,000	2,000	1,000	0,167	0,167	2,657	22,818
12,000	2,000	3,000	1,500	0,167	0,250	2,878	25,525
12,000	2,000	4,000	2,000	0,167	0,333	3,098	28,230
12,000	2,000	5,000	2,500	0,167	0,417	3,319	30,935
12,000	3,000	1,000	0,333	0,250	0,083	2,566	22,197
12,000	3,000	2,000	0,667	0,250	0,167	2,852	25,387
12,000	3,000	3,000	1,000	0,250	0,250	3,139	28,579
12,000	3,000	4,000	1,333	0,250	0,333	3,425	31,770
12,000	3,000	5,000	1,667	0,250	0,417	3,711	34,961
12,000	4,000	1,000	0,250	0,333	0,083	2,700	24,622
12,000	4,000	2,000	0,500	0,333	0,167	3,042	28,288
12,000	4,000	3,000	0,750	0,333	0,250	3,385	31,952
12,000	4,000	4,000	1,000	0,333	0,333	3,727	35,617
12,000	4,000	5,000	1,250	0,333	0,417	4,070	39,983
12,000	5,000	1,000	0,200	0,417	0,083	2,856	27,601
12,000	5,000	2,000	0,400	0,417	0,167	3,258	31,805
12,000	5,000	3,000	0,600	0,417	0,250	3,660	36,008
12,000	5,000	4,000	0,800	0,417	0,333	4,061	40,212
12,000	5,000	5,000	1,000	0,417	0,417	4,463	41,418
12,000	1,000	5,000	5,000	0,083	0,417	2,627	25,789
11,000	2,000	5,000	2,500	0,182	0,455	3,319	30,935
10,000	3,000	5,000	1,667	0,300	0,500	3,711	34,961
9,000	4,000	5,000	1,250	0,444	0,556	4,070	39,283
8,000	5,000	5,000	1,000	0,625	0,625	4,463	41,418

Аналіз отриманих даних показав, що деформації контуру кріплення перебувають у тісному взаємозв'язку з відношеннями  $L_1/L_2$  й  $L_3/L_2$  (табл. 3.3).

Таблиця 3.3

Результати кореляційного аналізу

	$(\Delta u_x)_{\max}$	$(\Delta u_y)_{\max}$	$K_2 = L_3/L_2$	$K_{21} = L_2/L_1$	$K_{31} = L_3/L_1$
$(\Delta u_x)_{\max}$	1,00	0,97	-0,28	0,71	0,81
$(\Delta u_y)_{\max}$	0,97	1,00	-0,25	0,77	0,82
$K_2 = L_3/L_2$	-0,28	-0,25	1,00	-0,65	0,27
$K_{21} = L_2/L_1$	0,71	0,77	-0,65	1,00	0,30
$K_{31} = L_3/L_1$	0,81	0,82	0,27	0,30	1,00

На основі кореляційного аналізу результатів виконаних розрахунків знайдені співвідношення для відносних максимальних вертикальних і горизонтальних деформацій контуру кріплення в перерізі ( $l = 75$  м):

$$(\Delta u_x)_{\max} = 21,18 - 2,02K_2 + 5,38K_{21} + 35,37K_{31}; \quad (3.11)$$

$$(\Delta u_y)_{\max} = 197,60 - 4,44K_2 + 60,41K_{21} + 157,43K_{31}. \quad (3.12)$$

Кореляційні відношення встановлених залежностей (3.11) і (3.12) мають значення відповідно  $r^2 = 0,931$  і  $r^2 = 0,990$ .

Розрахунок по формулах (3.11) і (3.12) показав, що при  $L_1 = 8$  м,  $L_2 = 5$  м,  $L_3 = 3$  м деформації контуру кріплення в цьому перерізі виробок становлять  $(\Delta u_x)_{\max} = 36,4$  мм і  $(\Delta u_y)_{\max} = 357,6$  мм.

Розраховані значення не перевищують значень, що допускаються “Правилами безпеки у вугільних і сланцевих шахтах”. З цієї точки зору параметри  $L_1 = 8$  м,  $L_2 = 5$  м,  $L_3 = 3$  м можна вважати раціональними для розглянутих гірничо-геологічних умов.

### 3.3. Напружено-деформований стан покрівлі і підшви виробки, що охороняється штучними елементами

Для підтвердження сформульованого в попередньому розділі висновку про раціональні параметри смуг змінної жорсткості, що забезпечують стійкість підготовчої виробки, що охороняється, наведемо епюри розрахованих напружень  $\sigma_{yy}$  в досліджуваній області масиву.

На рис. 3.4 показано напруження  $\sigma_{yy}$  в підшві пласта, а на рис. 3.5. – в різних перерізах покрівлі пласта.

Як видно із цих рисунків, вертикальний розмір зони впливу на стан порід покрівлі підготовчих виробок становить приблизно 15 м, (у перерізі  $Y = 15$  м напруження  $\sigma_{yy}$  розподілені практично рівномірно).

Важливо те, що над кріпленням формується зона “склепіння рівноваги” – зона розвантаження. Епюри напружень  $\sigma_{yy}$  симетричні щодо вертикальної осі кріплення.

Отже, параметри  $L_1 = 8$  м,  $L_2 = 5$  м,  $L_3 = 3$  м з точки зору напруженого стану порід є раціональними. Відзначимо, що при інших значеннях цих параметрів симетрія картини розподілу напружень порушується і збільшуються переміщення точок контуру (див. табл. 3.2).

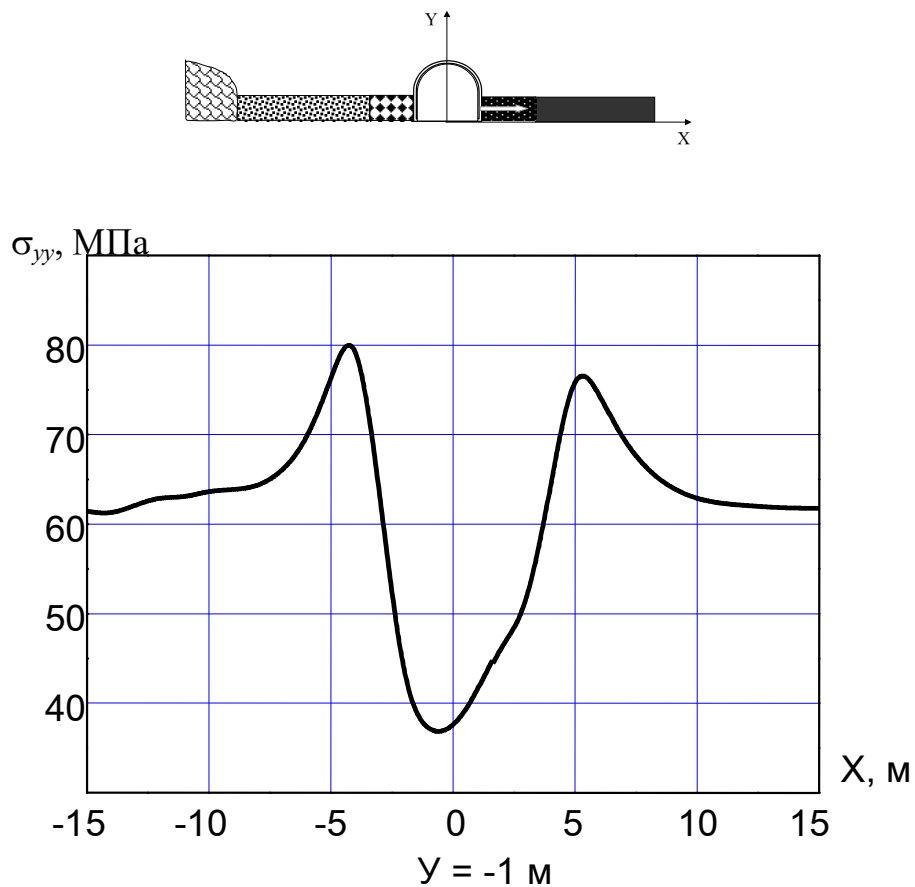


Рис. 3.4. Напруження в підошві пласта  $Y = -1$  м

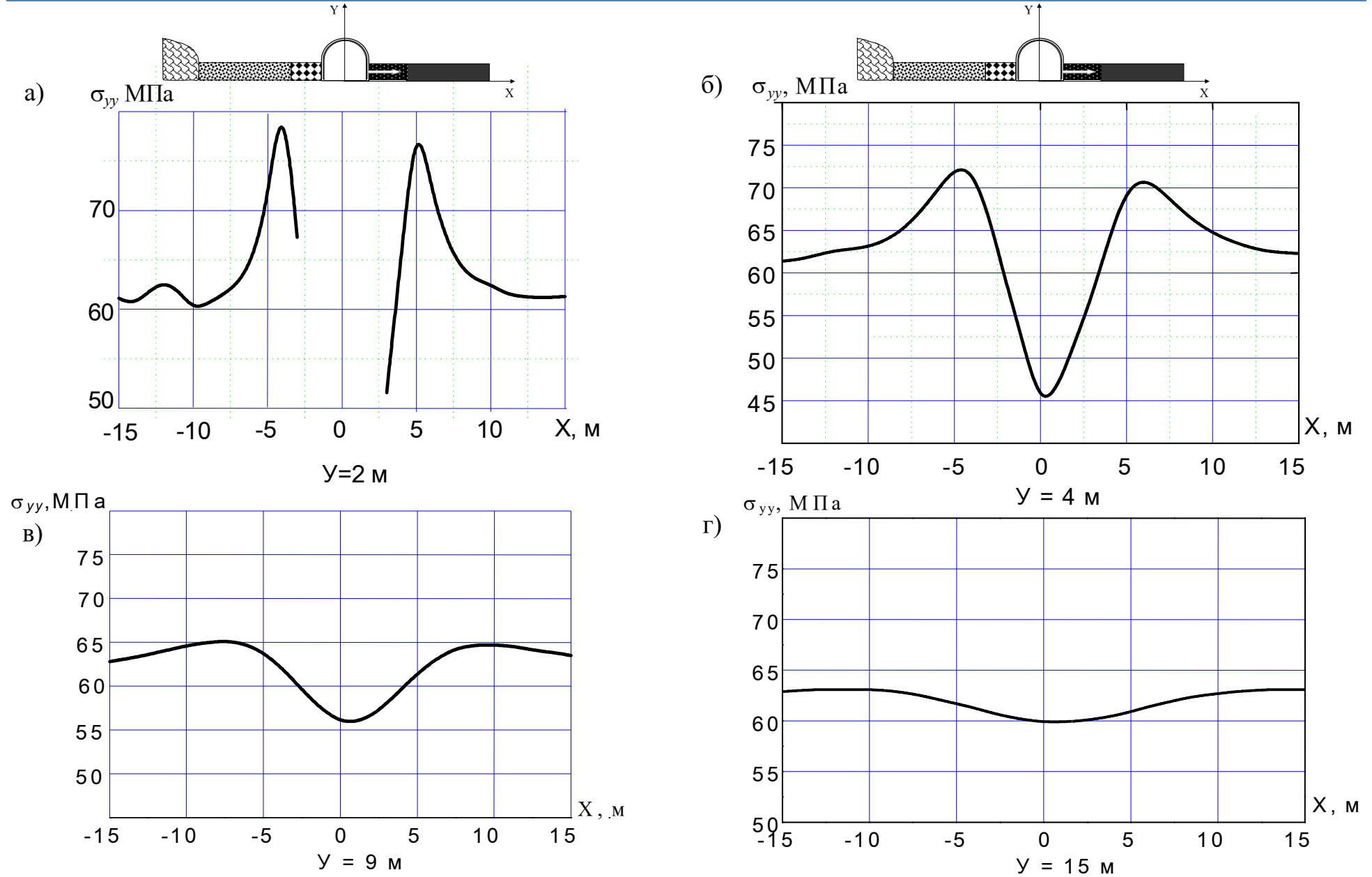


Рис. 3.5. Напруження в покрівлі пласта: а –  $Y = 2$  м; б –  $Y = 4$  м; в –  $Y = 9$  м; г –  $Y = 15$  м.



## ВИСНОВКИ

1. На основі методу граничних елементів розроблений ефективний алгоритм розрахунку напружено-деформованого стану для рішення плоских задач геомеханіки для пружних неоднорідних породних масивів з складною геометрією з використанням сучасних ЕОМ.

2. Методом граничних елементів досліджено напружено-деформований стан порід навколо виробок, проведених слідом за лавою, що відробляється при комбінованій системі розробки в гірничо-геологічних умовах шахт Чистяково-Сніжнянського промислового регіону.

3. На основі множинного кореляційного аналізу результатів 125 варіантів розрахунку вперше встановлені залежності максимальних вертикальних і горизонтальних деформацій контуру кріплення підготовчих виробок від геометричних параметрів смуг змінної жорсткості.

4. На основі аналізу результатів математичного моделювання напружено-деформованого стану порід навколо підготовчих виробок при комбінованій системі розробки для розглянутих гірничо-геологічних умов визначені раціональні параметри будової смуги змінної жорсткості й піддатливої опори з боку масиву. Стійкість виробок забезпечується при наступних параметрах: жорстка частина будової смуги шириною 8 м, піддатлива – 5 м зі співвідношенням модулів Юнга  $E_{жс}/E_n = 5,35$  і розвантаженням масиву свердловинами 3 м і діаметром 250 мм із аналогічними відношеннями  $E_{жс}/E_n = 3,3$ . Показано, що при таких встановлених значеннях геометричних параметрів в “небезпечному перерізі” ( $l = 75$  м від відходу лави) у виробки, що охороняється, епюри напруг  $\sigma_{yy}$  у покрівлі й підшві симетричні, максимальні деформації контуру кріплення  $(\Delta u_x)_{\max}$  і  $(\Delta u_y)_{\max}$  не перевищують величин, що допускаються Правилами безпеки.

## РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

### 4.1. Загальні положення

Для перевірки правильності основних теоретичних положень і одержання фактичних параметрів охорони підготовчих виробок при різних системах розробки на шахті “Прогрес” ДП “Торезантрацит” проведено низку натурних досліджень. Крім цього, метою шахтних досліджень була перевірка працездатності запропонованої технології та встановлення її основних техніко-економічних чинників.

Натурні дослідження проводилися в очисних і підготовчих виробках шахти “Прогрес” ДП “Торезантрацит”. Дослідження виконувалися в 7-й південній та 16-й західній лавах південної панелі №1 пласта  $h_8$  «Фомінський». Ці лави відпрацьовувалися за підняттям при комбінованій системі розробки. Для порівняння результатів дослідження проводилися також у 2-й лаві південної панелі № 3, що відпрацьовує пласт  $h_8$  «Фомінський» за стовповою системою розробки. Гірничо-геологічні й гірничотехнічні умови об'єктів досліджень описані в розділі 1.1. Викопіювання з плану гірничих робіт наведено на рис. 4.1.

### 4.2. Методичні положення шахтних досліджень параметрів проявів гірського тиску

Для одержання достовірної та об'єктивної інформації про характер і закони розподілу напружень, а також фактичних величин параметрів проявів гірського тиску в зонах взаємовпливу очисних і підготовчих виробок була розроблена автором і затверджена “Робоча методика”, що є самостійним документом. Методика проведення шахтних досліджень розроблена з урахуванням вимог стандартів, що регламентують організаційно-методичні й нормативно-технічні основи державних випробувань гірничошахтного обладнання відповідно до “Методичних вказівок по дослідженню проявів гірського тиску на вугільних і сланцевих шахтах” [114], а також “Тимчасовим положенням про розробку програми й методик державних випробувань гірничошахтного устаткування з механізованими кріпленнями. У методиці також використані основні положення й рекомендації з вивчення параметрів гірського тиску, розроблені О. Якобі [115], а також положення, викладені в науково-дослідних роботах [116, 117].

РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

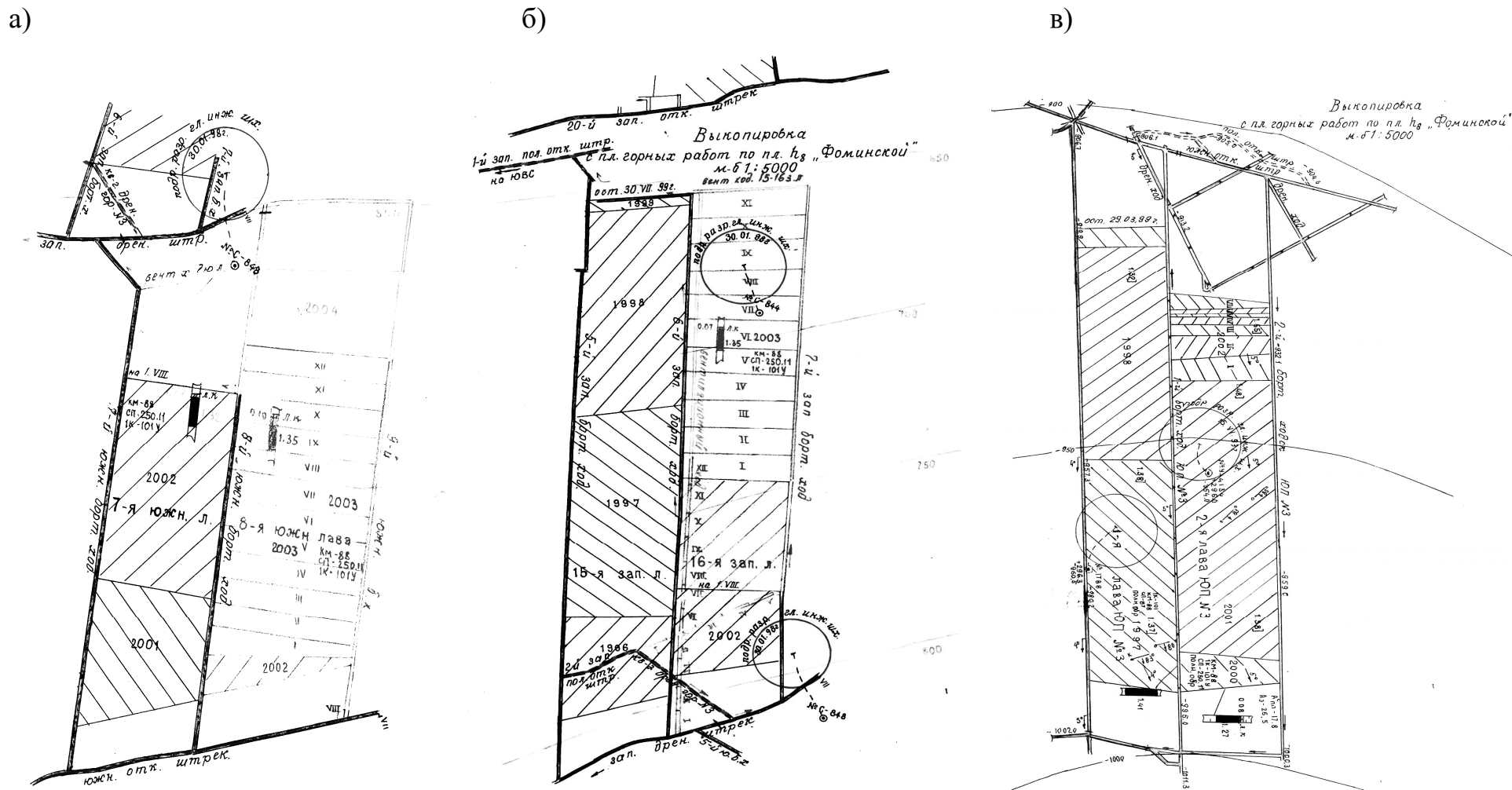


Рис. 4.1. Викопіювання з плану гірничих робіт по пласту  $h_8$  "Фомінський": а – 7-ма південна; б – 16-та західна лави ПП № 1; в – 2-га лава ПП № 3 (\*\*\*)документація оригіналу російською мовою)

У процесі досліджень ретельно вивчалися гірничо-геологічні й гірничотехнічні умови відпрацьовування пласта, його потужність і кут падіння, фізико-механічні властивості вугілля й бічних порід. Особлива увага зверталася на склад і будову покрівлі й безпосередньої підосви. Вивчення зазначених умов визначалася за шахтною документацією й шляхом безпосередніх замірів і візуальних спостережень.

Ефективність роботи очисного, прохідницького й закладного обладнання оцінювалася у взаємодії їх спільної роботи і простоїв одних машин при виконанні виробничих процесів іншими. При цьому фіксувався час простоїв. Наприклад, простої очисних комбайнів у лаві, при вибурюванні розвантажувальних свердловин, веденні БПР, закладці породи у бутову смугу тощо. При закладці й ін'єктуванні бутової смуги виконували хронометражні спостереження і заміри за елементами циклу з видобутку.

Схема розміщення приладів й устаткування на експериментальній дільниці на замірних станціях у лаві наведена на рис. 4.2.

Дослідження параметрів проявів гірського тиску у робочому просторі лави та у закладному масиві включали візуальні спостереження за тріщиноутворенням і вивалоутворенням порід безпосередньої покрівлі та інструментальні заміри величин зсувів бічних порід у робочому просторі лави й у закладному масиві; встановлення навантаження, сприйманого бутовою смугою, а також навантаження, сприйманого арковим металевим кріпленням у бортовому хіднику (штреку). При цьому фіксували зміни напусків вузлів піддатливості арки й величини вдавнення ніжок кріплення у підосву виробки, а також зміни висоти й ширини виробки відносно "середньої лінії" реперної станції.

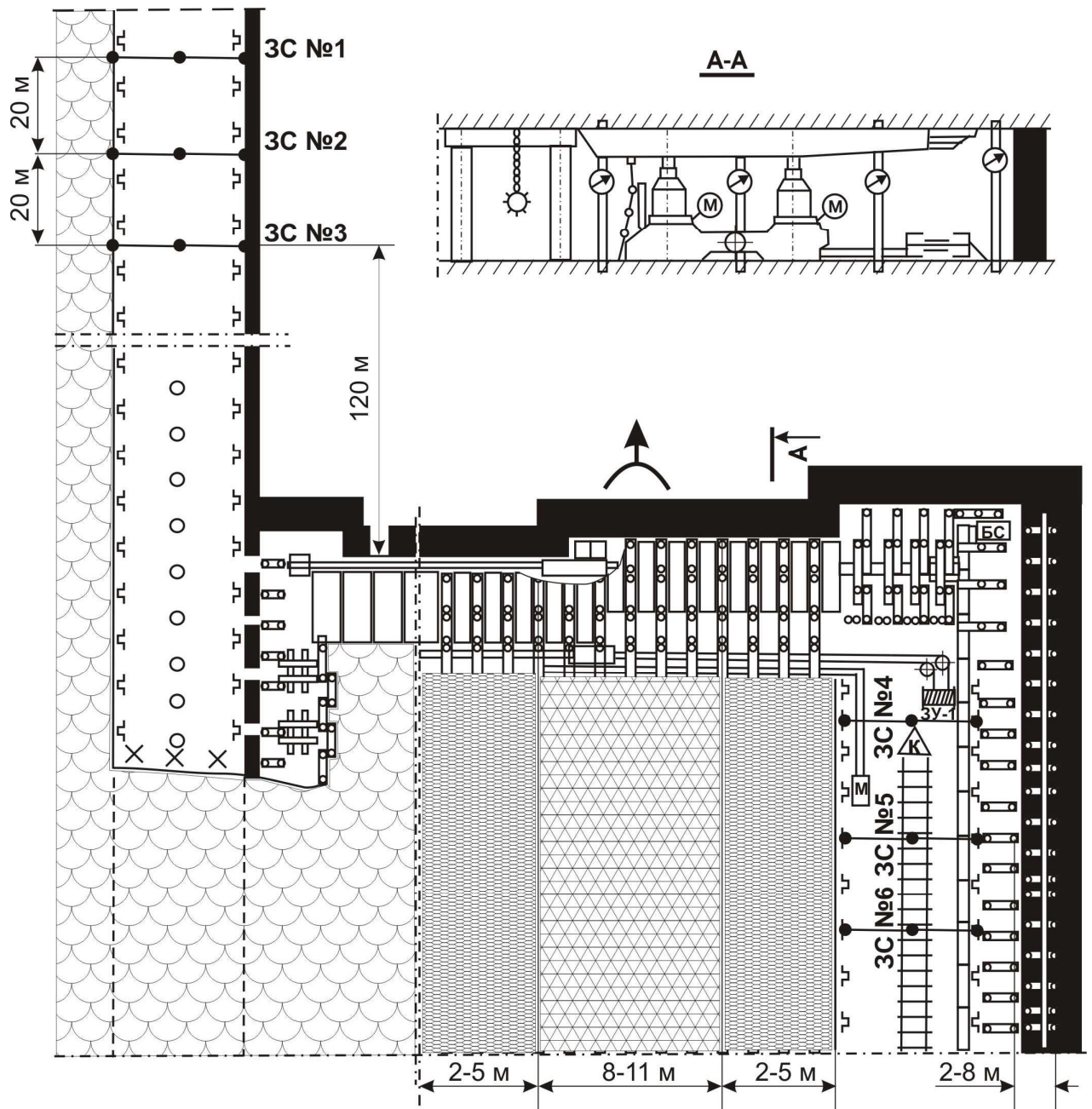
Заміри на контрольних рамах кріплення робили шляхом промірювання відстаней між насічками на бічних сегментах і верхняку при кожному циклі замірів.

Заміри зсувів бічних порід (загальної величини конвергенції підосви й покрівлі, а також боків виробки) у примикаючих до лави виробках здійснювали шляхом заміру відстаней між кожною парою однозначних реперів, а також по діагоналях (Покр-Під, Л-П, Під-Пр і т.д. згідно рис. 4.3).

Обладнана замірна реперна станція № 5 на 8-му південному бортовому хіднику 7-ї південної дослідно-промислової лави південної панелі №1 пласта  $h_8$  «Фомінський» наведена на рис. 4.4.

Замірні станції теж обладнувалися попереду очисного вибою у вентиляційній виробці (див. рис. 4.3 і 4.14).

Періодичність зняття даних замірів обумовлювалася швидкостямисування очисних і підготовчого (прохідницького) вибоїв і становила 3-5 доби, а при відході лави від реперної станції експериментальної дільниці – щодоби.



*Рис. 4.2. Схема розміщення приладів й устаткування на експериментальній дільниці на замірних станціях в підготовчих виробках і у лаві*



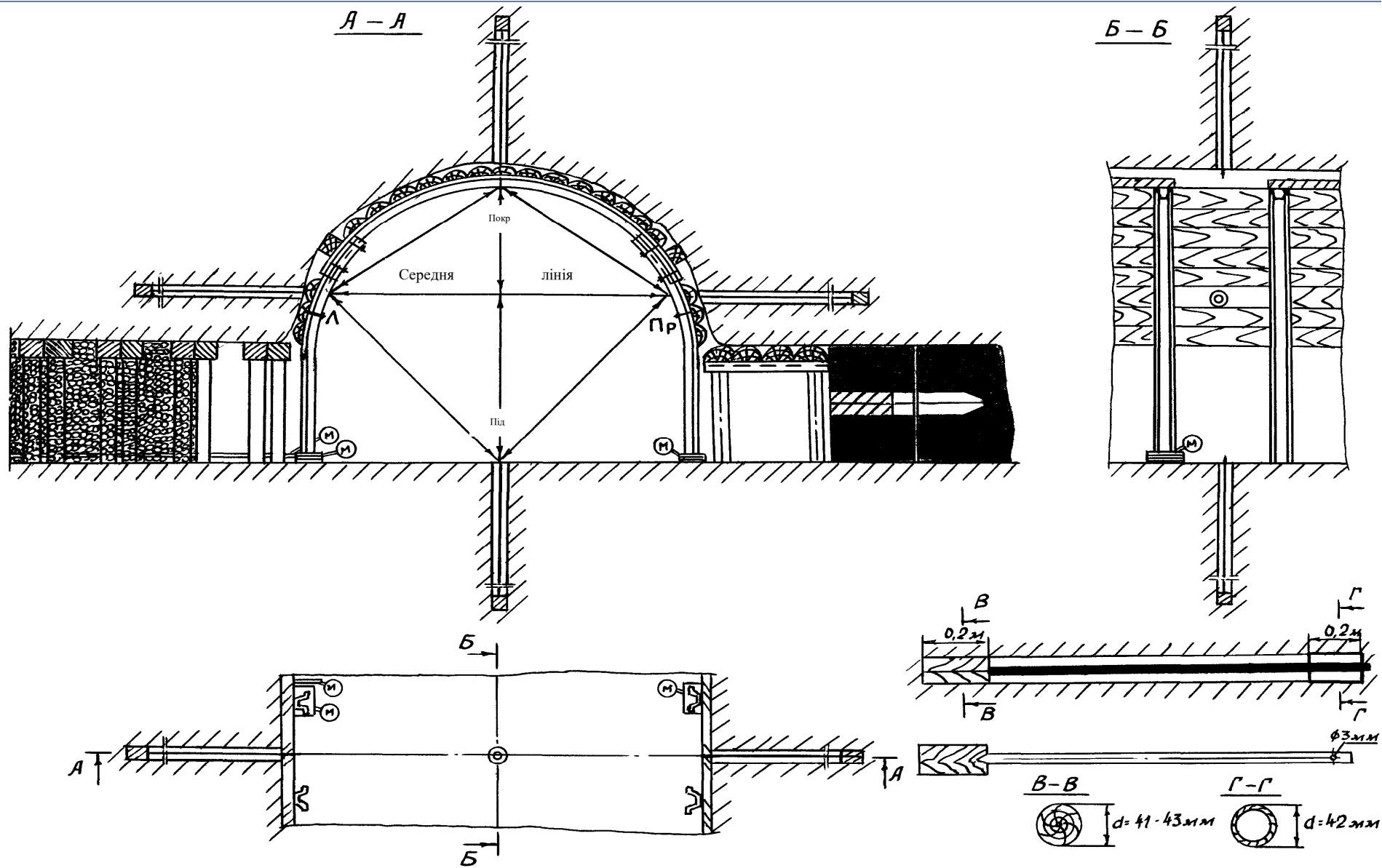


Рис. 4.3. Схема замірної реперної станції 8-го бортового хідника й пристрої реперів



а)



б)



в)



*Рис. 4.4. Замірна реперна станція на №5 в 8-му південному бортовому хіднику  
а – загальний вигляд; б і в – відповідно вид зліва і вид справа*

### 4.3. Вибір устаткування для зведення смуг змінної жорсткості

При виборі устаткування необхідно дотримуватися наступної умови: проведення хідника (штреку), спорудження закладки й ін'єктування бутової смуги, буріння розвантажувальних свердловин не повинні стримувати очисні роботи. Для виконання робіт при комбінованій системі розробки видобувна дільниця повинна мати машини і механізми для ведення очисних, прохідницьких і закладних робіт. При цьому надійність всіх робочих процесів має бути максимально висока.

7-й західний і 8-й південний бортові хідники проводяться по пласту  $h_8$  "Фомінський" за допомогою БПР при роздільному вийманні вугілля й породи. Верхнє підривання породи здійснюється з відставанням від вибою лави не більше 8 м.

Для постійного кріплення вищезгаданих бортових хідників використовується аркове триланкове металеве кріплення КМП-А3-22/11,2. Відстань між рамами 0,85 м, затягування боків й покрівлі – всуціль, дерев'яними розпилами. Площа поперечного перерізу виробки у світлі  $S_{ce}=10,4 \text{ м}^2$ , у проходці  $S_{np}=13,52 \text{ м}^2$ . Для тимчасового кріплення використовується висувне кріплення.

Для викладення бутової смуги використовується порода від проведення бортових хідників. Закладка здійснюється закладною скреперною установкою типу ЗУ-1М або комплексом ЗК02 (03) [53, 118, 119]. Скреперна установка слугує для транспортування породи в закріпну частину лави та її ущільнення. Скрепер ємністю ковша  $0,1 \text{ м}^3$  застосовується на пластах потужністю 0,5-0,7 м і  $0,2 \text{ м}^3$  – на пластах потужністю 0,7-1,2 м. Експлуатаційна продуктивність скреперних установок становить  $4 \text{ м}^3/\text{год}$  [53]. Установка ЗУ-1М дозволяє робити закладку за падінням та підняттям на пластах з кутом падіння до  $12^\circ$ . Максимальна довжина розкосини, що закладається установкою ЗУ-1М, 35-40 м.

Як приклад прийнято розрахунок параметрів закладних робіт [63]. У табл. 4.1 наведені вихідні дані для розрахунку.

За результатами розрахунків побудовані номограми (рис. 4.5) визначення витрат часу, швидкості й трудомісткості проведення підготовчої виробки при закладанні породи у вироблений простір лави (комбінована система розробки).

Для спорудження розвантажувальних свердловин у вугільному пласті на бермі з протилежної від лави сторони застосовується бурова установка "Старт" [121], що виготовляється Ново-Горлівським машинобудівним заводом. Технічна характеристика наведена нижче.

Розрахунок тривалості і трудозатрат на буріння розвантажувальних свердловин виконано в [53]. Виходячи із цього розрахунку необхідно, щоб буровий верстат "Старт" забезпечував в зміну (6 годин) буріння шести свердловин довжиною 10 м і діаметром 250-400 мм.

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

Таблиця 4.1

Основні й допоміжні операції

Найменування операцій	Виймальна потужність пласт, м	Норматив часу на 1 м <sup>3</sup> породи в щільному тілі, чол/хв			
		при ширині смуги, що закладається, м			
		6,0-9,0	12,0-15,0	15,0-18,0	18,0-21,0
Основні ( $t_o$ ) Викладення бутових стінок, перекидання й закладання породи у розкосину.	0,96-1,05	52,60	73,10	83,40	93,50
	1,06-1,15	48,90	67,60	76,80	85,20
	1,16-1,25	44,90	63,10	71,60	-
	1,26-1,45	42,00	59,10	-	-
Допоміжні ( $t_d$ ) Зачищення майданчика, що закладається породою, від вугілля, розбирання й розкайловка великих кусків породи, оббирання покрівлі. Вибивання, витягування й збирання дерев'яних, металевих стояків із простору, що закладається, і на «брівці» виробки, установлення запобіжних стояків, що оконтурюють смугу.	0,96-1,05	8,66	9,85	10,70	11,55
	1,06-1,15	8,33	9,67	10,32	11,34
	1,16-1,25	8,02	9,37	9,93	-
	1,26-1,45	7,75	9,03	-	-
	0,96-1,05	6,89	8,21	8,93	9,82
	1,06-1,15	6,63	7,97	8,73	9,42
	1,16-1,25	6,21	7,56	8,24	-
1,26-1,45	5,82	7,16	-	-	
Разом ( $t_B$ )	0,96-1,05	15,60	18,10	19,60	21,40
	1,06-1,15	15,00	17,60	19,10	20,80
	1,16-1,25	14,20	16,90	-	-
	1,26-1,45	13,60	16,20	-	-
Разом ( $t_o + t_B$ )	0,96-1,05	68,20	91,20	103,00	114,90
	1,06-1,15	64,90	85,20	95,90	106,00
	1,16-1,25	59,10	80,00	89,80	-
	1,26-1,45	55,60	64,80	75,30	-

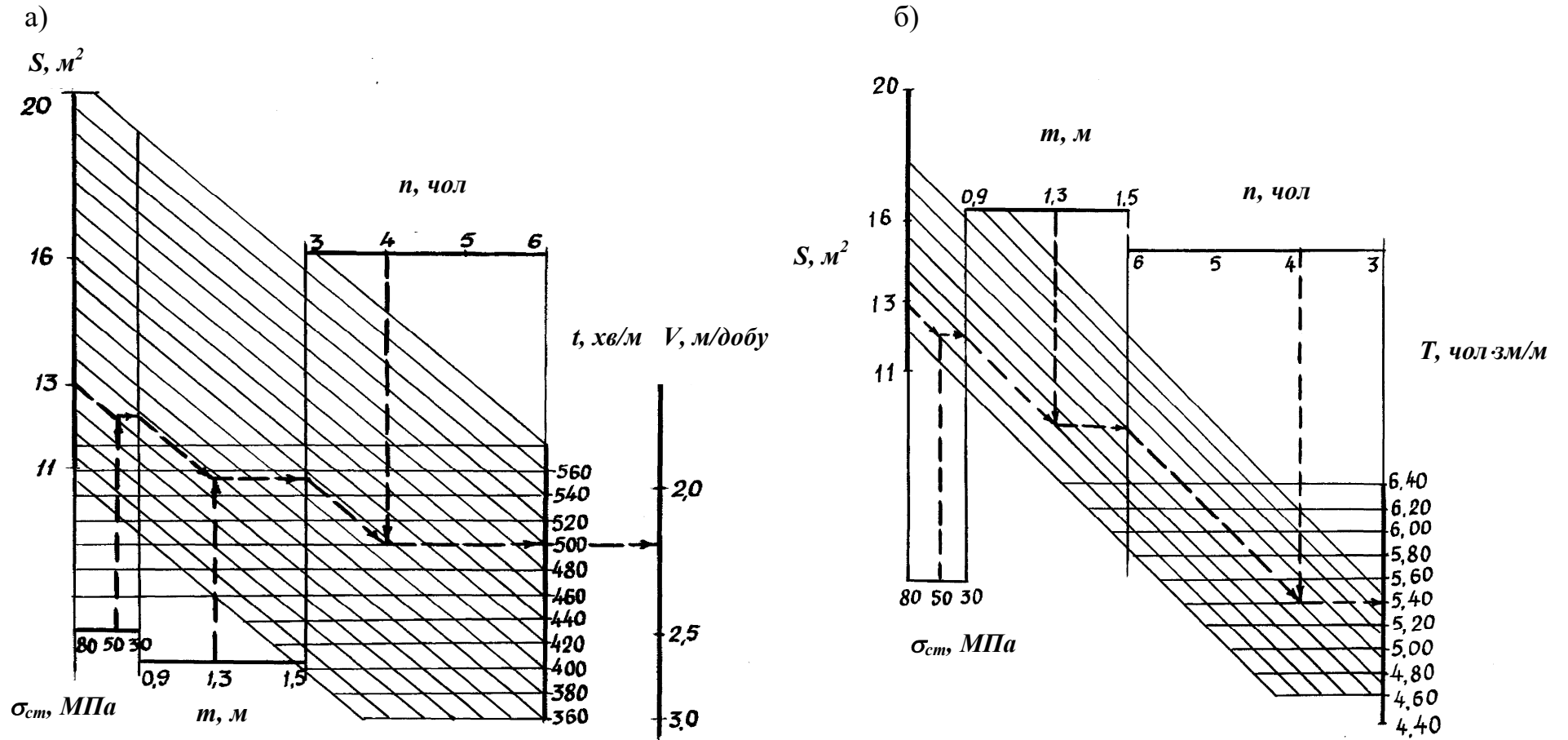


Рис. 4.5. Номограми визначення: а – витрат часу і швидкості; б – трудомісткості проведення 1 м виробки з закладанням породи скреперною установкою

**Технічна характеристика бурової установки “Старт”**

Продуктивність буріння, м/зміну	30...100
Діаметр свердловини, мм	50...400
Глибина буріння, м	до 30
Довжина свердловини по [53], м	2...9
Відстань між свердловинами по [53], м	0,8...1 d <sub>св</sub>
Потужність пласта, м	0,8...1,9
Буровий верстат:	
електродвигун:	
потужність, кВт	5,5
частота обертання ротора, об/хв	до 3000
напруга живильної мережі, В	380; 660
редуктор:	
тип	двоступінчастий планетарний
передаточне число	27
частота обертання патрона, об/хв	107
Механізм подачі:	
тип	гідравлічний гідродомкрат
хід подачі, мм	930
швидкість подачі, м/хв	0...8,5
зусилля подачі (при ході назад), кН (кгс)	30 (3000)
Розпірні стояки:	
тип	гідравлічний
зусилля подачі (при ході назад), кН (кгс)	30 (3000)
розсувність, мм	420...1820
Буровий інструмент:	
діаметр, мм	
коронки	250, 300, 400
штанги	200
довжина штанги (корисна), мм	700
тип штанги	шнекова
маса штанги, кг	15
Основні розміри, мм	
довжина	1660
ширина	646
висота	490
Маса верстата, кг	1090

Аналіз устаткування для нагнітання в'язких розчинів з метою створення жорсткої частини бутової смуги показав, що для зведення смуг з швидкотвердіючих матеріалів або ін'єктування порід, крім набризкмашин, можуть бути використані агрегати “Моноліт-2” і розчинонасоси СО-10А [9, 108, 118, 121 і ін.]. Їх технічна характеристика в достатній мірі задовольняє вимогам ефективної технології і наведена нижче.

Технічна характеристика устаткування для нагнітання в'язких розчинів

Тип машини	СБ-67	ПБМ	СО-10А	“Моноліт-2”
Технічна продуктивність, м <sup>3</sup> /год	4	6	6	8
Технологічна продуктивність, м <sup>3</sup> /зміну	10	16	12	30
Ємність по завантаженню, м <sup>3</sup>	0,35	2	Безперервна подача	
Максимальний тиск нагнітання, МПа	0,5	0,23	1	1,5
Дальність подачі, м:				
по горизонталі	200	200	200	200
по вертикалі	35	–	40	–
Основні розміри, мм				
довжина	2000	3400	1040	2100
ширина	850	1270	570	660
висота	1600	1680	1025	980
Маса без привода, кг	1000	3100	400	444

На експериментальній дільниці 8-го бортового хідника була застосована високопродуктивна нагнітальна установка “Моноліт-2”. Доставка в'язких матеріалів до установки здійснювалася в шахтних вагонетках. Розчин готувався безпосередньо установкою в процесі завантаження приймального бункера в'язким матеріалом. Готовий розчин від агрегата подавався у металевих трубах (сталеві безшовні гаряче-деформовані труби СТ СЕВ 1483-78) діаметром 75 мм. Як гнучкі елементи трубопроводів напірної лінії застосовувались рукави: гумові напірні з ниточними кільцями (Держстандарт 10362-76) або гумотканинні напірні (Держстандарт 18698-79) [122].

Щоб уникнути закупорювання труб і значних втрат часу на їх усунення “Моноліт-2” встановлювали в безпосередній близькості від сполучення з лавою. Максимальне віддалення установки від очисного вибою досягало 35 м.

Експериментальні дослідження технології нагнітання в'язкого розчину у побутову смугу за допомогою установки “Моноліт-2” показали, що застосування цього устаткування дозволяє робити ін'єкційні роботи в одну зміну практично при будь-яких досягнутих швидкостях посування очисного вибою.

Ін'єкційний спосіб полягає в подачі по трубах в'язкого розчину у вироблений простір, попередньо заповненого подрібненою породою. Розчин проникає в порожнини породи й перетворює її в моноліт певної, заздалегідь визначеної міцності. Ін'єктори розташовують у шаховому порядку. Відстань між рядами ін'єкторів визначається за формулою  $a = 1,5r$ , а відстань між ін'єкторами в ряді  $b = 1,73r$ , де  $r$  – радіус закріплення від одного суміжного ін'єктора. Проникнення цементних, піщаних та інших частинок у порожнини сипучого середовища залежить від розмірів порожнин, конфігурації і взаємозв'язку, розмірів частинок,



**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

складу і консистенції розчину, що нагнітається, тиску й режиму нагнітання. Допустимий діаметр порожнин  $d_n > (6-7) d_c$ , де  $d_c$  – діаметр частинок у розчині. При підборі режиму нагнітання повинна бути забезпечена безперервність процесу ін'єкції. Розчини повинні мати високу рухливість і проникати на велику відстань, забезпечувати якісне заповнення порожнин і необхідну міцність заін'єктованого масиву.

Для рівномірного ін'єктування по всій довжині свердловини застосовуються ін'єктори з перфорацією корпусу. Вони виготовляються із суцільнотягнутих товстостінних труб діаметром 32-50 мм. Довжина глухої ланки ін'єктора 1-1,5 м. Діаметр отворів перфорованої ланки 2-5 мм. Для розвідної мережі застосовують гумові або прогумовані армовані металом рукави діаметром 25-50 мм, які розраховані на тиск до 3-4 МПа. Установлені в свердловині ін'єктори обладнують сталевими конусними й кульовими кранами.

З погляду технології й організації доцільно застосовувати розчини, що мають більші строки тужавіння в момент провадження робіт і мінімальні – після їх завершення. Малі строки тужавіння рекомендуються при обмеженні радіусу ін'єкції з метою створення зміцнених зон. Оптимальні строки можуть бути забезпечені шляхом відповідного вибору складу розчинів (табл. 4.2).

Таблиця 4.2  
Склад і строки тужавіння цементно-піщаних розчинів

Склад розчину Ц:П:В	Витрата компонентів на 1 м <sup>3</sup> розчину, кг			Добавка прискорювача, %	Розплив, см	Вихід каменя, %	Строк тужавіння розчину, год-хв	
	цемент	пісок	вода				початок	кінець
1:1:0,72	704	704	507	Без добавок	20,0	90,0	1-15	20-00
1:2:1	480	960	480	Те ж	20,0	94,0	1-35	34-00
1:3:1,08	392	1176	423	–»–	18,0	92,0	2-12	16-00
1:4:1,57	292	1168	458	–»–	20,0	96,0	2-05	40-00
1:5:1,5	267	1137	401	–»–	18,0	96,0	2-00	20-00
1:5:2,14	228	1142	488	–»–	20,0	96,0	2-30	42-00
1:1:0,55	800	800	440	3	18,0	92,0	1-40	14-00
1:2:0,76	542	1084	412	3	18,0	94,0	1-50	16-00
1:3:1	405	1214	405	3	18,5	98,0	1-50	17-00
1:4:1,25	322	1288	402	3	18,0	95,0	2-35	30-00
1:5:1,56	263	1316	410	3	18,5	95,5	2-40	36-00
1:2:1,5	387	774	580	5	23,0	98,0	1-50	3-50
1:3:2	288	865	576	5	19,0	100,0	1-50	3-10

Зонне омоноличення закладного масиву дає можливість припинити процес подальшого обвалення порід і використати для закладки шахтну породу без додаткового подрібнення і видачі її на поверхню.

#### 4.4. Обґрунтування параметрів закладного матеріалу і технології зведення смуг змінної жорсткості

В міру посування очисного вибою й утворення за ним виробленого простору слідом за пересуванням механізованого кріплення подається порода із проведеного слідом за лавою 8-го південного бортового хідника (штреку) для формування комбінованої трисмугової бутової опори. Для більш наочного і конкретного відображення запропонованої технології наведені розрізи сполучень, які зображені на рис. 4.6 листи 1-3.

До місця проведення робіт з ін'єктування бутової смуги в ремонтну (як правило І-шу зміну) у 8-й південний бортовий хідник у спецвагонах ВГ-2,5 доставляють однокінцевим відкочуванням технічний пісок і цемент марки М-500. Для приготування розчину застосовується технічна вода із протипожежного трубопроводу. В'язкі компоненти готують в співвідношеннях Ц:П:В = 1:5:1,5. Після завантаження в бункер цементного розчину нагнітальною установкою "Моноліт-2" розчин по перфорованій трубі, яка підвішена ланцюгами с завальної сторони секції приблизно в середній частині бутової смуги, нагнітається ін'єкційний розчин у західку бутової смуги, а на відстані 2-5 м від 8-го бортового хідника (штреку) зводиться жорстка ін'єкційна смуга шириною 8 м.

Між бермою 8-го бортового хідника (штреку) і жорсткою смугою залишають бутову піддатливу смугу з породи шириною до 5 м. Щоб не видавати пусту породу від проведення 8-го бортового хідника на поверхню її закладають у вироблений простір у смугу шириною від 2 до 5 м. Роботи із зведення бутових смуг змінної жорсткості проводять як у І-шу, так і в ІІІ-ттю зміни, залежно від швидкості посування очисного вибою.

На протилежній стороні 8-го бортового хідника (штреку) у вугільному масиві також створюють піддатливу смугу, розвантажуючи зону пласта свердловинами діаметром 250 мм довжиною до 8 м. Для цього з випередженням вугільного вибою горно-робочі очисного вибою (ГРОВ) в масив бурять розвантажувальні свердловини буровим верстатом "Старт" [53], в І-шу ремонтну зміну (або ІІІ-ттю зміну). ГРОВ після виїмки ніші і створення випередження вугільного вибою піддатлива опора, що утворилася, на відстані до 8 м від бортового хідника (штреку) відділяється (за рахунок вибурювання) від вугільного масиву. Від цієї зони в глибині вугільного масиву утвориться жорстка вугільна опора.

До теперішнього часу досить чітко сформульовані вимоги, запропоновані до закладних матеріалів [108, 119, 123-125], основними з яких є наступні:

- вміст горючих речовин у закладному матеріалі не повинен перевищувати 20%;
- матеріал з вартісними параметрами має бути дешевим, тобто економічно доцільним;
- матеріал повинен максимально відповідати високим компресійним властивостям.

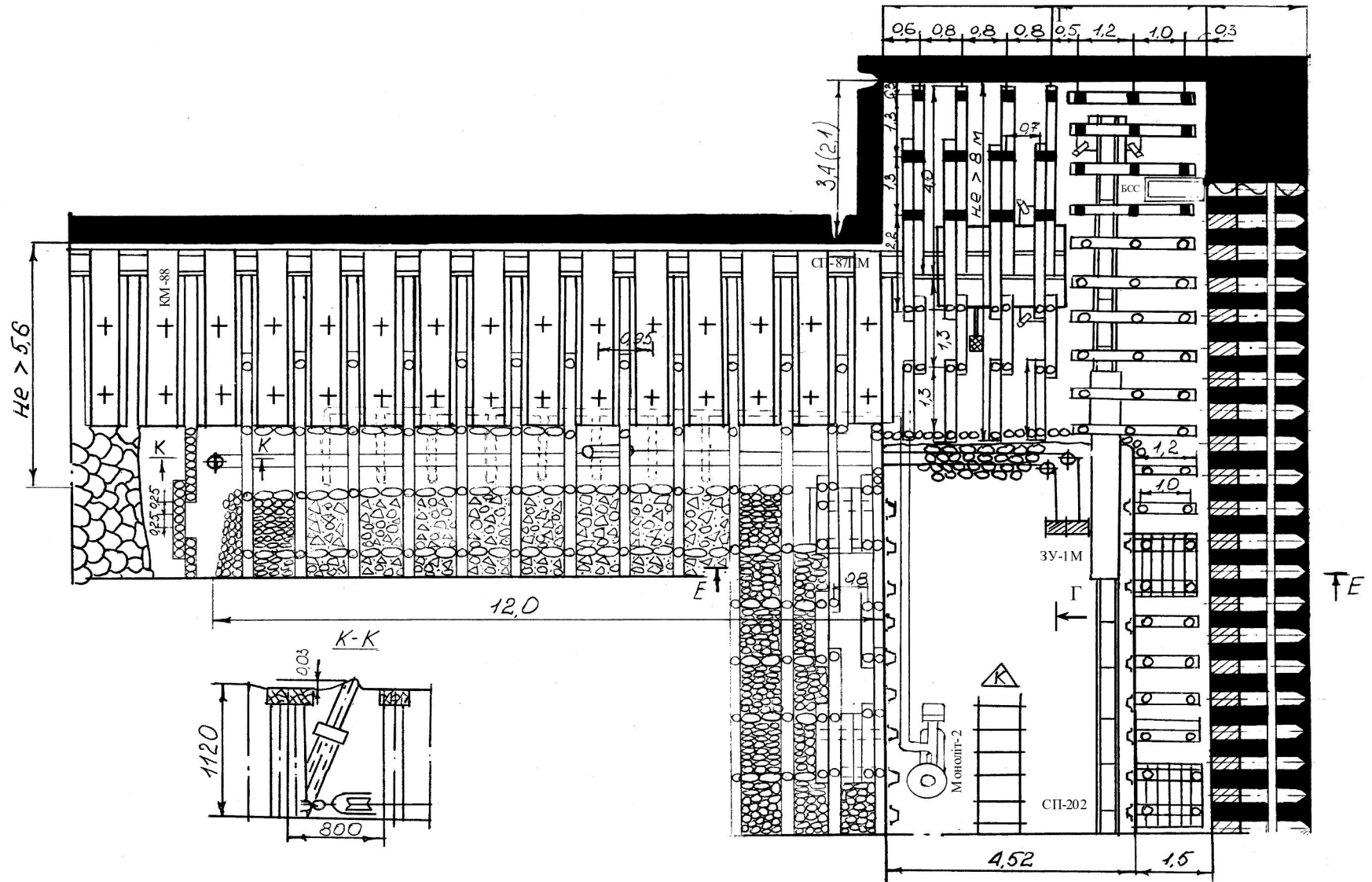


Рис. 4.6. Лист 1. Сполучення 7-ї дослідно-промислової лави ПП №1 пласта  $h_8$  з 8-м південним бортовим хідником

КОМ

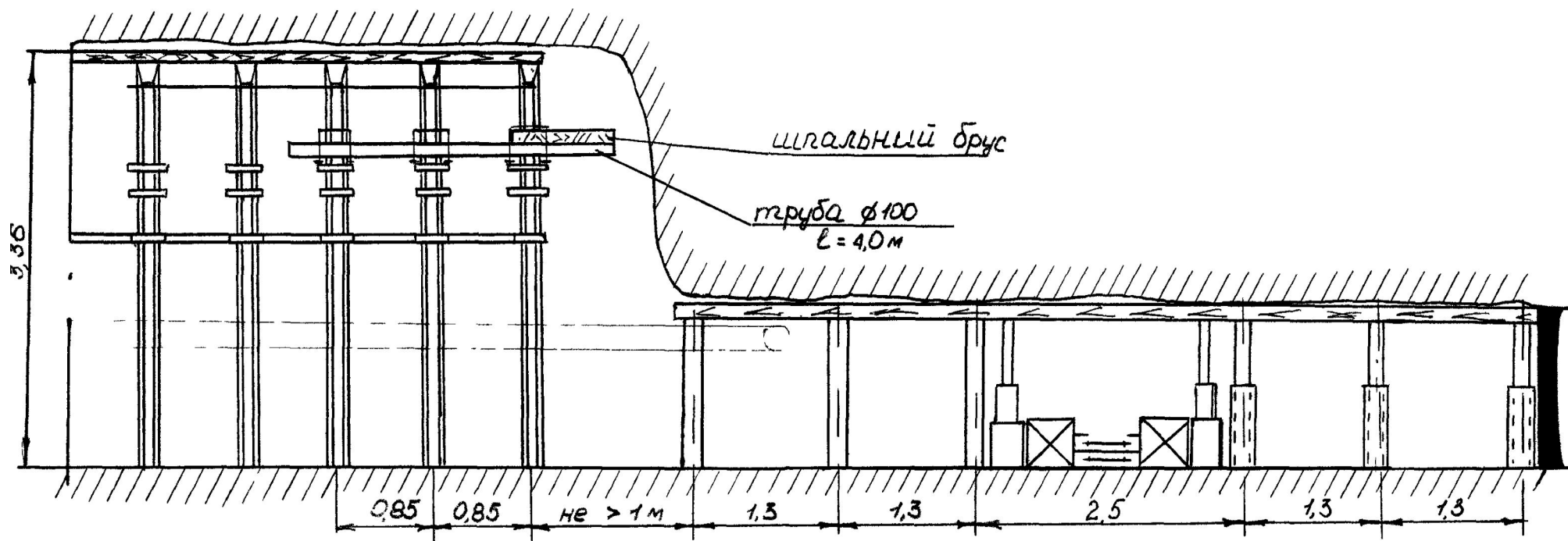


Рис. 4.6. Лист 2. Розріз по умовній лінії Г – Г



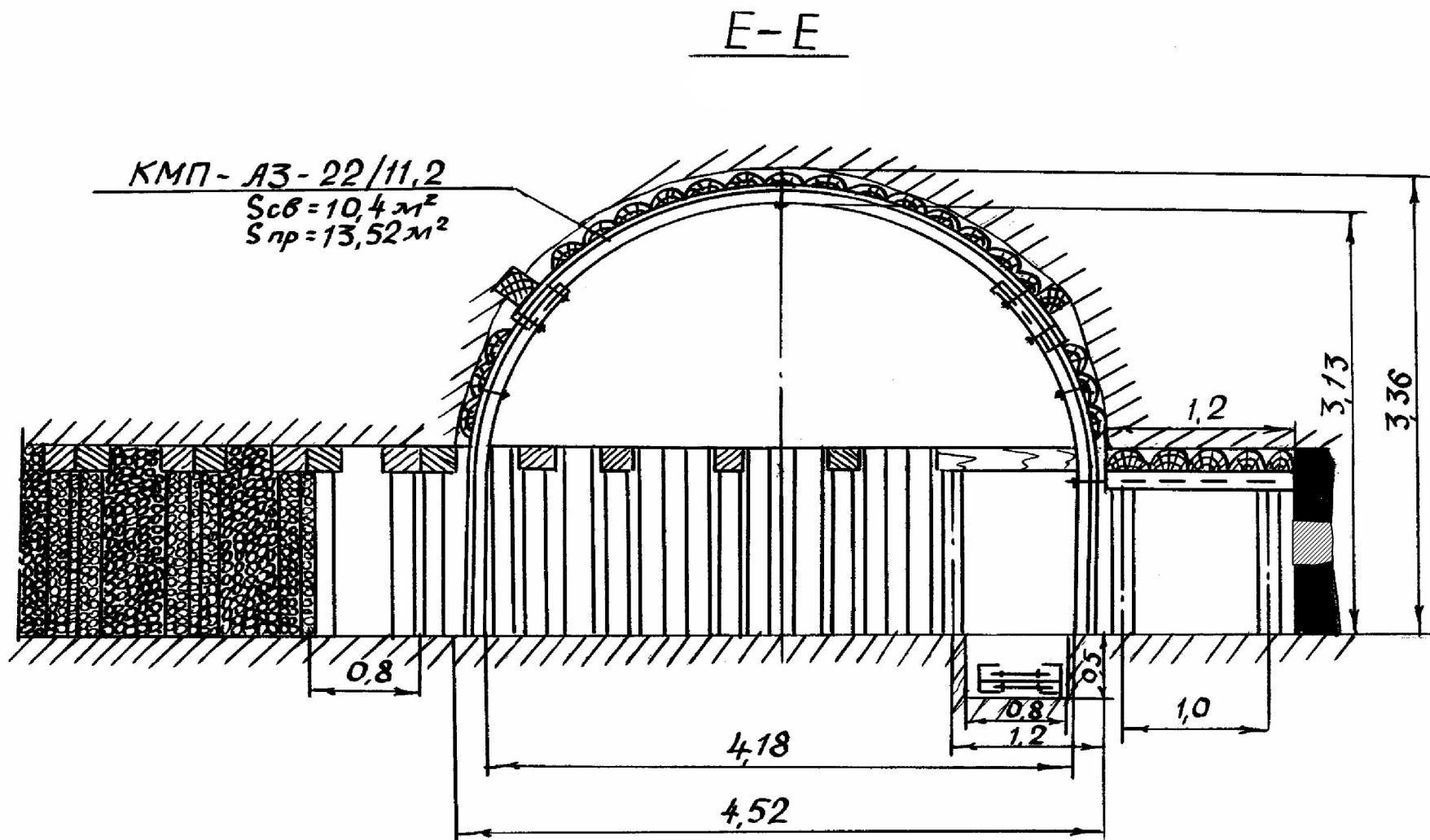


Рис.4.6. Лист 3. Розріз сполучення бортового хідника з лавою по умовній лінії E-E

Для дослідження властивостей закладного матеріалу із породи від проведення 8-го південного й 6-го західного бортових хідників ПП №1 (від верхнього підривання), а також 2-го бортового хідника ПП №3 пласта  $h_8$  «Фомінський» шахти «Прогрес» ДП «Торезантрацит» був виконаний гранулометричний аналіз піщаних і глинистих порід.

Гранулометричний склад дозволяє визначити фізичні властивості масиву. Від нього залежать такі важливі чинники, як пластичність, пористість, опір зсуву, стиск, усадка, розбухання, висота капілярного підняття, водопроникність та інші властивості, від яких у свою чергу залежить якість закладки. Гранулометричний (механічний) аналіз у нашому випадку складався з розкладання зразків порід на групи з близькими за величиною частинками, так званими фракціями. Розмір частинок визначали по діаметру і виражали в міліметрах. При проведенні досліджень закладного масиву використовувався наочний або візуальний спосіб, що полягає в порівнянні «на око», або за допомогою лупи досліджуваного матеріалу з еталонами, механічний склад яких відомий, а також ситовий спосіб (розсівання матеріалу на ситах). Лабораторне визначення гранулометричного складу проводилося відповідно до Держстандарту 12536-67 [126].

Фізико-механічні властивості пласта і порід, що вміщують пласт, наведені в табл. 4.3 і 4.4. На підставі виконаних досліджень побудована циклограма гранулометричного складу, яка зображена на рис. 4.7.

Міцнісні властивості закладного матеріалу оцінюють звичайно по межі міцності на одноосьовий стиск, іноді – додатково на двохосьовий стиск, зріз, розтягання й вигин.

Для наших розрахунків найбільш необхідна межа міцності на одноосьовий стиск. Інші параметри вибираються за подібністю з нормативних документів [18, 108 й ін.] у результаті випробування зразків.

Визначення межі міцності проводилося відповідно до Держстандарту 310.2-76, 310.3-76, 310.4-81:

$$\sigma_{cm} = k \frac{P}{F}, \quad (4.1)$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує розміри зразка; при величині його сторони 7; 10; 15 і 20 см дорівнює відповідно 0,85; 1,00; 1,05; 1,10;

$P$  – руйнівне навантаження, Н;

$F$  – площа робочої поверхні зразка, мм<sup>2</sup>.

Дослідні зразки виготовляли у виді кубиків у касеті з парафіновою ізоляцією. Випробування проводили через 3, 7, 14, 28 і 60 діб. Зберігали зразки у вологих опілках при нормальній температурі. У кожний строк випробовували по три зразка й визначали середнє значення, десятий – резервний. Якщо міцність дослідного зразка відхилялася в меншу сторону від максимальних значень більш ніж на 15%, то його бракували. Швидкість навантаження зразка під час випробувань – 0,2-0,3 МПа/с.



Таблиця 4.3

Фізико-механічні властивості покрівлі і підшви дільниці пласта  $h_8$  “Фомінський” (св. № С-848)

а) основної покрівлі (категорія А)

Літологічний склад	$\sigma_{ст}$ , МПа	$f$ пор. за Протод'яконовим	$\sigma_{ст}$ після водопоглинання, МПа	Щільність, т/м <sup>3</sup>	Коеф. пластичн.	Кут внутр. тертя	Коеф. зчепл., кг/см <sup>2</sup>	Розмокання	Водоносність, м <sup>3</sup> /год	Дата визн. катег.	Категорія	Геомеханічні критерії***				
												$\alpha$	k, %	Ш <sub>о</sub> , м	Ш <sub>п</sub> , м	Ш <sub>сх</sub> , м
Сланцюватий алевроліт з перешаруванням пісковика, слюдистий, шаруватий, із включенням рослинних залишків. Тріщинуватий з наявністю різких контактів по шарах.	68	6	40	2,7	6,6	38	127	Не розмокає	5-8	*** Геологічний звіт, 1982 р.	A <sub>2</sub>	0,0024	27	90	15	Відсутні

Продовження табл. 4.3

б) стійкість безпосередньої покрівлі (категорія Б)

Літологічний склад	$\sigma_{ст}$ , МПа	$f$ пор. за Протодьяконовим	$\sigma_{ст}$ водопоглинання, МПа	Щільність, т/м <sup>3</sup>	Коеф. пластичн.	Кут внутр. тертя	Коеф. зчепл., кг/см <sup>2</sup>	Розмокання	Водоносність; м <sup>3</sup> /год	Дата визн. катег.	Категорія	Геомеханічні критерії**		
												Б, м	Г, м	Д, м
Сланцюватий аргіліт, шаруватий, слюдистий зі слідами фауни. Місцями зустрічаються зони заміщення сланцюватого аргіліта сланцюватим алевролітом. Зустрічаються включення гнізд і лінз піриту, особливо на контакті пласта з покрівлею	54	6	38	2,65	6,5	32	130	Не розмокає	Не водоносний	** Геологічний звіт, 1982 р.	Б <sub>4</sub>	0,6	0,8	3,5

Продовження табл. 4.3

в) стійкість безпосередньої й основної підшви (категорія П)

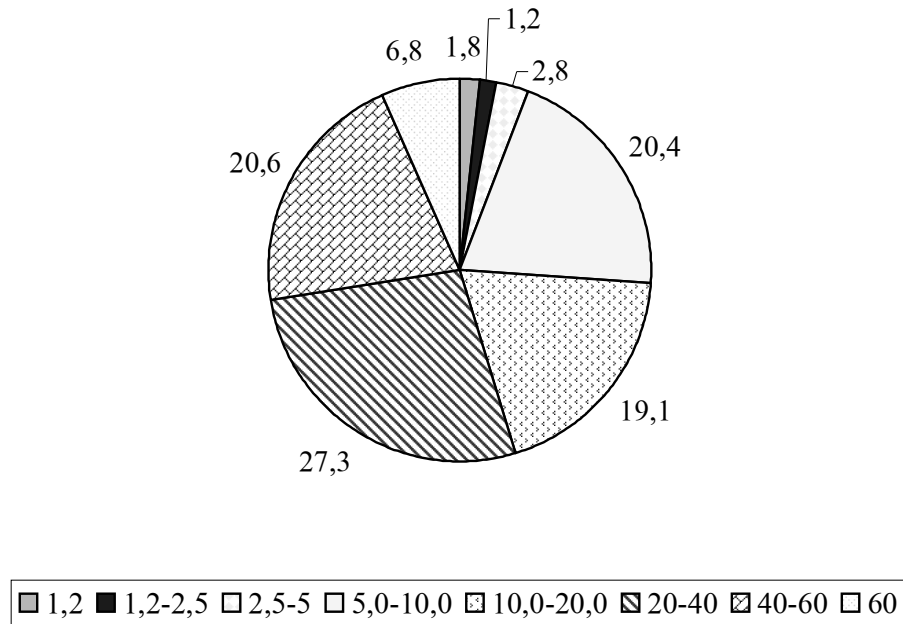
Літологічний склад	$\sigma_{ст}$ , МПа	$f$ пор за Протод'яконовим	$\sigma_{ст}$ водопоглинання, МПа	Щільність, т/м <sup>3</sup>	Коеф. пластичн.	Кут внутр. тертя	Коеф. зчепл., кг/см <sup>2</sup>	Розмокання	Водонісність, м <sup>3</sup> /год	Дата визн. катег.	Категорія	Температура порід, $t$ , град С	Геомеханічні критерії*, м
Сланцюватий алевроліт, темносірий перем'ятий зі слідами стебелів рослин грудкуватої текстури "кучерявчик", схильний до здимання, нижче по пласту плитний, масивний, однорідний, слюдистий	70	7	43	2,7	5,2	38	134	Не розмокає	Не водоносний	* Геологічний звіт, 1982 р.	П <sub>3</sub>	39	Руйнування кріплення не відбувається

Таблиця 4.4

Фізико-механічні властивості вугільного пласта  $h_8$  “Фомінський” (св. № С-848)

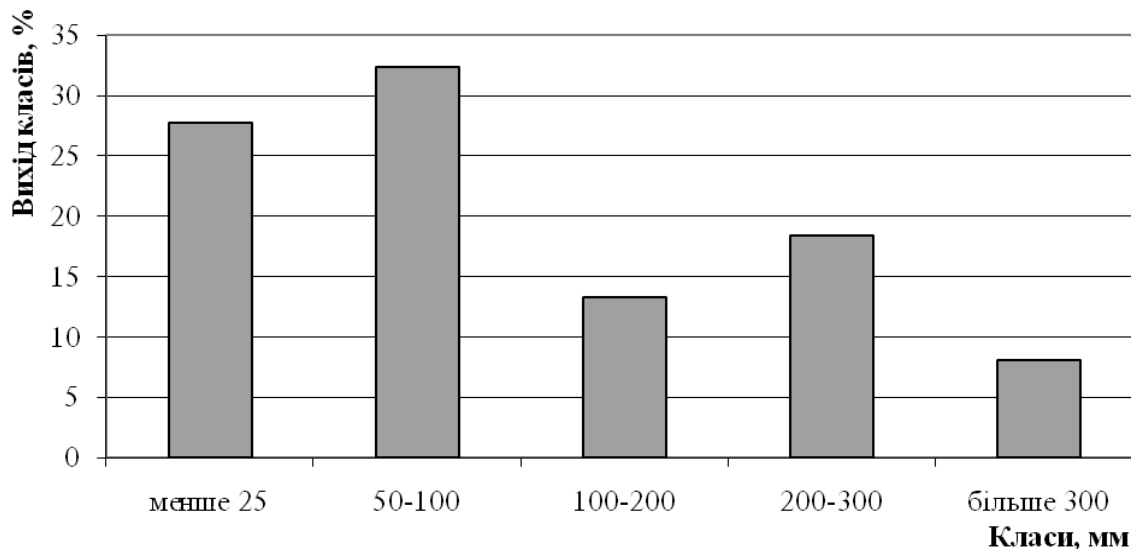
Опис вугільного пласта	Марка вугілля	Щільність, т/м <sup>3</sup>	Кут падіння пласта, град	$\sigma_{ст}$ , МПа $i$ $f$ пор за Протод'яконовим	Природня газоносність, м <sup>3</sup> /т.с. б.м.	Небезпека по			Схильність до самозаймання	Абразивність вугільного пласта	Опір вугілля різання, кг/см	Показник здатності до здрібнювання	Клас. з опірн. різан. вугілля	Показник ступеня крихкості	Катег. по руйнуванню вугілля
						вибуховості пилу	гірських ударах	раптових ударах							
Вугілля чорне, блискуче, блиск скляний, злам раковистий, тріщинуватий. Тріщини місцями заповнені кальцитом. У вугільному пласті є лінзовидні форми, тверді включення колчедану, піриту рідше сидериту	А	1,77	3-9	18 $f=2$	до 5	Не небезпечний	Не небезпечний	Не небезпечний	Не небезпечний	120	180	6,7	0,6	16	ВС

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ  
ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА  
ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**



*Рис. 4.7. Циклограма гранулометричного складу*

Встановлено, що рядова порода з виробок, проведених буро підричним способом по глинистих і піщанистих сланцях, містить 60-65% кусків крупністю менш 100 мм. Гістограма виходу породних кусків після ведення БПР зображена на рис. 4.8, що відповідає дослідженням [125].



*Рис. 4.8. Гістограма виходу породних кусків після проведення БПР*

Для вирівнювання тиску, що діє на поверхню зразка, між зразком і плитами преса поміщали прокладки з аркушів кальки, покритих парафіном (Держстандарт 8905-82).

Вихід тампонажного каменя залежить від водоцементного відношення, виду й кількості добавок. Вихід каменя впливає на щільність, міцність і деформаційні властивості закладки.

Для цементно-піщаних розчинів вихід каменя дорівнює

$$W_k = (1,25 + \frac{1,5}{Ц + П} B) (\frac{П \rho_{ц} - \rho_n}{\rho_n + П \rho_{ц} + B \rho_{ц} \rho_n}), \quad (4.2)$$

де  $Ц$ ,  $П$  и  $B$  – масові співвідношення цементу, піску й води в розчині;  $\rho_{ц}$  і  $\rho_n$  – щільності цементу й піску.

Результати розрахунків виходу тампонажного каменя зведені в табл. 4.5.

Таблиця 4.5

Вихід тампонажного каменя для цементно-піщаних розчинів

Склад розчину Ц:П	Водоцементне відношення (В/Ц), %				
	1	2	3	4	5
1:0	56	35	26	22	20
1:1	83	72	65	62	61
1:3	92	83	77	76	75
1:5	-	87	82	80	78
1:7	-	92	88	83	81
1:10	-	-	92	90	88

Міцність затверділих ін'єкційних розчинів – основний параметр, що характеризує фізико-механічні властивості цементного каменя при стиску. Він залежить від складу розчинної суміші й відповідає нормативній закладці.

У загальному випадку для багатокомпонентних розчинів міцність каменя  $\sigma_k$  розраховується за формулою Б.Г. Скрамтаєва [108], що для ін'єкційних розчинів може бути подана в уточненому виді:

$$\sigma_k = 0,65 \sigma_{ц} (\frac{Ц}{B_{ост}} - \varphi), \quad (4.3)$$

де  $\sigma_{ц}$  – активність цементу;  $Ц/B_{ост}$  – залишкове водоцементне відношення;  $\varphi = 0,2-0,35$  – коефіцієнт зменшення міцності.



Дослідженнями встановлено, що міцність штучного масиву в міру твердіння збільшується залежно від часу.

Тривалість тужавіння визначали за допомогою голки діаметром 1,1 мм, прикріпленої до циліндричного стрижня масою 300 г, що вільно переміщується на штативі (Держстандарт 310.3-76). Пробу суміші товщиною 4 см установлювали в циліндрі під голкою приладу. Початок тужавіння фіксували, якщо голка при зануренні у суміш не досягала дна на 1 мм, кінець тужавіння – якщо голка поринала в суміш на 1 мм. Випробування повторювали три рази. Строки тужавіння сумішей при різних концентраціях розчинів див. у табл. 4.2.

Суміші на основі портландцементу М-500 тужавили через 1-ну годину після замішування водою. Додавання глинистого матеріалу флегматизує цементний розчин і тужавіння починалось через 5-6 годин. Інтенсивне наростання міцності відбувається в перші тижні. Міцнісні властивості закладних масивів з додаванням цементних розчинів за три місячні періоди підвищуються до 40%.

До 1 м<sup>3</sup> закладки входить 0,9-0,95 м<sup>3</sup> заповнювача, який є жорсткою основою, зменшує усадку і тепловиділення, підвищує щільність суміші.

У нашому випадку для створення жорсткої частини будової смуги використовують будовий камінь (породи від проходки бортового хідника) –70%, пісок – 22%, цемент – різновид портландцементу М-500 – 5% і технічну воду – 3%.

Всі дані компоненти задовольняють основним вимогам до заповнювачів: межа міцності повинна бути не менш ніж на 10-15% вище нормативної міцності закладки; невелика розчинність у воді, низький коефіцієнт збільшення в об'ємі у вологому середовищі, відсутність шкідливих домішок і економічність.

Крупність заповнювача залежить від способу зведення й транспортування закладки й характеризується так званим модулем крупності, що визначається за формулою:

$$M = \frac{A_{2,5} + A_{1,25} + A_{0,315} + A_{0,14}}{100}, \quad (4.4)$$

де  $A$  – повні залишки на відповідних ситах, %.

Проте однаковий модуль крупності можуть мати піски з різним співвідношенням окремих залишків на стандартних ситах. Тому ми застосували другий критерій – повний залишок на ситі з розміром отворів 0,63 мм [108]. Результати проведених досліджень наведені в табл. 4.6.

Крупний пісок вимагає меншої кількості в'язкого розчину для обволікання зерен. Середній діаметр зерен визначається з виразу:

$$d = 0,5 \sqrt{\frac{\sum_1^5 a_i}{11a_1 + 1,37a_2 + 0,171a_3 + 0,02a_4 + 0,0024a_5}}, \quad (4.5)$$

де  $\sum_1^5 a_i$  – сума часткових залишків на ситах, кг;  $a_1, \dots, a_5$  – окремі залишки на ситах (кг) з отворами розміром відповідно 0,15; 0,3; 0,63; 1,25; 2,5 мм.

Таблиця 4.6

Класифікація пісків за зернистим складом

Пісок	Модуль крупності	Повний залишок на ситі з отвором 0,63 мм, %
Крупний	3,5-2,5	50-75
Середній	2,4-2,0	35-50
Дрібний	1,9-1,5	20-35
Дуже дрібний	1,4-1,1	7-20
Мілкий	менше 1,1	менше 7

Середній розмір зерен пісків, використовуваних для закладки в 7-й південній дослідно-промисловій лаві: крупних – 0,5 мм, середніх – 0,35 мм, дрібних і дуже дрібних – 0,25 мм. Вміст глини – 6-10%, щільність – 2,65 т/м<sup>3</sup>.

Пустотність матеріалу закладки задовільно узгоджується з формулою:

$$P = \frac{0,63}{\sqrt{\frac{D_{60}}{D_{10}} + 0,63}}, \quad (4.6)$$

де  $D_{60}$  і  $D_{10}$  – діаметри частинок, що становлять відповідно менш 60 і 10% матеріалу (за даними рис. 4.7).

Можливість фільтрації закладного масиву обумовлена його пустотністю, що залежить від гірського тиску. Для цієї мети встановлена залежність закладних заповнювачів від величини тиску, що наведена на рис. 4.9.

Що стосується технічної води, необхідної для приготування в'язкого матеріалу, то наявність шкідливих домішок у воді негативно впливає на бетон: відбувається вилуження портландцементу. Стічні води з домішками рослинних масел не придатні для бетонних робіт. Вода для мішування повинна задовольняти вимогам технічних умов на приготування бетонів (Держстандарт 3732-79) [122].

За даними [127] у шахтних водах шахти “Прогрес” показник кислотності  $\geq 4$ , вміст сульфатів не перевищує 2,7 г/л у перерахуванні на іони  $SO_3$ , а інших солей – не більше 5 г/л. Навіть автори [108] стверджують про те, що трохи лужні води не тільки не впливають на бетон, але і прискорюють процес тужавіння.

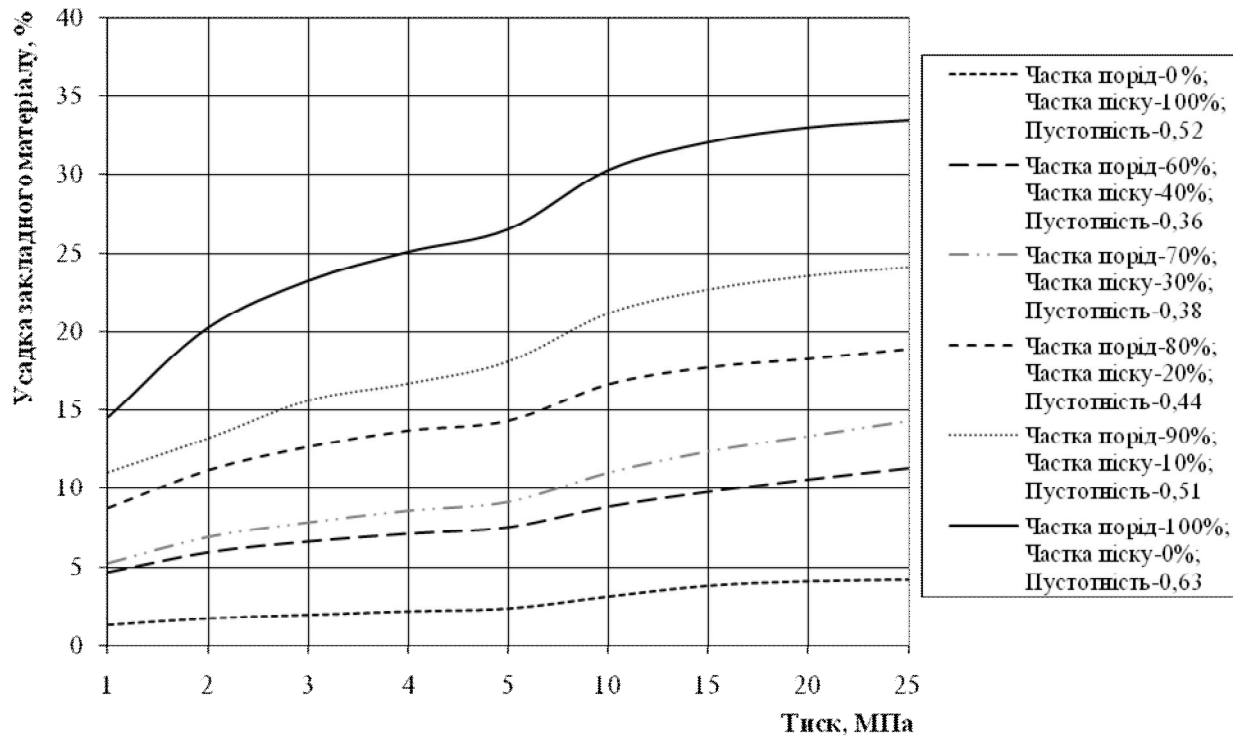


Рис. 4.9. Усадка закладних матеріалів із суміші піску і подрібненої породи крупністю 0-50 мм

Наявність у шахтній воді вільної вуглекислоти до 15-20 мг/л та її солей не є небезпечною для цементу.

#### 4.5. Шахтні дослідження проявів гірського тиску при комбінованій системі розробки

##### 4.5.1. Установлення параметрів проявів гірського тиску у робочому просторі лави і закладному масиві

Дослідження зсувів бічних порід включали натурні спостереження за станом порід покрівлі й підосви пласта, виміром величин їх зближень як у робочому просторі лави, так і в закладному масиві.

Аналіз спостережень за станом порід у привибійній частині робочого простору лави показав, що в досліджуваних лавах на всій довжині очисного вибою в покрівлі при вийманні не утворювалися закольні тріщини (рис. 4.10).

Заміри швидкостей і величин конвергенції бічних порід проводилися на замірних станціях, розташованих на кінцевих ділянках лави.



Рис. 4.10. Характер стану порід покрівлі в 7-й південній дослідно-промисловій лаві

В результаті досліджень встановлено, що швидкість і загальна величина зближення бічних порід на кінцевих ділянках на 15-25 % вище, ніж у середині лави. Це пояснюється наявністю зон підвищеного гірського тиску біля підготовчих виробок. Швидкість зближення порід покрівлі-подошви в робочому просторі лави описується рівнянням, наведеним на рис. 4.11.

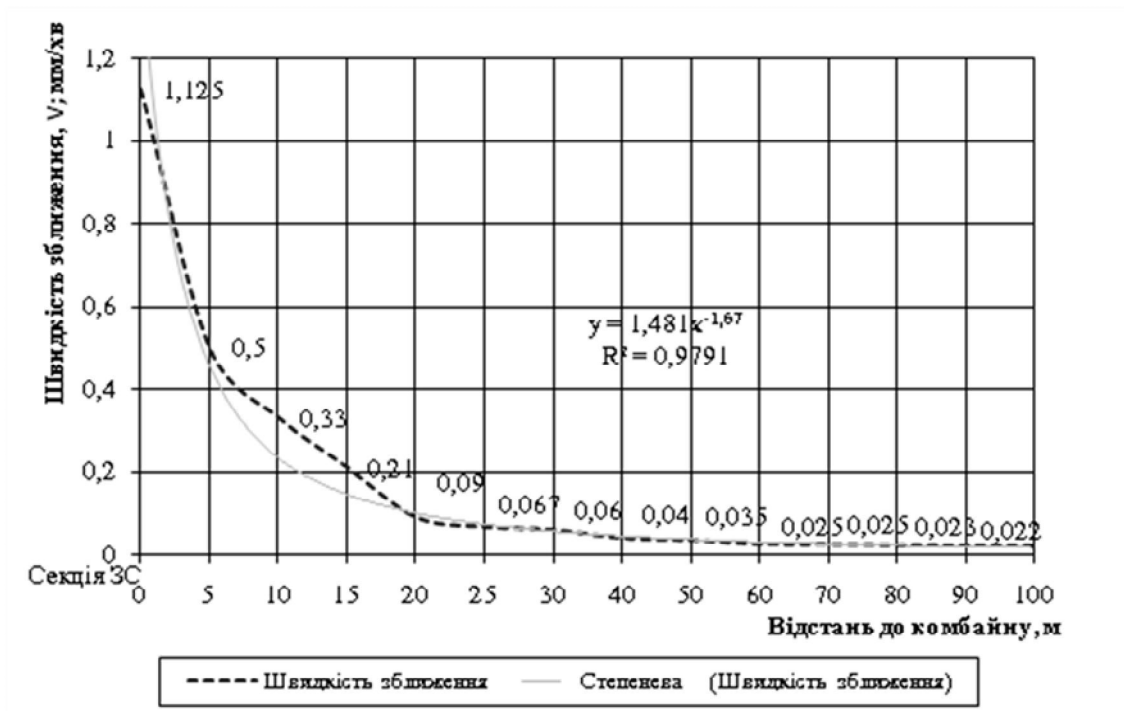


Рис. 4.11. Швидкість зближення порід покрівлі і подошви в робочому просторі та побудована лінія Тренда з формульною залежністю

У процесі посування очисного вибою безпосередня покрівля, як правило, обвалювалась слідом за пересуванням секцій або зависала на відстані до 1,5 м. З дослідних даних при відпрацюванні суміжної ділянки 6-ї південної лави ПП №1 крок первинної посадки основної покрівлі (складеної сланцюватим аргілітом,  $f = 6$ ) відбувся в 60 м від розрізної печі, наступні посадки відбувалися через 15-16 м. У 7-й південній лаві (за даними геологічної служби шахти) крок первинної посадки основної покрівлі дорівнював 90 м, наступні – 15-20 м.

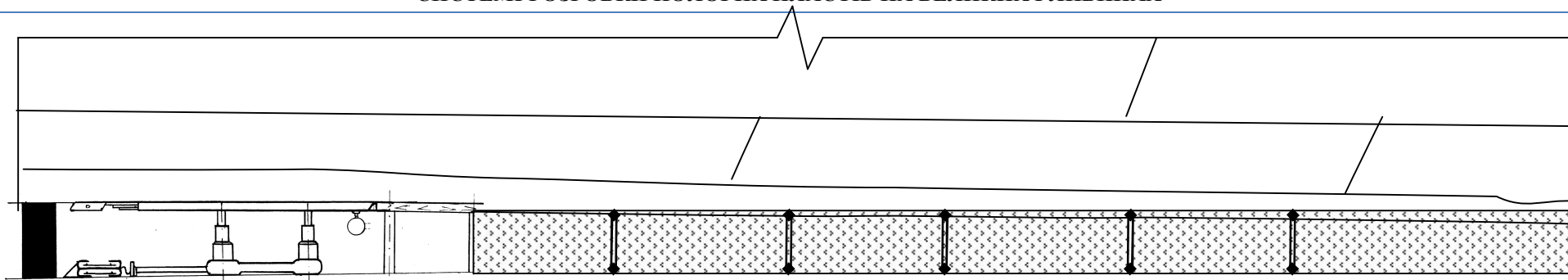
При невеликих швидкостях посування очисного вибою відбувалося обвалення основної покрівлі окремими блоками, що іноді провокували виникнення тріщин й заколів у покрівлі перед передньою консоллю кріплення. Біля вугільного вибою утворювалися уступи клиноподібної і прямокутної форми тріщини, які призводили до вивалів порід у лаві від 0,5 до 3 м, взагалі у верхній частині лави, де особливо позначався вплив виробленого простору суміжної відпрацьованої лави.

Спостереженнями підтвердилося, що породи покрівлі в результаті плавного прогину поділялися на блоки, які дорівнюють ширині наступних посадок основної покрівлі (приблизно 15 м). При цьому відбувався зсув найближчого до вибою блоку відносно вугільного пласта. У зоні викладення бутової смуги змінної жорсткості ця величина на 25-40% менше, ніж в іншій частині лави.

Відповідно до розробленої й затвердженої методики з метою визначення навантажень, які сприймаються бутовою смугою змінної по ширині жорсткості, знання яких необхідно для визначення її параметрів, проводили інструментальні спостереження за зсувами реостатних стійок РД-1, які установлені у смузі та характеризуючих її усадку. Попередньо стояками СУІ-П з індикаторами годинникового типу проміряли швидкості й величини зближення по закладній доріжці до закладки протягом циклу по вийманню вугілля на встановлених реперах, що забиваються в покрівлю й підшву робочого простору із завальної сторони лави. Спостерігалось плавне опускання порід в привибійному просторі у бік виробленого простору (обвалених порід). Потужність закладної смуги змінювалась з 1,4 до 1,25 м та з 1,3 до 1,1 м, а іноді при невеликих швидкостях посування очисного вибою “прихоплює” задній стояк при наступних обваленнях основної покрівлі. При більших посуваннях зближення по закладній доріжці зведені до мінімуму ( $V_{max\ посув} = 1,76-2,1$  м/зм), а також мінімальне зближення зафіксоване при мінімальній ширині привибійного простору (5480 мм). Результати величин зсувів, що замірювалися у процесі досліджень, показані на рис. 4.12 і в табл. 4.7.

Реостатні стояки і гідравлічні месдозы встановлювали у трьох замірних перерізах, віднесених один від одного на 5 м. Результати аналізу величин і характеру усадки смуги в процесі її взаємодії з бічними породами дозволяють зробити висновки про існування ядра, що забезпечує жорсткість смуги, яку припускали автори [9].

РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ



Вимірювальні реостатні стояки

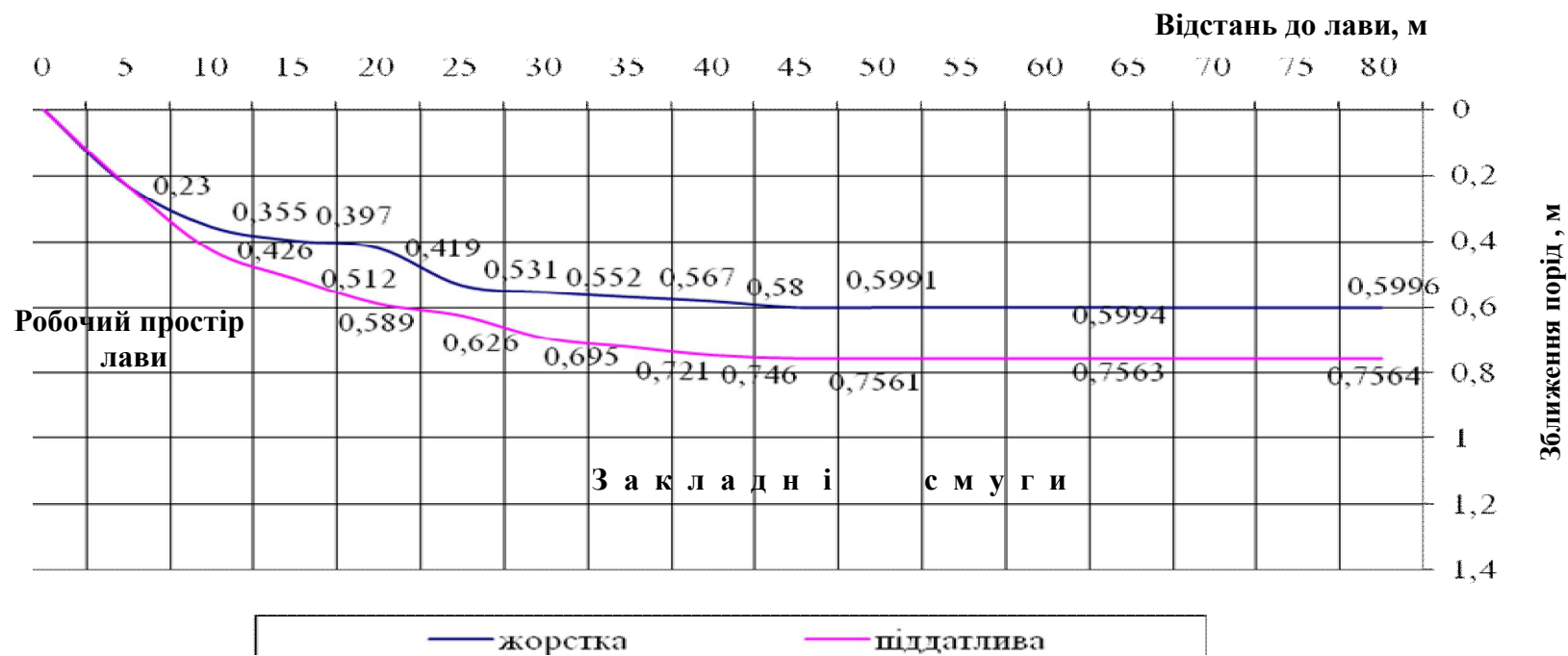


Рис. 4. 12. Зближення бокових порід у робочому просторі лави та у закладному масиві



**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

Таблиця 4.7

Результати вимірів величини стиску ( $a$ ) породної смуги (% від потужності пласта) і росту тиску ( $P$ ) у 8-му південному бортовому хіднику 7-ї південної дослідно-промислової лави південної панелі шахти “Прогрес”

Спосіб охорони підготовчої виробки	Відст. від борт. хідника до місця виміру по ширині смуги, м	Відстань до вибою бортового хідника, м															
		10		20		30		40		50		60		70		80	
		a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>	a, %	P, т/м <sup>2</sup>
1 варіант Розвант. масив вугілля (св $l=5$ м, $d=350$ мм із забитими дерев'яними брусами, комбінована бутова смуга (ПЗ+Ж6+ПЗ), виробл. простір, $S_{св}=11,2$ м <sup>2</sup> (Кріплення через 0,65)	2	8,4	37	21,3	103	35,7	341	43,3	602	46,5	827	46,6	1153	46,9	1841	46,0	1978
	7	13,0	41	17,8	130	27,6	478	30,0	759	30,0	1318	30,0	1981	30,1	2016	31,0	2174
2 варіант Розвант. масив вугілля (св $l=3$ м, $d=250$ мм, комб. бут. смуга (П2+Ж8+П3), виробл. простір, $S_{св}=11,2$ м <sup>2</sup> (Кріплення через 0,85)	1	6,3	35	25,2	92	35,4	337	43,8	575	46,6	731	46,6	945	46,7	1273	46,7	1309
	6	11,4	41	14,9	126	26,8	375	30,1	698	32,7	1144	32,9	1352	33,0	1996	33,0	2035
3 варіант Розвантажений масив вугілля (св. $l=8$ м, $d=300$ , комб. бут. смуга (П5+Ж11+П3)= 19 м, виробл. простір, $S_{св}=13,52$ м <sup>2</sup> (Кріплення через 0,85)	5	9,9	40	27,4	125	37,2	372	44,2	671	46,9	932	46,6	1187	47,0	1915	47,0	1997
	12	15,1	66	17,7	189	28,5	684	31,7	1046	32,3	1906	33,0	2009	33,0	2111	33,0	2250

За результатами шахтних замірів слід зазначити, що найбільш інтенсивно процес навантаження смуги починається на відстані 13 м від вибою лави, що працює за комбінованою системою розробки при її посуванні на 1,2-1,76 м, і розвивається протягом 2-3 діб у 12-16 м від вибою лави. Відзначимо також збільшення швидкості зближення порід у закладному масиві. При цьому показання стояків, установлених з базою 1120 мм змінилися на 139 мм (жорсткої частини смуги) – 12,41%, піддатливої на 282 мм – 25,17%. Дослідженнями встановлено, що закладка виробленого простору знижує конвергенцію бічних порід у робочому просторі лави. Формування смуг змінної жорсткості створює додаткові опори від порід, що обвалюються, безпосередньої й основної покрівель. І, як наслідок, знижує величину прогину (просідання) покрівлі в робочому просторі лави. Цьому сприяє усунення прихоплення заднього стояка мехкріплення М-88, а найчастіше його посадки на “жорстку” на кінцевих ділянках лави, що працюють за комбінованою системою розробки.

Величина усадки (при  $T = 71$  діб і відходу лави  $L = 85$  м) жорсткої частини смуги дорівнює 369,6 мм, що становить близько 33% від закладаємої потужності 1120 мм, а піддатливої частини бутової смуги потужністю 526,4 мм – 47%. Аналіз залежностей цієї величини від відстані до вибою лави (див. рис. 4.12 і табл. 4.7) дозволяє стверджувати, що процес зближення бічних порід у закладному масиві практично припиняється на відстані 50-55 м від вибою лави.

Інструментальні спостереження [128] показали, що за рахунок роздавлювання перемичок між свердловинами потужність пласта зменшується з 1 м на 50-150 мм, тобто на 20-25% діаметра свердловин, а висота підготовчої виробки – на 90-100 мм.

У нашому випадку величина опускання порід на бермі досягала 30% потужності пласта, що виймається, розвантажувальні свердловини передавлені, спостерігалось висипання порід біля входу в лаву на висоту до 1,5 м. Зміни потужності пласта на бермі бортового хідника в міру його посування при розбурюванні свердловин діаметром 250; 300; 350 мм зображені на рис. 4.13.

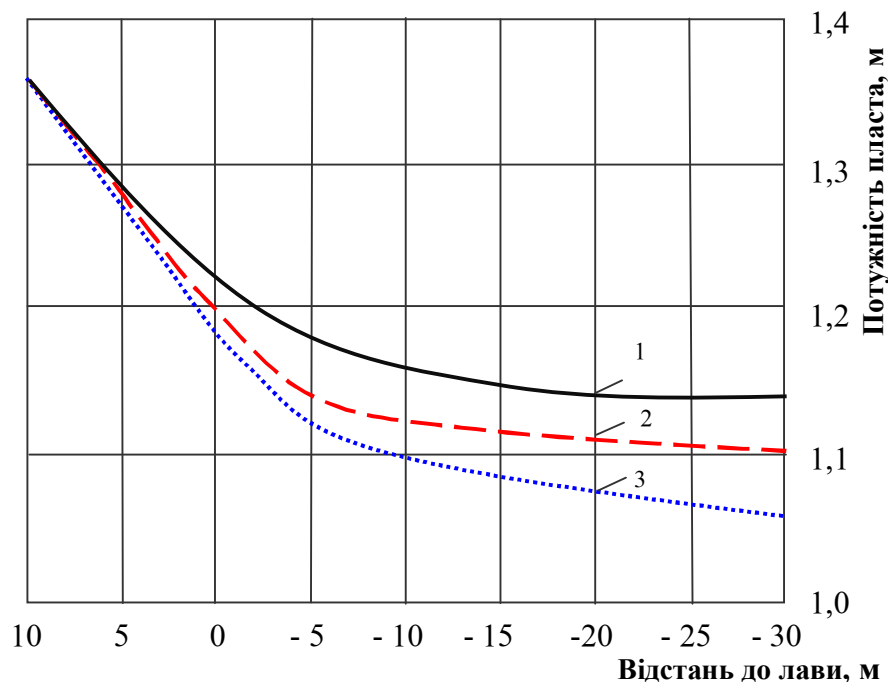


Рис. 4.13. Зміни потужності пласта на бермі бортового хідника в міру його посування при розбурюванні свердловин діаметром : 1 – 250; 2 – 300; 3 – 350 мм

#### 4.5.2. Дослідження проявів гірського тиску в прилеглих до лави підготовчих виробках

Основними параметрами проявів гірського тиску у підготовчих виробках є зближення бічних порід на контурі бортового хідника (штреку), навантаження на кріплення виробки, а також деформація аркового кріплення.

Дослідження проявів гірського тиску проводилися в 8-му південному бортовому хіднику, який охоронявся смугами змінної жорсткості 7-ї південної дослідно-промислової лави та порівнювалися з результатами досліджень у суміжних виробках, що працюють у межах цієї панелі, а також з даними дослідників [28, 51, 57, 117 і ін.].

Реперні замірні станції для спостережень проявів гірського тиску були закладені в прилеглих до 7-ї південної дослідно-промислової лави виробках, відповідно до розробленої методики (див. рис. 4.2).

Замірні станції №1, №2, №3 (рис. 4.2 і 4.14 ) обладналися попереду очисного вибою в 120 м.



*Рис. 4.14. Обладнані замірні станції № 2 і № 3 і фактичний стан 7-го південного бортового хідника південної панелі №1*

За результатами досліджень встановлено, що вплив очисного вибою в 7-му південному бортовому хіднику (штреку) починає проявлятися на відстані 40-45 м попереду вибою лави. До моменту підходу лави до замірних станцій втрата висоти виробки склала 1590 мм або 50,79% від первинної висоти, а по ширині 562 мм або 13,44% від первинної ширини.

Домінуючу роль у зближенні бічних порід зіграло інтенсивне здимання порід підосви 857,8 мм (53,95%). Значне навантаження з боку порід покрівлі на аркове кріплення призводило до його деформацій. Це проявлялося, взагалі (як це видно з рис. 4.14.) у поломці дерев'яної затяжки, у прогині верхняків і ніжок кріплення, зміні їх напуску у вузлах піддатливості як з боку лави, так і з боку виробленого простору. Так, при підході очисного вибою напуск у замку піддатливості збільшився на 756 мм (180%), з боку масиву лави на 352,5 (75%). Сумарна зміна величини напусків за 17 місяців експлуатації бортового хідника по контрольним рамам

ПК 29 з боку лави – 902 мм (314,76%), ПК 28 – 1167 мм (377,86%), з боку виробленого простору 6-ї південної лави ПК 29 – 888 мм (288,94%), ПК 28 – 1091 мм (332,13%). Настільки значні зміни величини напусків пояснюються тим, що при кріпленні бортових хідників (штреків) установлюють по одному хомуту. Вплив виробленого простору 6-ї південної лави призводив до переміщення верхняка у бік виробленого простору, розриву хомутів верхніх і бічних розстрілів і розриву ніжок аркового кріплення як з боку виробленого простору суміжної лави, так і дослідної. Значне зменшення перерізу виробки й деформації штрекового кріплення затрудняли доставку матеріалів і пересування людей по 7-му бортовому хіднику (штреку). Для нормальної експлуатації виробку необхідно було перекріплювати попереду очисного вибою.

Для спостережень зсувів бічних порід у виробках обладналися реперні замірні станції, які склалися із двох пар реперів, що забиваються в покрівлю, підшову і боки виробки на глибину до 2 м. Заміри величини зближень здійснювали шляхом проміру відстаней між всіма реперами, як це показано на рис. 4.3.

У 8-му південному бортовому хіднику були закладені замірні станції при різних варіантах охорони й кріплення. У першому варіанті (ЗС №6) був апробований варіант кріплення бортового хідника, що передбачав більш щільне установлення аркового кріплення з охоронними смугами змінної жорсткості. На дільниці між ЗС № 6 (див. рис. 4.6) охорона здійснювалася комбінованою 12 метровою бутовою смугою змінної жорсткості і розвантаженням масиву свердловинами діаметром 350 довжиною 5 м і кріпленням КМП-А3 22/11,2 із кроком установки 0,65. Однак при цьому варіанті гостро позначився дефіцит кріпильних рам. У другому варіанті – спосіб охорони комбінованою 12 метровою бутовою смугою змінної жорсткості і розвантаженням масиву свердловинами діаметром 250 мм і довжиною 3 м. Кріплення аркове – КМП-А3 22/11,2 із кроком установки 0,85 м. У третьому варіанті було передбачене збільшення перерізу виробки до  $S_{св} = 13,52 \text{ м}^2$  із кроком кріплення 0,85. Як наслідок з цього – додатковий вихід породи. Щоб не видавати породу на поверхню ширину комбінованої смуги збільшили до 19 м (жорсткої до 11 м). У бік масиву бурили розвантажувальні свердловини діаметром 300 мм і довжиною 8 м.

Для зручності порівняння й більш конкретного поняття про процес зсувів величин виразимо їх у відсотковому відношенні від первинних розмірів виробки.

У всіх трьох випадках до моменту віддалення вибою від місця установлення постійного кріплення на 8 м безпосередня покрівля у вибої бортового хідника опустилася на 0,2 м, тобто (на 14,28%) від вийманої потужності пласта. У даних випадках при проведенні виробки слідом за очисним вибоєм бортовий хідник (штрек) не перебував ні в зоні тимчасового опорного тиску, ні в зоні інтенсивного осідання покрівлі у привибійному просторі. При використанні як охорони підготовчих виробок смуг змінної жорсткості після установлення кріплення, відбувалося осідання покрівлі в процесі стиску бутових смуг, причому з боків і в середній частині штреку воно відбувалося одночасно на ту саму величину. Це говорить про симетричне навантаження на кріплення. Із часу установлення аркового кріплення в бортовому

хіднику (штреку) і до повного припинення стиску бутових смуг і піддатливої опори з боку вугільного масиву осідання покрівлі склало 133 мм (4,63% від первинної висоти виробки), а верхняки з металевого аркового піддатливого кріплення КМП-А3 22/11,2 опустилися на 160 мм. При таких величинах опускання покрівлі й верхняків металеве кріплення не деформувалося. Покрівля над верхняками кріплення переставала опускатися, як тільки припинявся стиск бутових смуг (у цей час вибій лави перебував на відстані 60-80 м, а з моменту викладення бутових смуг пройшло 2 міс.). Спостереженнями також встановлено, що завдяки піддатливим опорам біля контуру 8-го південного бортового хідника (штреку) видавлювання порід з боків у виробок, як у період стиску бутових смуг, так і після його припинення, не відбувалося.

Хотілося б відзначити, що у всіх трьох варіантах охорони і кріплення виробки відразу після установа реперів у прохідницькому вибої швидкість зближення бічних порід була значною. Це викликано наявністю порожнин між рамним простором аркового кріплення й бічних порід. На рис. 4.15. і в табл. 4.8 показані усереднені заміри порожнин у просторі за кріпленням бортових хідників безпосередньо у вибої й при відході його на 10 м.

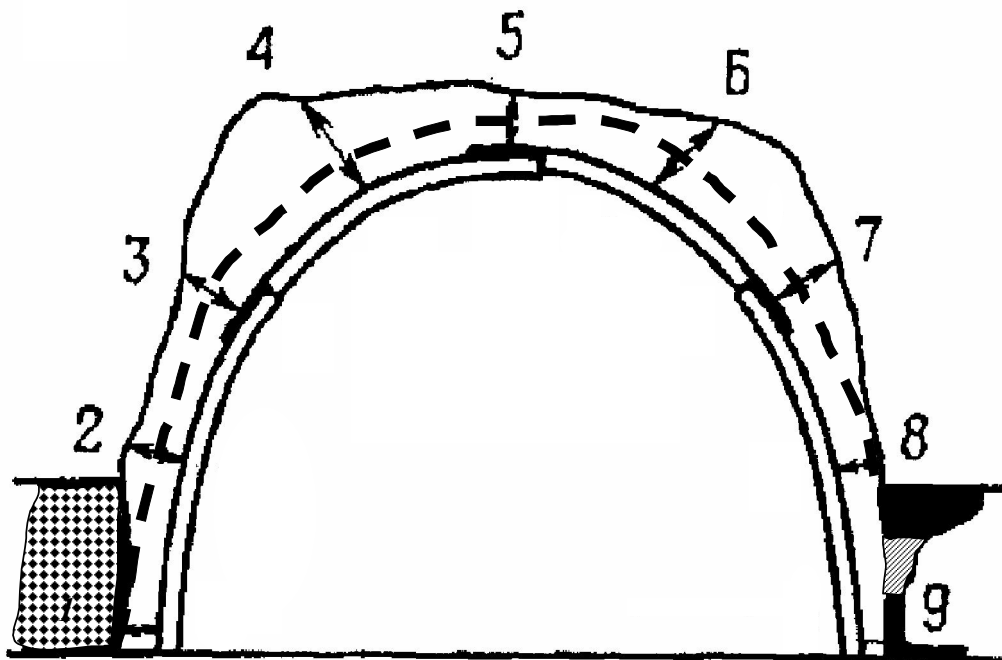


Рис. 4.15. Схема розташування точок заміру розмірів порожнин у просторі за кріпленням 8-го південного бортового хідника



Таблиця 4.8

Усереднені заміри розмірів порожнин у просторі за кріпленням бортових  
хідників безпосередньо у вибої і при відході його на 10 м

№ замірної точки	Вибій бортового хідника (штреку)	При відході його на 10 м
1	0,60	0,29
2	0,44	0,19
3	0,46	0,33
4	0,98	0,17
5	1,10	0,49
6	0,43	0,25
7	0,36	0,30
8	0,67	0,34
9	1,30	0,57

Оскільки бортові хідники (штреки) проводилися буропідривним способом, то їх поперечні перерізи на практиці найчастіше значно перевищували проектні.

На сполученні лави з підготовчими виробками ширина простору за кріпленням досягала до 1,3 м. Це призводило до зрушення порід покрівлі й боків на кріплення при незначному посуванні прохідницького вибою. Забутовний матеріал закладки контактував на контурі кріплення нерівномірно, внаслідок чого виникають зосереджені навантаження на кріплення. Як наслідок цього, кріплення й бічні породи працювали не як єдина система “кріплення-бічні породи”, а як окремі її елементи. Доти, поки породи, що вміщують виробку, не приходили у контакт з кріпленням, то останнє виконувало тільки функцію огорожувальної конструкції та не перешкоджало зсуву гірських порід. Це призводило до того, що зони непружних деформацій навколо виробки збільшувалися. Через це під дією гірського тиску стрибкоподібно зменшувався переріз виробки. Ручна закладка простору за кріпленням деревом і породою не дала належного ефекту через високу трудомісткість і низьку її щільність.

На початок кріплення у практично не протидіяло зсувам покрівлі доти, поки куски породи, що перебувають у просторі за кріпленням, мали зазор із кріпленням. Тільки після того, як зазори між кусками породи і кріпленням зникають, кріплення й бічні породи працюють як єдина система. Від моменту установки кріплення та ліквідації зазорів між кусками породи і ущільнення останньої в просторі за кріпленням зсуву у вузлах піддатливості кріплення не відбувається.

Це підтверджується багатьма візуальними спостереженнями і відбувається на відстані 12-17 м від тупикової частини підготовчого вибою.

Значною мірою на стан підготовчої виробки впливає несуча здатність кріплення. Вона визначалася зусиллям, при якому елементи рами проковзували в замках піддатливості або зусиллям, при якому арка вдавлювалася в підшву. Для визначення навантаження на аркове кріплення 8-го бортового хідника (штреку) були використані гідравлічні месдозы, у робочу порожнину яких підключався самописний манометр М66А або манометр тиску.



Рама кріплення, яка обладнана вимірювальними приладами, розміщувалась на відстані до 3-5 м від вибою бортового хідника. Самописними манометрами постійно фіксували тиск у робочих порожнинах месдоз. В міру посування підготовчого вибою лави тиск в робочих порожнинах месдоз, а отже, і навантаження на арку кріплення, змінювалися в широких межах. Під час проведення експерименту на контрольних рамах замірних станцій на піддатливому арковому кріпленні спостерігався багаторазовий зріст та спад тиску, що відповідає моменту проковзування елементів кріплення у вузлах піддатливості.

Закономірність зміни навантаження на кріплення на різних відстанях від лави встановити, на наш жаль, не вдалося. Максимальне навантаження на гідравлічну месдозу з боку масиву складало 27,7 кН, з боку лави – 37,5 кН. При цьому напуски в замках піддатливості з боку лави змінювалися (на експериментальній дільниці): при першому варіанті – від 491 до 611 мм; другому варіанті – 420-490 мм; третьому варіанті – 470-676 мм; а з боку масиву: при першому варіанті – від 493 до 518 мм, другому варіанті – 430-455 мм, третьому варіанті – 481-504 мм. Навантаження на кріплення з боку лави визначалося в основному зусиллям проковзування елементів рами в замку піддатливості. З боку масиву спостерігалось незначне вдавлення арки у подошву.

При варіанті № 3 зі збільшенням перерізу виробки до  $S_{св} = 13,52 \text{ м}^2$  збільшується й вартість проведення. Це немаловажно, і в значній мірі позначається на собівартості видобутку вугілля. Хоча проведення виробки із запасом на зсув порід актуально для глибоких шахт Донбасу, як це давно роблять на шахтах Англії й Німеччини. А так у відсотковому відношенні зсуви покрівлі й подошви, а також боків від первинної висоти й ширини виробки у 8-му південному бортовому хіднику (штреку) приблизно однакові.

Результати досліджень по трьох варіантах наведені в табл. 4.7.

Величини зближень бічних порід і зміна розмірів виробки залежно від часу й посування лави (до п'яти посадок основної покрівлі) відповідно показані на рис. 4.16.

Узагальнені дані про прояви гірського тиску у 8-му південному бортовому хіднику наведені на рис. 4.17.

Аналізуючи залежності рис. 4.16, також встановлено, що навантаження на аркове кріплення було симетричне, зсуви боків виробки менш піддані деформаціям. В основному зменшення перерізу виробки відбувається за рахунок здимання порід подошви.

Результати шахтних експериментів підтвердили істотний вплив посадки основної покрівлі на прояви гірського тиску у підготовчих виробках та виявили різкі коливання опорного тиску в часі, як це ще обґрунтовував автор [130].

За результатами шахтних досліджень можна зробити висновок, що при комбінованій системі розробки застосування способу охорони смугами змінної жорсткості значно підвищується стійкість підготовчої виробки. За таких умов бортовий хідник (штрек) може бути успішно використаний повторно як вентиляційний, задовольняючи ПБ і нормальну роботу наступного очисного вибою.

РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

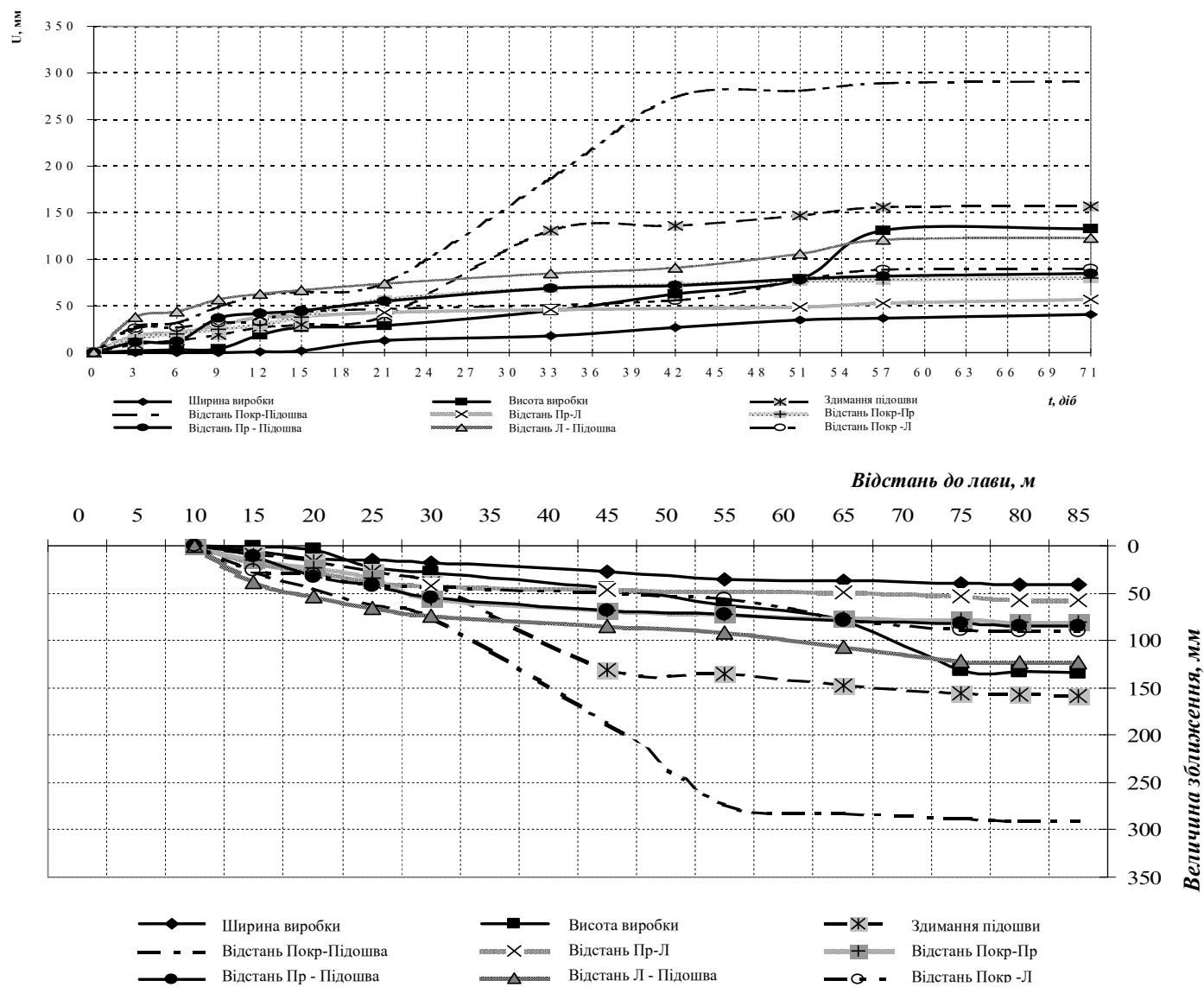
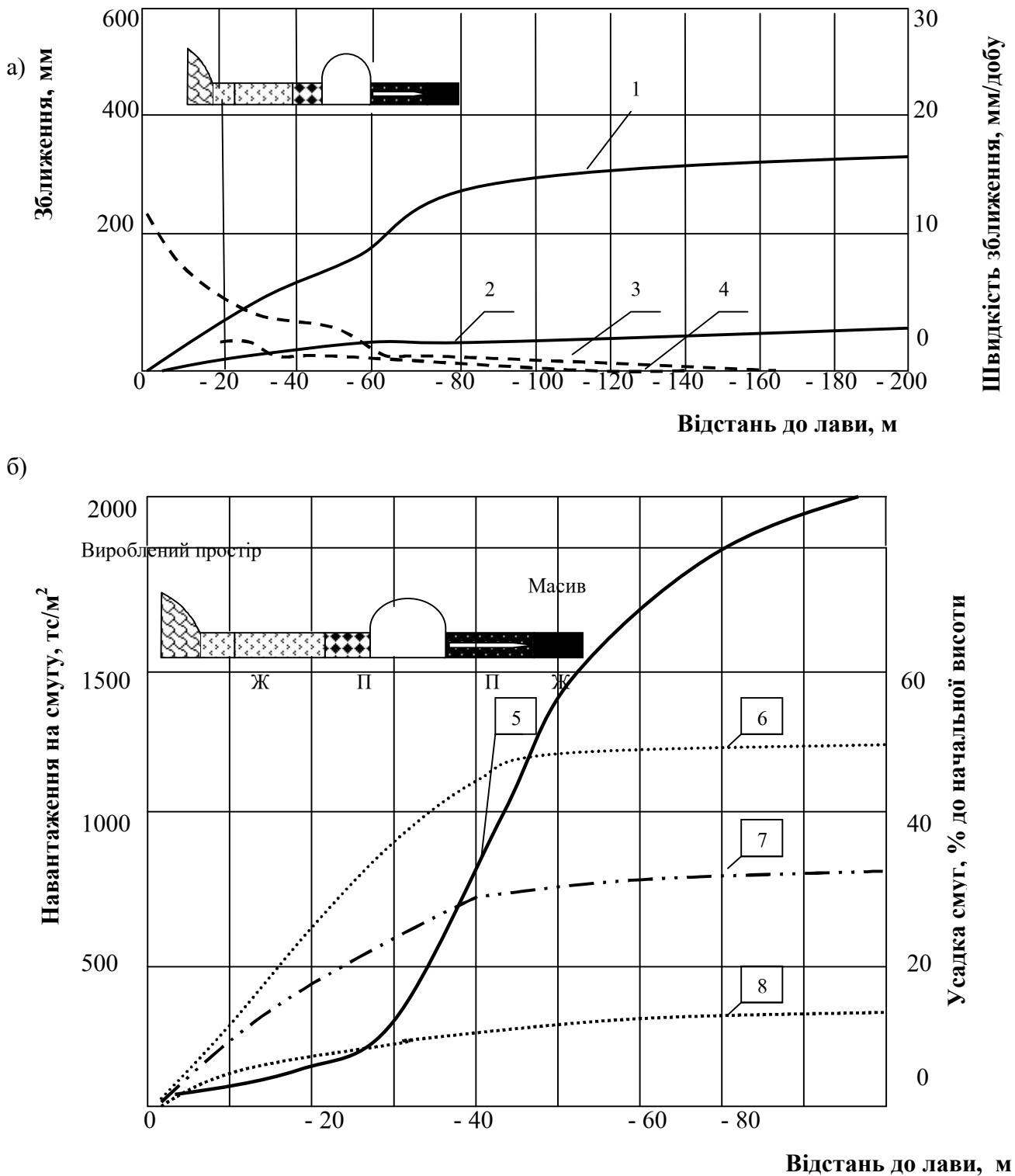


Рис. 4.16. Величини зближень бічних порід і зміна розмірів виробки залежно від часу й посування лави

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**



*Рис. 4.17. Узагальнені дані про прояви гірського тиску у 8-му південному бортовому хіднику: а – зміна зближень покрівлі й підосви (1) і боків (2) бортового хідника й відповідних їм швидкостей зближення покрівлі й підосви (3) і боків (4) залежно від відстані до вибою лави; б – графіки зміни середньодинамічного навантаження на смуги змінної жорсткості (5) та їх стиск: піддатливої (6) та жорсткої (7) породних смуг і піддатливої вугільної смуги (8)*

#### 4.6. Оцінка ефективності застосування комбінованої системи розробки і пропонувані рішення на великих глибинах

Для визначення ефективності зроблена економічна оцінка підтримання виробок при стовповій та комбінованій системах розробки.

При виконанні розрахунків приймалися до уваги вартісні показники на виконання, в основному, операцій технологічних процесів: проведення, охорони та ремонту виробок, видачі породної маси від проведення виробок на поверхню. Крім того, ураховувалися витрати на матеріали кріплення виробок і амортизаційні відрахування експлуатаційного устаткування для провітрювання виробок, проведених при підготовці стовпа.

Обсяг виконуваних робіт, а також витрати по зарплаті і матеріалах, наведені в табл. 4.9, визначалися на підставі фактичних даних служби ВПЗ і розрахунків за нормативною документацією для ведення підготовчих робіт на шахті “Прогрес”.

По шахті “Прогрес” на глибинах понад 1200 м в умовах стовпової системи розробки на пласті  $h_8$  ускладнилася підтримка бортових хідників не тільки в зоні дії очисних робіт, але й при проведенні їх у масиві. Прикладом може бути 2-й бортовий хідник ПП №3, розташований на глибині 1307 м. Зсуви порід по вертикалі після його проведення за період підтримання 250-300 діб досягали 600-700 мм [2], що з'явилося причиною необхідності проведення робіт з підривання порід підосви і на окремих ділянках перекріплення виробки ще до пуску в роботу нової лави (рис. 4.18). Велися також роботи з відбудови перерізу виробки в зоні випереджального опорного тиску через інтенсивність прояву зсувів порід, що характерно і підтверджується дослідженнями [57] у Чистяково-Сніжнянському промисловому районі.



Рис. 4.18. Стан 2-го бортового хідника ПП №3

У зоні впливу очисних робіт активізація зсувів контуру починає проявлятися попереду лави на відстані 50-70 м. Максимальні значення деформацій порід у межах 20-30 мм на метр посування лави відзначені попереду очисного вибою в 6-10 м.

На лінії вибою лави зближення порід покрівлі й підшви в штреку досягло 1380 мм (рис. 4.19).

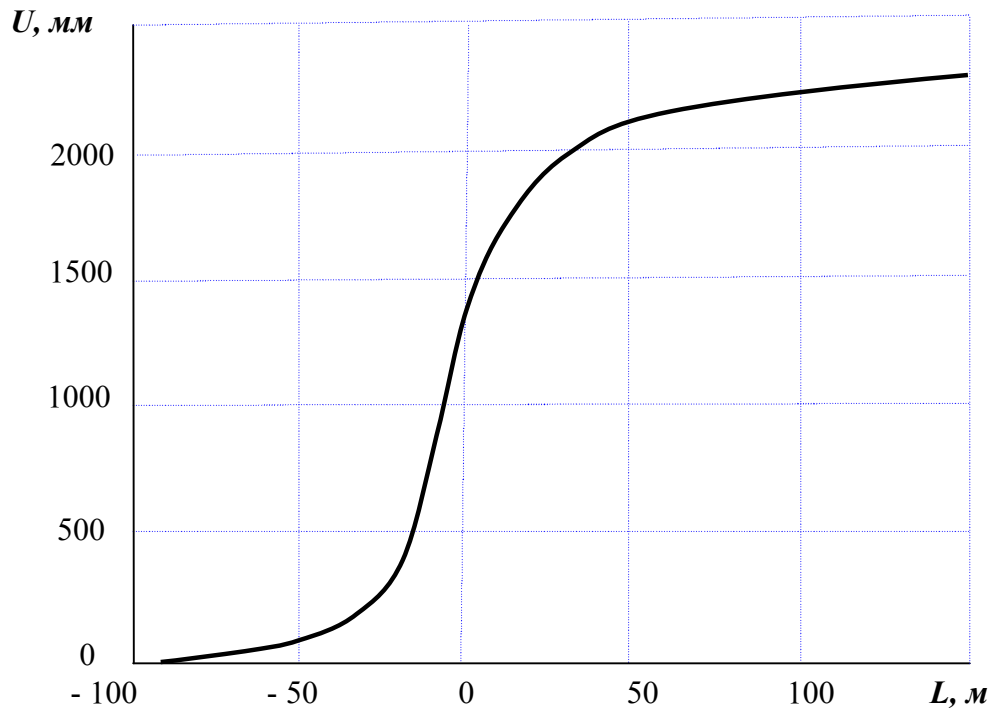


Рис. 4.19. Графік зближень порід покрівлі й підшви  $U$  залежно від відстані до вибою лави  $L$  у 2-му бортовому хіднику ПП і №3 шахти “Прогрес”

За вибоєм лави, як видно із графіка, процес зсувів контуру виробки поступово згасає. На віддаленні від очисного вибою на 90-100 м, у зоні виробленого простору, зсуви склали близько 780 мм. За лавою у 80-100 м зменшення висоти виробки з урахуванням зсувів за період підтримання штреку в масиві досягло 2700-2800 мм; втрата перерізу при цьому в основному відбувалася за рахунок більш інтенсивного здимання порід підшви. Опускання покрівлі від загальних вертикальних зсувів становило 30-35%, або по абсолютній величині – 800-900 мм [2]. На ділянках ліквідації за лавою висота виробки становила 0,8-1,0 м. У викладених вище умовах підтримка конвеєрних бортових хідників за лавою з метою повторного використання не уявляється можливою. Для підготовки суміжного виймального стовпа (дільниці) необхідно проводити нові або відновлювати майже задавлені хідники.

Перевага способу проведення й підтримання підготовчих виробок слідом за лавою при комбінованій системі розробки у порівнянні зі стовповою системою полягає в наступному:

- виробка не підпадає дії випереджального опорного тиску;
- значна частка зсувів порід, реалізованих на ділянці від вибою лави до прохідницького вибою, не впливає на встановлене аркове кріплення.

Як показали спостереження (ще на експериментальній ділянці), у 8-му південному бортовому хіднику на шахті “Прогрес”, при проведенні виробки за вибоєм лави, зсуви порід стабілізувалися на відстані 80-100 м, а гранична величина їх 250 мм із боку покрівлі й підосви не перевищувала 450 мм і з боків виробки – 200 мм (див. рис. 4.20).

В умовах шахти “Прогрес” досить широко використовується послідовне відпрацювання ділянок лав за комбінованою системою розробки з проведенням тільки однієї конвеєрної виробки слідом за очисним вибоєм. Як вентиляційні виробки, що підтримуються тільки попереду вибою лави, використовуються повторно бортові хідники, відпрацьованої раніше ділянки.

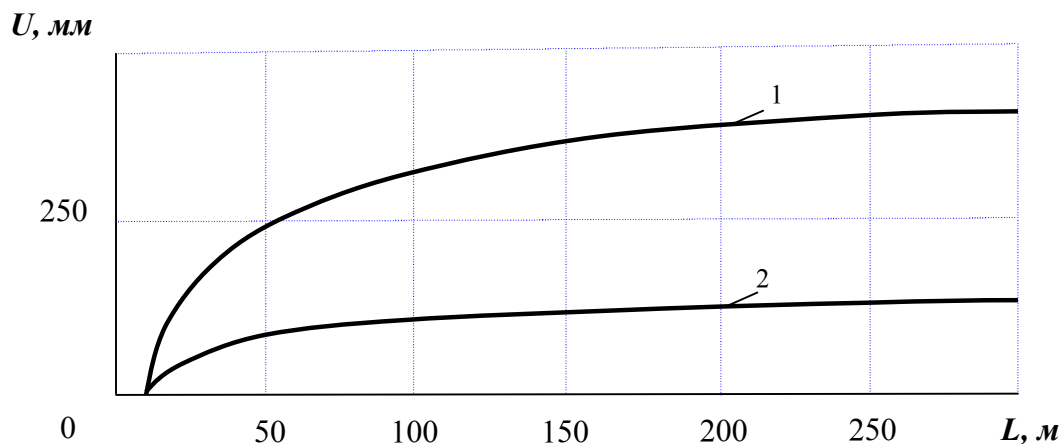


Рис.4.20. Графік зсувів порід залежно від відстані до вибою лави в 8-му південному бортовому хіднику шахти “Прогрес”: 1 – зближення порід покрівлі й підосви; 2 – зближення боків виробки

За період впливу опорного тиску у виробках зсуви порід на рівні вибою лави досягають по вертикалі 600-700 мм, а у боках – 550-650 мм (рис. 4.21).

У 20-25 м попереду вибою лави ведуть роботи з розширення перерізу виробки за рахунок підривання порід підосви на висоту до 0,9-1,1 м, а в окремих місцях – повне перекріплення.



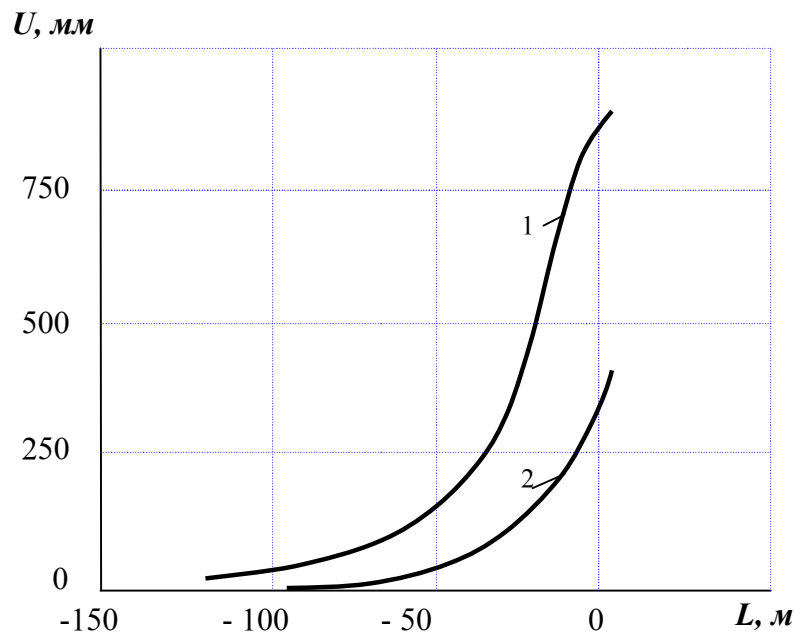


Рис. 4.21. Графік зсувів порід залежно від відстані до вибою лави й бортового хідника, який підтримується попереду очисного вибою на шахті “Прогрес”:  
1 – зближення порід покрівлі й підшви; 2 – зближення боків виробки

З викладеного виходить висновок, що підтримання виробок при комбінованій системі розробки більш ефективно, ніж при стовповій. Тому економічна оцінка цих систем здійснювалася за витратами на підготовчі роботи, виключаючи витрати на ведення очисних і маючи на увазі їх ідентичність (однакову довжину очисного вибою й застосовувану виймальну техніку).

Вихідні дані для розрахунку економічної ефективності (станом на 01.08.2002) прийнятих рішень зведені в табл. 4.9.

Таблиця 4.9

Зведені вихідні дані  
для розрахунку економічної ефективності

Гірничотехнічні й вартісні показники	2-га лава ПП № 3		7-ма південна лава ПП № 1	
	підготовчі виробки, що примикають до лав			
	конвеєрна	вентиляційна	конвеєрна	вентиляційна
1	2	3	4	5
Переріз виробки $S$ , м <sup>2</sup>				
у світлі	13,8	11,20	11,20	11,20
після осідання	10,0	9,00	9,00	9,00
при проведенні	15,4	13,52	13,52	13,52
Тип кріплення	КМП-13,8 (А3)	КМП-11,2 (А3)	КМП-11,2 (А3)	КМП-11,2 (А3)

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ  
ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА  
ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

Продовження табл. 4.9

1	2	3	4	5
Спосіб збирання породи	комбайн	комбайн	ЗУ	–
Щільність установаження кріплення, рам/м	0,85	0,85	0,85	0,85
Об'єм виходу породної маси при проведенні виробки $V$ , м <sup>3</sup> /м т/м	$V_1=15,4$ 33,1	$V_2=13,5$ 28,35	$V_3=9,1$ 22,75	– –
Витрати по видачі породної маси на поверхню (за джерелами ДонВУГІ), $\rho$ , грн/т	75,22	75,22	–	–
Вартість тонно-конструкції металокріплення (прейскурант цін див. табл. 4.10), комплект, грн/м	470,4	470,4	470,4	470,4
Витрати лісоматеріалів на затяжку аркового кріплення $q$ , м <sup>3</sup> /м	0,45	0,35	0,35	0,35
Витрати металокріплення для кріплення виробки $P$ , т/м	0,326	0,252	0,252	0,252
Вартість лісоматеріалів $K_L$ , грн/м <sup>3</sup>	100	100	100	100
Частота перекріплення виробки (за даними шахт), $r_p$	0,3	0,25	–	0,132
Частота підривання порід піддошви, $r_n$	2,0	1,0	–	0,69
Відсоток втрат металокріплення при ремонті виробок $R_{\kappa}$ , %	35	–	–	35
Відсоток втрат дерев'яної затяжки при ремонті виробок, $Z_p$ , %	100	–	–	100
Амортизаційні відрахування для експлуатації вентилятора при провітрюванні виробок ВМЦ-8, вартістю 13027 грн, при ресурсі 4 роки, $K_2$ , грн/рік	3256,75	3256,75	–	–
Витрати на проведення виробки по зарплаті, грн/м	$C_{11}=172,48$	$C_{12}=170,09$	$C_{11}^1=168,2$	–

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

Продовження табл. 4.9

1	2	3	4	5
Вартість одноразового під-ривання порід підосшви на $h = 0,9$ м у зарплаті, $C_{nn}$ , грн/м	54,13	51,28	–	45,47
Вартість перекріплення ви-робки у зарплаті із заміною кріплення і випуском породи $C_n$ , грн/м	172,75	–	–	168,16
Вартість електроенергії по шахті, грн/кВт-год	0,0155	0,0155	–	–

Вихідні дані для розрахунку витрат на проведення 8-го південного бортового хідника:

1. Площа поперечного перерізу:  $S_{св} = 11,2 \text{ м}^2$ ,  $S_{np} = 13,52 \text{ м}^2$ ;
2. Кількість шпурів - 14
3. КІШ - 0,8
4. Тип бурильного механізму: ЕБГП
5. Спосіб збирання породи: вручну на конвеєр СП-202
6. Тип кріплення АП-22/11,2
7. Затяжка: дерево
8. Рейка: одноколійна Р-24
9. Об'ємна вага породи: 2,5-2,8 т/м<sup>3</sup>
10. Коефіцієнт розпушення – 2
11. Об'єм породи, що випускається у розпушеному виді) – до 20 м<sup>3</sup>
12. Вдавлювання стояків у підосшву до 0,75 м.
13. Виймання й установлення аркового кріплення 1:0,85 = 1,18 рам
14. При перекріпленні – установлення і виймання ремонтин – 4 шт.

Коефіцієнти [з даних служби ВПЗ і розрахунків за нормативною документацією для ведення підготовчих робіт на шахті “Прогрес”]:

Буріння шпурів по породі {0,85 – температура повітря; 0,97 – ведення БПР, 0,85 – глибина ведення робіт; 0,85 – висота виробки} – 0,596;

Збирання породи: {0,85 – температура у виробці; 0,97 – ведення БПР; 0,85 – глибина ведення робіт} – 0,701.

Кріплення: {0,85 – температура повітря; 0,97 – ведення БПР; 0,85 – глибина ведення робіт} – 0,701.

Настилання р/колії: {0,85 – температура повітря; 0,97 – ведення БПР; 0,85 – глибина ведення робіт} – 0,701.

Виймання рам {0,85 – робота конвеєра; 0,8 – вдавлювання стояків у підосшву; 0,9 – температура повітря} – 0,612.

**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

При перекріпленні: розбирання породи, збирання породи, кріплення {0,85 – робота конвеєра, 0,9 – температура повітря} – 0,765.

Закладка породи в бутову смугу з ЗУ: {0,97 – БПР, 0,85 – глибина ведення робіт, 1,05 – лебідка, відмінна від БСМП2; 0,85 – обводненість} – 0,736.

Закладка породи за допомогою ЗУ {13,52 – (4,52×0,9) } = 9,45 м<sup>3</sup>

Буріння розвантажувальних свердловин буровим верстатом “Старт”: {0,75 – температура повітря; 0,85 – глибина ведення робіт; 0,85 - висота виробки} – 0,542.

Таблиця 4.10

Витрати на проведення та підтримання 8-го південного бортового хідника при базовій і рекомендованій технологіях

Найменування	Варіант 1 (базовий)	Варіант 2 (рекомендований)
Заробітна плата, грн/м:		
- проведення 8-го південного бортового хідника БПР;	168,20	168,20
- закладання породи в бутову смугу;	93,18	93,18
- перекріплення:		
без БПР	168,16	-
БПР	134,53	-
- підривання на $h = 0,9$ м	45,47	-
- транспортування і розміщення пустої породи	75,22	-
- буріння розвантажувальних свердловин		41,26
Нарахування на заробітну плату, %:	50,80	50,80
- пенсійне страхування	32,00	32,00
- фонд нещасних випадків і профзахворювань (регресів)	13,80	13,80
- фонд по тимчасовій непрацездатності	2,90	2,90
Матеріали, грн/м:		
на 1 м проходки + комплект аркового кріплення	189,26	189,26
додатково	470,40	470,40
заміна арки 20 %	94,08	-
ліс затяжка дерев'яна 20 %	0,88	-
шпала дерев'яна 20 %	1,50	-
жорстка частина бутової смуги		
пісок (технічний)		63,89
цемент М-500		62,30
Амортизація, грн/м:		
- ЗУ - 1	5,00	5,00
- ЕБГП	4,23	4,23
- БСМ		6,50
- Буровий верстат «Старт»		1,60

Порівняння витрат на проведення й підтримання виробок при стовповій і комбінованій системах розробки визначалося за формулою (4.7)

$$C_{ef} = C_{ст} - C_{комб}, \quad (4.7)$$

де  $C_{ст}$  і  $C_{комб}$  – витрати на гірничопрохідницькі роботи відповідно при стовповій (по 2-й лаві ПП № 3) і комбінованій (по 7-й південній лаві) системах на 1 м посування очисного вибою, грн/м.

Тоді:

$$C_{ст} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5; \quad (4.8)$$

$$C_{комб} = C'_1 + C'_2, \quad (4.9)$$

де  $C_1$  і  $C'_1$  – витрати на зарплату при проведенні виробок, грн/м;  
 $C_2$  і  $C'_2$  – підтримання виробок у зарплаті і матеріалах, грн/м,  
 $C_3$  – витрати на видачу породної маси на поверхню з підготовчого вибою й ділянок перекріплення та піддривання підосви, грн/м;  
 $C_4$  – витрати на закладку породи в бутову смугу, грн/м;  
 $C_5$  – витрати на забезпечення провітрювання проведених виробок у масиві при підготовці ділянки, грн/м.

Витрати на гірничопідготовчі роботи в умовах стовпової системи розробки визначаються за наступними формулами:

$$C_1 = C_{11} + C_{12} + C_{13} + C_{14}, \quad (4.10)$$

де  $C_{11} = 172,48$  грн/м;  $C_{12} = 170,09$  грн/м;  $C_{13}$  – вартість матеріалів на кріплення 1 м проведеної виробки (конвеєрного штреку) (див. табл. 4.9).

$$C_{13} = K_k + K_3 = 0,326 \times 470,4 + 0,45 \times 100 = 198,35 \text{ грн/м}$$

Тут  $K_k$  і  $K_3$  – відповідно вартість металокріплення й дерев'яної затяжки (див. табл. 4.9);  $C_{14}$  – вартість матеріалів на кріплення 1 м вентиляційної виробки (штреку),

$$C_{14} = K_{к1} + K_{з1} = 0,252 \times 470,4 + 0,35 \times 100 = 153,54 \text{ грн/м}$$

Разом:  $C_1 = 172,48 + 170,09 + 198,35 + 153,54 = 694,46$  грн/м;

$$C_2 = C_{21} + C_{22} + C_{23}, \quad (4.11)$$

де  $C_{21}$  і  $C_{22}$  – витрати у зарплаті на підтримання відповідно конвеєрного й вентиляційного бортових хідників, що складаються з витрат на перекріплення ( $K_5$ ) і підривання порід підосви ( $K_6$ );

$$C_{21} = K_5 + K_6 = C_{\text{п}} \times r_{\text{п}} + C_{\text{шп}} \times r_{\text{шп}} = 172,75 \times 0,3 + 54,13 \times 2 = 160,09 \text{ грн/м};$$

$$C_{22} = C_{\text{шп}} \times r_{\text{шп}} = 51,28 \times 1,0 = 51,28 \text{ грн/м};$$

$C_{23}$  – витрати за матеріалами відповідно на кріплення ( $K_7$ ) і затягування за-тяжками кріплення ( $K_8$ );

$$C_{23} = 0,3 \times 470,4 \times 0,35 + 0,35 \times 100 \times 1,0 = 84,39 \text{ грн/м}.$$

Таким чином,  $C_2 = 160,09 + 51,28 + 84,39 = 295,76 \text{ грн/м};$

$C_3 = (v_1 + v_2) \cdot \rho = (33,1 + 28,35) \times 75,22 = 4622,27 \text{ грн/м}$  – витрати на видачу породної маси із прохідницького вибою на поверхню відповідно з конвеєрного й вентиляційного штреків;

$C_4$  – витрати на закладання породи в бутову смугу, ураховуються тільки при комбінованій системі розробки; 93,18 грн/м (з табл. 4.10),

$$C_5 = C_{51} + C_{52} + C_{53}, \quad (4.12)$$

де  $C_5$  – витрати, пов'язані з провітрюванням виробок при їх проведенні;

$C_{51}$  – амортизаційні відрахування експлуатації вентилятора місцевого провітрювання ВМЦ-8. При річному посуванні проведеного хідника близько 1000 м, то

$$C_{51} = 2K_2 : 1000 = 2 \times 3256,75 : 1000 = 6,51 \text{ грн/м};$$

$C_{52}$  – амортизаційні відрахування експлуатації вентиляційних прогумованих труб на 1 м підтримуваних виробок,  $C_{52} = 16,47 \times 2 = 32,94 \text{ грн}$  (конвеєрної і вентиляційної);

$C_{53}$  – вартість витраченої електроенергії при роботі вентилятора ВМЦ із двигуном потужністю 25 кВт протягом доби й посуванні вибою 3 м/добу ;

$$C_{53} = 25 \times 24 \times 2 \times 0,155 : 3 = 62,0 \text{ грн/м}.$$

$$\text{Отже, } C_5 = 6,51 + 32,94 + 62,0 = 101,45 \text{ грн/м}.$$

Таким чином, загальні витрати на гірничопідготовчі роботи, що доводяться на 1 м посування лави при стовповій системі розробки, дорівнюють

$$C_{\text{ст}} = 694,46 + 295,76 + 4622,27 + 101,45 = 5713,94 \text{ грн/м}.$$

У варіанті комбінованої системи розробки враховуються витрати, пов'язані з проведенням конвеєрної виробки і підтриманням конвеєрної й вентиляційної. Для розрахунку використані комплексні норми виробки і розцінки по цінам 2002 року, наведені в табл. 4.11.



**РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ  
ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА  
ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ**

Таблиця 4.11

**Комплексні норми виробки й розцінки**

№ п.п	Вид робіт	Од. вим.	Норма виробки			Обсяг робіт	Кіл. чол-зм за п.м. на обсяг	Тарифна ставка	Сума зар. плати на обсяг, грн	Посилання на ЕНВ
			по нормативу	відхилення від нормативу	встан. норма					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
I	Проведення 8 півд.борт. хідника									
I.1	Буріння шпурів	м	17,3	0,596	10,31	17,5	1,697	23,52	39,91	[63]§11
I.2	Збирання породи	м <sup>3</sup>	3,8	0,701	2,664	9,45	3,553	23,52	83,57	- §18
I.3	Кріплення	рам	1,15	0,701	0,806	1,18	1,464	23,52	34,43	- §25
I.4	Настилення р/колій	м	7,99	0,701	5,60	1,00	0,179	23,52	4,21	- §34
I.5	Доставка ВМ	чол/зм	-	-	-	-	0,155	15,00	2,33	- §17
I.6	Доставка матеріалів l=100 м	т	1,28							- §105
	<b>Разом</b>				<b>0,137</b>	<b>1,0</b>	<b>7,275</b>		<b>168,20</b>	
II	Закладання породи в будову смугу	м <sup>3</sup>	14,9	0,736	10,97	9,45	0,86	11,46	9,86	[63]§23 т.27, 2 г
	<b>Разом</b>					<b>9,45</b>	<b>0,86</b>		<b>9,86</b>	
III	Перекріплення									
III.1	Витягання рам	рам	1,63	0,612	1,00	1,18	1,180	18,60	21,95	[64] т. 3
III.2	Розбирання породи	м <sup>3</sup>	3,10	0,765	2,37	9,30	3,924	18,60	72,99	-т.25,76
III.3	Прибирання породи	м <sup>3</sup>	7,75	0,765	5,93	18,60	3,137	15,00	47,05	-т.26, 3
III.4	Кріплення	рам	1,23	0,765	0,94	1,18	1,215	18,60	22,60	-т.10,4 г
III.5	Установлення ремонтин	рам	21,82	0,765	16,69	2,40	0,144	16,50	2,38	- т. 21
III.6	Зняття ремонтин	рам	43,64	0,765	33,34	2,40	0,072	16,50	1,19	- т, 21
	<b>Разом</b>									
	<b>без БПР</b>				<b>0,103</b>	<b>1,00</b>	<b>9,672</b>		<b>168,16</b>	
	<b>з БПР</b>				<b>0,129</b>	<b>1,00</b>	<b>7,738</b>		<b>134,53</b>	
IV.	Підривання підшви на h=0,9 м	м <sup>3</sup>								
IV.1	Розбирання породи		3,10	0,717	2,223	3,15	1,417	18,60	26,36	т,25, 26
IV.2	Прибирання породи		7,75	0,638	4,945	6,30	1,274	15,00	19,11	-
	<b>Разом</b>								<b>45,47</b>	
V	Буріння розвантажувальних свердловин	м	6,31 6,31	0,542 0,542	3,42 3,42	3,00 3,00	0,877 0,877	23,52 23,52	20,63 20,63	
	<b>Разом</b>				<b>1,71</b>	<b>3,0</b>	<b>1,754</b>		<b>41,26</b>	

З формули (4.9):  $C'_1 = C'_{11} + C'_{12}$ , де  $C'_{11} = 168,2$  грн/м – вартість проведення конвеєрної виробки по зарплаті;  $C'_{12}$  – витрати на матеріали кріплення конвеєрної виробки:

$$C'_{12} = p \cdot K + q \cdot K_1 = 0,252 \times 470,4 + 0,35 \times 100 = 153,54 \text{ грн/м.}$$

Отже,  $C_1 = 168,2 + 153,54 = 321,74$  грн/м

$$C'_2 = C'_{21} + C'_{22} + C'_{23}, \quad (4.13)$$

де:  $C'_{21}$  - витрати у зарплаті на перекріплення і підривання порід підшоши (45,47 грн/м) та ліквідація (погашення) вентиляційної виробки (8,67 грн/м) (дані шахти “Прогрес”) по 8-му південному бортовому хіднику,  $C'_{21} = 54,14$  грн/м;

$C'_{22}$  – витрати на матеріали кріплення при ремонті виробки:

$$C'_{22} = 0,252 \times 470,4 \times 0,132 + 0,35 \times 1,0 \times 100 \times 0,132 = 20,27 \text{ грн/м,}$$

(0,132 – частота перекріплення виробки; 0,69 – частота підривань порід підшоши);  $C'_{23}$  – витрати на видачу породи при ремонті виробки

$$C'_{23} = (22,75 \times 0,132) \times 75,22 + (22,75 \times 0,69) \times 75,22 = 1406,65 \text{ грн/м.}$$

При цьому  $C'_2 = 54,14 + 20,27 + 1406,65 = 1481,06$  грн/м.

Загальні витрати на 1 м посування очисного вибою при комбінованій системі розробки дорівнюють:

$$C_{\text{комб}} = 321,74 + 54,14 + 20,27 + 1481,06 + 93,18 = 1970,39 \text{ грн.}$$

Ефективність використання комбінованої системи розробки в умовах пласта  $h_8$  по роботах, пов'язаних із проведенням і підтриманням виробок, складе

$$C_{\text{еф}} = C_{\text{ст}} - C_{\text{комб}} = 5713,94 - 1970,39 = 3743,55 \text{ грн на 1 м посування лави.}$$

Економічний ефект від застосування розглянутого способу охорони розрахований згідно “Методических указаний по совершенствованию учета, составления отчетности и анализа эффективности затрат на внедрение научно-технических мероприятий в угольной промышленности” [131].

База для порівняння

Порівнюються два варіанти:

1-й варіант (базовий) – охорона бортового хідника бутовою смугою 12 м, з перекріпленням бортового хідника із заміною 20% рам і затяжки та підриванням порід підшоши, транспортування пустої породи до місця відвалу.

2-й варіант (рекомендований) – охорона бортового хідника смугами змінної жорсткості з повторним його використанням.

Фактори, що визначають економічну ефективність

Удосконалення способу охорони підготовчої виробки, в якій шляхом формування над виробкою “склепіння природної рівноваги” в міру посування очисного вибою забезпечується розвантаження, зниження концентрацій і необхідний перерозподіл напружень в товщі гірських порід усередині склепіння, що забезпечує задовільну стійкість кріплення і безремонтне підтримання виробки в процесі експлуатації.

Економічний ефект від впровадження даного способу охорони можна досягнути за рахунок скорочення обсягу проведення підготовчих виробок у зв'язку з повторним їх використанням; за рахунок зниження витрат на ремонт підготовчих виробок, підтримуваних у розвантаженій зоні з застосуванням надійних охоронних елементів.

Виконання розрахунку.

Згідно [131, с. 25]

$$E_f = \Delta C - E_n \cdot k, \quad (4.14)$$

де  $\Delta C$  - приріст витрат у результаті впровадження заходів; грн

$E_n$  – нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень ( $E_n = 0,15$ );

$k$  – фактичні витрати на впровадження заходів з урахуванням витрат минулих років, якщо вони призначалися для впровадження даного заходу. У нашому випадку  $k = 0$ ;

Тому формула (4.14) трансформується у вид

$$E = \Delta C = Z_{1e} - Z_{2e}$$

I-й варіант (базовий)

Проведення 8 го південного бортового хідника БПС – 168,20 грн/м

Закладання породи в бутову смугу – 9,86 грн/м<sup>3</sup>;

на 1 м проходки 9,45 м<sup>3</sup> – 93,18 грн/м.

-----  
Разом: – 261,38 грн/м (підприємство на соц. страхуванні 50,8%),

Витрати матеріалів на 1 м проходки по обох варіантах приймаємо однаковими – 189,26 грн/м + комплект аркового кріплення 470,4 грн/м.

Амортизаційні відрахування:

при посуванні 30 м/міс ЗУ – 5 грн/м, ЕБГП – 4,23 грн/м.

Додатково: перекріплення – без БПР – 168,16 грн/м;

з БПР 134,53 грн/м;

підривання на  $h = 0,9$  м – 45,47 грн/м

заміна арки 20 % – 1,18 компл  $\times 0,2 \times 398,65$  грн/компл =  
= 94,08 грн/м + матеріали:

Ліс – затяжка дерев'яна 20 % –  $0,044 \text{ м}^3 \times 0,2 \times 100$  грн/м<sup>3</sup> =  
= 0,88 грн/м.

Шпала дерев'яна  $0,075 \text{ м}^3 \times 0,2 \times 100$  грн/м<sup>3</sup> = 1,5 грн/м.

Витрати на транспортування й розміщення пустої породи – 75,22 грн/м.

УСЬОГО ВИТРАТ по 1-му варіанту (базовому) на 1 п.м :

$Z_{1e} = 168,20 + 93,18 + 470,4 + 189,26 + 134,53 + 45,47 + 94,08 + 0,88 + 1,5 +$   
 $+ 75,22 + 5 + 4,23 = 1281,95$  грн/м.

На весь обсяг виймального поля:

$Z_{1e} = 585 \times 1281,95 = 749940,75$  грн.

#### II-й варіант

Проведення 8 південного бортового хідника БПС аналогічно базовому варіанту:

Проведення 8 го південного бортового хідника БПС – 168,20 грн/м

Закладання породи в бокову смугу – 9,86 грн/м<sup>3</sup>  
на 1 м проходки  $9,45 \text{ м}^3$  – 93,18 грн/м

-----  
Разом: – 261,38 грн/м (підприємство на соц. страхуванні 50,8%).

Витрати матеріалів на 1 м проходки по обох варіантах приймаємо однаковими – 189,26 грн/м + комплект аркового кріплення 470,4 грн/м.

Амортизаційні відрахування:

при посуванні 30 м/міс ЗУ – 5 грн/м, ЕБГП – 4,23 грн/м, + буровий верстат “Старт” – 6,5 грн/м, “Моноліт” (БСМ) – 1,6 грн/м;

Створення смуг змінної по ширині жорсткості.

Буріння розвантажувальних свердловин буровим верстатом “Старт” – 41,26 грн/м.

Витрати матеріалів:

охоронні смуги змінної жорсткості. Тверда частина бокової смуги

$$V = l_{\text{ж-см}} \times m_{\text{закл}} \times 1 \text{ п.м.} = 8 \times 1,1 \times 1,0 = 8,8 \text{ м}^3;$$

бокове каміння – 70% – породи від проходки бортового хідника

$$8,8 \times 0,7 = 6,16 \text{ м}^3$$

РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ  
ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА  
ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

---

Пісок (технічний) – 22%, за договором МТП і збуту, Бізнес Прайс №17 (484)  
від 29 квітня 2002 р. Вартість 1 м<sup>3</sup> – 33 грн

$$8,8 \times 0,22 = 1,936 \text{ м}^3$$
$$1,936 \times 33 = 63,89 \text{ грн/м.}$$

Цемент 5% М –500 за даними відділу МТП і збуту шахти й ТПСШМ ГХК  
«Торезантрацит» (Держстандарт Цемент ПЦ І-500 Н- навал). Вартість 1 т –  
232,50 грн.

$$8,8 \times 0,05 = 0,44 \text{ м}^3$$
$$0,44 \times 0,609 \times 232,5 = 62,3 \text{ грн/м}$$

Технічна вода 3%

УСЬОГО ВИТРАТ по 2-му варіанту (пропонованому) на 1 п.м :

$$Z_{2\epsilon} = 261,38 + 189,26 + 470,4 + 4,23 + 6,5 + 1,6 + 41,26 + 63,89 + 62,3 =$$
$$= 1100,82 \text{ грн/м.}$$

На весь обсяг виймального поля:

$$Z_{2\epsilon} = 585 \times 1100,82 = 643979,7 \text{ грн.}$$

Економічний ефект від застосування для охорони бортового хідника смуг  
змінної жорсткості становить:

$$E = 749940,75 - 643979,7 = 105961,05 \text{ грн.}$$

## ВИСНОВКИ

За результатами викладених вище досліджень можна зробити наступні висновки:

- на підставі аналізу стану гірничих виробок на гор.1213-1340 м шахти “Прогрес” обґрунтовано спосіб охорони й проведення 8-го бортового хідника пласта  $h_8$  «Фомінський» – як об'єкта для постановки й проведення експериментальних досліджень. Застосування запропонованого способу охорони бортового хідника смугами змінної жорсткості на експериментальній ділянці підтвердило його надійність і ефективність – як способу охорони підготовчої виробки в зоні склепіння рівноваги.

Експериментально встановлені величини зсувів бічних порід, визначені навантаження в різних ділянках охоронних елементів навколо виробки, що охороняється смугами змінної жорсткості при різних параметрах жорсткої й піддатливої частини бутових смуг. Найменші зсуви мають місце при розмірі жорсткої частини бутової смуги 8 м, піддатливої – 5 м і розвантаженням свердловинами – 3 м.

Виявлено, що:

- створення смуг змінної жорсткості забезпечує симетричне навантаження елементів кріплення підготовчої виробки в межах їх піддатливості, а також створюються сприятливі й однакові в межах усього шахтного поля геомеханічні умови ведення гірничих робіт, що характеризуються відсутністю небезпечних концентрацій напружень у породах навколо підготовчих виробок;

- зсуви в боках виробки відбувалися менш інтенсивно у порівнянні зі зсувами у вертикальній площині, де домінуючу роль грало здимання порід підшоши;

- посадка порід основної покрівлі над бутовими смугами змінної жорсткості мала систематичний характер і відбувалася регулярно із кроком через кожні 15-20 м, що забезпечило незначні зсуви кріплення підготовчої виробки в межах їх піддатливості;

- результати шахтних експериментальних замірів підтвердили отримані вище результати аналітичних розрахунків, при цьому розбіжність склала до 20%.

- застосування комбінованої системи розробки забезпечує зменшення на 40% загальної величини конвергенції бічних порід у підготовчих виробках на відміну від стовпової;

Таким чином, з досвіду ведення гірничих робіт, досліджень проявів зсувів порід, а також виконання техніко-економічного аналізу витрат на ділянках є висновок, що підтримання дільничних виробок при комбінованій системі розробки на пласті  $h_8$  на глибоких горизонтах більш ефективно, ніж при стовповій з погляду залишення породи в шахті, зниження обсягів підготовчих і ремонтних робіт у виробках ділянки при збереженні високих навантажень на очисний вибій.



## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У даній роботі узагальнені результати авторських досліджень, пов'язаних з вирішенням технічних проблем, в якій розкрито актуальне наукове завдання щодо обґрунтування раціональних параметрів способу охорони підготовчої виробки при комбінованій системі розробки пологих пластів на великих глибинах при збереженні високих навантажень на очисний вибій, що забезпечує залишення породи в шахті, зниження обсягів підготовчих і ремонтних робіт у виробках дільниці. Всі основні положення, висновки й рекомендації базуються на результатах великого обсягу досліджень, виконаних в умовах глибоких шахт Чистяково-Сніжнянського промислового району. Позитивним моментом, на думку автора, є наявність у монографії величезного фактичного матеріалу, що може бути корисний широкому колу наукової громадськості. Тому наукові дослідження з різних напрямів повинні тривати.

Основні наукові й практичні результати роботи полягають у наступному:

1. Обґрунтовано доцільність застосування способу охорони для повторного використання підготовчих виробок смугами змінної жорсткості при комбінованій системі розробки пологих пластів на великих глибинах.

2. Зроблено оцінку стійкості підготовчої виробки з урахуванням впливу очисних робіт на основі узагальнення положень теорії склепіння природної рівноваги й розрахункового методу граничних елементів.

3. Розроблено розрахунковий алгоритм для рішення плоских задач геомеханіки для пружних неоднорідних породних масивів зі складною геометрією, з використанням сучасних ЕОМ.

4. Установлено нові залежності максимальних вертикальних і горизонтальних зсувів контуру кріплення повторно використовуваної підготовчої виробки від геометричних параметрів охоронних смуг змінної жорсткості, у результаті кореляційного аналізу результатів 125 варіантів розрахунку, виконаних для конкретних гірничо-геологічних умов шахт Чистяково-Сніжнянського промислового району.

5. Розроблено й обґрунтовано принцип вибору раціональних параметрів конструктивно-технологічної схеми кріплення й охорони підготовчої виробки при комбінованій системі розробки, що базується на розгляді її окремих елементів як взаємовпливної системи, в якій геометричні й механічні параметри охоронної смуги змінної жорсткості є інструментом для формування сприятливої (з погляду стійкості виробки) епюри навантаження на кріплення. У шахтних умовах і на моделі встановлено, що аркове кріплення КМП-А3-22/11,2 при створенні смуг змінної жорсткості має симетричне навантаження її елементів, а це сприятливо позначається на роботі системи “кріплення-бічні породи”.

6. Виходячи з аналізу напружено-деформованого стану, установлені раціональні параметри нового способу охорони підготовчих виробок для гірничо-геологічних умов шахт Чистяково-Сніжнянського промислового району. Вони досягаються шляхом формування склепіння рівноваги охоронними смугами змінної жорсткості: жорстка частина смуги шириною 8 м; піддатлива – шириною 5 м і розвантаженням масиву свердловинами довжиною 3 м.

7. Економічна ефективність застосування комбінованих систем розробок визначена в істотній мірі зменшенням обсягу проведення й ремонту підготовчих виробок за рахунок удосконалювання способу їх охорони та забезпечення можливості повторного використання і становить 105961 грн (по цінам 2002 року).

8. Результати виконаних досліджень знайшли відображення в робочій документації відпрацювання виїмкових полів і впроваджені на шахті “Прогрес” ДП (ДХК) “Торезантрацит”.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Деклараційний патент № 36714 А (UA) Спосіб охорони підготовчої виробки / О.В. Колоколов, М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник та ін. Заявл. 01.02.2000. № д.р.2000020523. Опубл. 16.04.2001. Бюл.№3.
2. Медяник В.Ю., Медяник Ю.А. Поддержание подготовительных выработок при комбинированной системе разработки на глубоких горизонтах : Матер. конф. “Форум горняков -2002” // Науковий вісник НГАУ. – 2002. – №6. –С. 50-52.
3. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Медяник В.Ю. Обоснование способа охраны повторно используемой подготовительной выработки // Матер. междунар. конф. “Форум горняков”-2003 / Сб. научн. тр. НГУ.–№ 17, том 1. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С.22-25.
4. Медяник В.Ю. Охрана подготовительных выработок глубоких шахт // Сб.научн.тр.НГУ. – № 15, том 1. –Днепропетровск: РИК НГУ, 2002. –С. 122-126.
5. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Расстрига В.П. Определение основных технологических параметров комбинированной системы разработки в условиях глубоких шахт Чистяково-Снежнянского промышленного региона // Науковий вісник НГУ. –2004. – №7. – С. 12-15.
6. Кухарев В.Н. Исследование и разработка эффективных способов вскрытия и подготовки пластов Донбасса на больших глубинах: Автореф... дис. докт. техн. наук. – Днепропетровск: ИГТМ, 1974. – 37 с.
7. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. – Донецк: ДонУГИ, 1998. – 244 с.
8. Горная энциклопедия.Том 4. – М.: Советская энциклопедия, 1989.– 623 с.
9. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компаниец, А.Г. Файвищенко, В.М. Клещенко. – М.: Недра, 1991. – 235 с.
10. Болгожин Ш. А.-Г., Лезин Г.Д. Охрана, крепление и поддержание выработок на большой глубине. – Алма-Ата: Наука, 1988. – 58 с.
11. Заславский И.Ю. О бесцеликовой охране выемочных выработок //Уголь Украины. – 1984. – №2. – С.17.
12. Колоколов О.В., Медяник В.Ю. Эффективная технология очистных работ при разработке пологих пластов на больших глубинах // Сб. научн. тр. НГАУ. – № 5. “Проблемы аэрологии горнодобывающих предприятий”. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1999. – С. 34-40.
13. Бесцеликовая отработка пластов /Ю.Л. Худин, М.И. Устинов, А.В. Брайцев и др. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
14. Черняк И.Л., Бурчаков Ю.И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. – М.: Недра, 1984. – 304 с.
15. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / И.Л. Давыдович, Н.П. Бажин, Ю.П. Коренной и др. – М.: Недра, 1971. – 288 с.
16. Совершенствование разработки угольных пластов на глубоких горизонтах /Б.К.Куклин, А.Г. Лепихов, В.Г. Кулешов и др. – К.: Техника, 1989. – 184 с.
17. Григорьев В.Л. Основы проектирования глубоких шахт. – М., 1987.
18. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород /Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодьяконова. – М.: Недра, 1975. – 279 с.
19. Катков Г.А., Диманштейн А.С., Мининберг В.Я. Охрана и крепление глубоких угольных шахт // Итоги науки и техники. Серия Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. Том. 45. Подземные работы. – М.: 1989. – С. 40-72.

20. Григорьев В.Л. Охрана и поддержание подготовительных и выемочных (участковых) выработок, подверженных влиянию очистных работ // Добыча угля подземным способом. – М.: ЦНИЭИуголь, 1981. – №7. – С.20-22.
21. Зборщик М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве. – К.: Техника, 1978. – 176 с.
22. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
23. Ардашев К.А., Бажин Н.П. Геомеханические основы выбора и совершенствования бесцеликовых способов охраны и поддержания подготовительных выработок // Уголь. – 1976. – №9. – С. 29-31.
24. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
25. Цымбаревич П. М. Рудничное крепление. – М.: Углетехиздат, 1957.
26. Бесцеликовая отработка пластов / Ю.Л. Худин, М.И. Устинов, А.В. Брайцев и др. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
27. Андриенко В.М., Шевченко В.В. Повторное использование выработок на больших глубинах // Технология очистных работ на угольных шахтах, разрабатывающих тонкие пласты. – Донецк: ДонУГИ, 1980. – С. 143-153.
28. Симанович А.М., Сребный М.А. Охрана выработок на глубоких горизонтах. – М.: Недра, 1976. – 144 с.
29. Воскобоев Ф.Н. Бесцеликовое поддержание подготовительных выработок на глубоких шахтах Рурского бассейна // Уголь. – 1977. – № 1. – С. 66-72.
30. Иррерсбергер Г. Управление горным давлением в лавах и штреках на большой глубине // Глюкауф. – 1980. – № 5.
31. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 212 с.
32. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – 1-е изд. – Л.: ВНИМИ, 1984. – 105 с.; 2-е изд. – Л.: ВНИМИ, 1985.
33. Кузьмич А.С., Видулин А.Е. О проведении и креплении выработок на больших глубинах // Уголь. – 1983. – № 9. – С. 25.
34. Костоманов А.И., Сапицкий К.Ф. Устойчивость подготовительных выработок при разработке свиты пологих пластов. – М.: Недра, 1987. – 119 с.
35. Горное давление и крепление // Научн. сообщения Ин-та горного дела им. А.А. Скочинского. – М.: Недра, 1965. – т. XXV. – 127 с.
36. Крулькевич М.И., Сапицкая И.К., Охременко А.Ф. Содержание и ремонт горных выработок угольных шахт. – К.: Техника, 1988. – 127 с.
37. Калимов Ю.И., Левчук В.Н. Совершенствования бесцеликовой технологии выемки угля // Уголь. – 1981. – №.7. – С. 20.
38. Иванов А.Т., Стародубцев Ю.А. Охрана подготовительных выработок железобетонными тумбами на кострах // Уголь Украины. – 1972. – №3. – С.20-22.
39. Способы и средства охраны подготовительных горных выработок / Н.А. Алышев, Н.А. Шаповал, Ю.А. Пивень и др. – Донецк, 1997. – 80 с.
40. Черняк И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок. – М.: Недра, 1978. – 237 с.
41. Заславский Ю.З., Зорин А.Н., Черняк И.Л. Расчеты параметров крепи выработок глубоких шахт. – Киев: Техника, 1972. – 156 с.
42. Исследование проявления горного давления и разработки научных основ для выбора рациональных способов и средств крепления поддержания подготови-

тельной выработки : Краткий научный отчет / Под рук. М.Н. Гелескула.– М., 1967. – 48 с.

43. Временные технологические схемы охраны подготовительных выработок полосами из твердеющих смесей для бесцеликовой отработки угольных пластов. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1987. – 24 с.

44. Бабенко П.С., Десятерик Н.И., Кардаков В.Е. Об охране выработок на шахте объединения "Октябрьуголь" // Уголь Украины. – 1982. – № 5. – С. 9.

45. Кузяра В.И., Сусло А.И., Афендигов В.С. Охрана выработок на шахтах объединения "Макеевуголь" // Уголь Украины. – 1984. – № 10. – С. 9.

46. Ардашев К.А. Поддержание выработок при бесцеликовой разработке пластов // Уголь. – 1983. – №9. – С. 27.

47. Колоколов О.В., Литвинов Ю.Г., Озерова А.С. Целесообразность установки пневматических костров в верхней части лавы // Уголь Украины. – 1983. – № 2. – С. 11.

48. Безремонтное содержание горных выработок при разработке тонких и средней мощности угольных пластов /В.И. Барановский, М.И. Весков, А.Я. Графова и др. – М.: ЦНИЭИУголь, 1973. – 40 с.

49. Рева В.Н., Мельников О.И., Райский В.В. Поддержание горных выработок. – М.: Недра, 1995. – 270 с.

50. Парчевский Л.Я., Симанович А.М. Исследование влияния породных полос на состояние подготовительных выработок // Тез. докл. и сообщ. республ. межвуз. научн.-технич. совещ. по охране подготов. выработок на шахтах Донецкого бассейна. – Коммунарск, 1966. – С. 45-51.

51. Совершенствование способов охраны подготовительных выработок /А.М. Симанович, А.М. Сребный, В.И. Малов, И.Л. Белинский. – Донецк: Донбасс, 1973. – 120 с.

52. Проведение штреков широким забоем на пологих пластах / Я.Э. Некрасовский, Н.Т. Гришко, Б.С. Локшин, А.В. Савостьянов и др. – М.: Недра, 1969. – 128 с.

53. Технологические схемы проведения, крепления и охраны выработок, сохраняемых позади очистного забоя, на пологих и наклонных пластах Донбасса. – ДонУГИ: Донецк, 1984. –75 с.

54. Об определении несущей способности искусственных ограждений для охраны выемочных выработок / В.Ф. Хуторной, А.С. Диманштейн, Н.Я. Мининберг, Н.Г. Галкина // Уголь Украины. – 1980. – №1. – С.14-16.

55. Морозов И.Т. Охрана выемочных штреков в выработанном пространстве при сплошной системе разработке (в условиях Красноармейского района Донбасса): Автореф. дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГА Украины, 1998. – 16 с.

56. Проведение и поддержание выработок в неустойчивых породах / В.А. Потапенко, Ю.В. Казанский, Б.В. Цыплаков и др. – М.: Недра, 1990. – 336 с.

57. Тупиков Б.Т., Шевченко В.В. Экономическая оценка поддержания выработок при столбовой и комбинированной системах разработки // Технология добычи и совершенствования горного хозяйства шахт Украины / Тр. ДонУГИ /.– 1991. – С. 65-74.

58. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. – Ч.1. – Давление горных пород. – Л.: ОГИЗ, 1931. – 104 с.

59. Оценка устойчивости кровли горных выработок / В.К. Бранчугов, Е.З. Гелюта, В.В. Куликов, И.М. Трофимов : – М.: МУП СССР ЦНИЭИуголь,– 1974.



60. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
61. Ritter W. Die Static Der Tunnel – gewolbe, Berlin, 1879.
62. Сулаев В.И. Обоснование параметров технологии отработки тонких пластов с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство: Дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГАУ, 1995. – 202 с.
63. Авершин С.Г. Расчет деформаций массива горных пород под влиянием подземных разработок // Сб. научн. тр. / ВНИМИ. – 1960. – С. 5-40.
64. Белов С.Ф. Влияние закладки выработанного пространства на изменение напряженно-деформированного состояния системы “массив горных пород-закладочный массив” во времени // Горнотехнические проблемы: Научн. сообщ. / Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского. – М., 1988. – С. 86-91.
65. Муллер Р.А. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. – М.: Углетехиздат, 1958. – 76 с.
66. Грицко Г.И., Власенко Б.В. Общие принципы оценки напряженного состояния массива экспериментально-аналитическим методом механики горных пород // Аналитические методы и вычислительная техника в механике горных пород. – Новосибирск, 1975. – С. 109-116.
67. Грицко Г.И., Посохов Г.Е. Геомеханические основы прогнозирования проявлений горного давления при системах разработки с закладкой // Вопросы горного давления. – Новосибирск, 1977. – Вып. 35. – С.3-8.
68. Либерман Ю.М., Хаимова-Малькова Р.И. Методика расчета напряжений и деформаций угольного пласта при различных способах управления кровлей. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1980. – 28 с.
69. Немировский Ю.В., Миренков В.Е. Напряженное состояние массива горной породы с горизонтальной выработкой при наличии закладки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.– 1973. – №3. – С.3-10.
70. Рыжков Ю.А., Волоков А.Н., Гоголин В.А. Механика и технология формирования закладочных массивов. – М.: Недра, 1985. – 191 с.
71. Слесарев В.Д. Разработка свиты пластов.– М.: Углетехиздат, 1954. – 184 с.
72. Кузнецов Г.Н., Петров И.М., Шклярский М.Ф. Исследование на моделях из эквивалентных материалов механизма и границ влияния защитных пластов // Научн.тр./ ВНИМИ. – 1965. – №64. – С. 193-207.
73. Управление горным давлением на рудниках и шахтах Киргизии / И.Т. Айтматов, К.Д. Вдовин, М.К. Терметчиков и др. – Фрунзе: Илим, 1979. – 212 с.
74. Борисенко С.Г., Камский Е.И. Расчет на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений. – Киев: Техника, 1970. – 79 с.
75. Губенин Ю.Б. Прогнозирование размеров обрушений пород в выработках // Горный журнал. – 1982. – №9. – С. 54-57.
76. Хан А.С. К расчету обнажений кровли очистных выработок // Сдвигения и устойчивость горных пород при разработке рудных месторождений. – Белгород: ВИОГЕМ, 1981. – С. 96-102.
77. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 383 с.
78. Методические указания по определению основных параметров систем разработки с гидромеханизацией в условиях пологих пластов. – Л.: ВНИМИ, 1967. – 75 с.



79. Ерофеев Б.Н. Прогнозирование устойчивости горных выработок. – Алма-Ата: Наука, 1977. – 81 с.
80. Громов Ю.В., Стеценко В.П. Определение устойчивых пролетов кровли выработок // Управление деформациями горного массива. – Л.: ВНИМИ, 1986. – С. 8-13.
81. Кузнецов Г.Н. Аналитические расчеты на базе механики раздельно-блочной среды // Сб. научн. тр./ ВНИМИ. – 1970. – Вып. 78. – С. 13-35.
82. Ержанов Ж. С. Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков. – Алма-Ата: Наука, 1973. – 139 с.
83. Шевяков Л.Д. О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков // Изв. АН СССР. Отд. техн. наук.–1941. – №7-8. – С. 3-13; №9. – С. 43-58.
84. Шерман Д.И. К вопросу о напряженном состоянии целиков // Изв. АН СССР. – 1952. – №6. – С. 840-857; № 7. – С. 992-1010.
85. Космодамианский А.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения // Сб. научн. ВНИМИ. – 1962. – Т.45. – С. 194-203.
86. Распределение напряжений вокруг отверстий. – К.: Наукова думка, 1969. – 200 с.
87. Рахимов В.В. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – Вып.1. – 284 с.
88. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений / А.М. Ильштейн, Ю.М. Либерман, Е.А. Мельников и др. – М.: Наука, 1964. –141 с.
89. Бурошнековая выемка подработанных угольных пластов / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, П.П. Корж, Г.А. Симанович. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 1998. – 123 с.
90. Модестов Ю.А. Метод совместного расчета междукамерных и барьерных целиков при разработке угольных месторождений // Вопросы горного дела / Сб. статей, посвященных 70-летию С.Д. Сониной. – М.: ГНТИ по горному делу, 1962. – С. 319-325.
91. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964. – 277 с.
92. Бублик Ф.П. Некоторые вопросы определения несущей способности целиков // Безлюдная выемка угля. – М.: Недра, 1965. – С. 39-45.
93. Амусин Б.З., Фадеев А.Б. МКЭ при решении задач горной геомеханики. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
94. Ержанов К.С. Каримбаев Т.Д. МКЭ в задачах механики горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1975. – 238 с.
95. Исследование напряженного деформированного состояния пород вокруг выемочных выработок методом конечных элементов / Ю.М. Либерман, С.Н. Выборнова, А.С. Диманштейн и др.// Научн. сообщ. / Ин-т горного дела им. А.А. Скочинского, 1982. – № 213. – С. 72-78.
96. Либерман Ю.М., Хаимова-Маликова Р.Н. Применение ЭВМ для решения задач геомеханики // Применение ЭВМ и математических методов в горном деле. – М., 1980. – Т.1. –С. 160-164.– / Тр. XVII междунар. симпозиума/.
97. Зильберман А.И., Новикова Л.В., Сдвижкова Е.А. Деформирование во времени полости, образованной сдвоенными скважинами при бурошнековой выемке пласта // Изв. вузов. Горный журнал. – 1987. – № 4. – С. 15-18.

98. Линьков А.М. Плоские задачи о статическом нагружении кусочно-однородной линейно упругой среды // Прикладная математика и механика. – 1983. – Т.47. – Вып. 4. – С. 644-651.
99. Жданкин И.А., Колоколов С.Б. Об использовании результатов решения плоской задачи для определения деформированного состояния массива горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1982. – № 1. – С.97-98.
100. Комаров В.О., Тмужанов Н.А. Численные методы решения задач горной геомеханики с учетом разупрочнения // Физико-технические и технологические проблемы разработки и обогащения твердых полезных ископаемых. – М.: ИПКОН АН СССР, 1962. – С. 132-135.
101. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Методы граничных элементов в прикладных науках. – М.: Мир, 1984. – 494 с.
102. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела. – М.: Мир, 1987. – 328 с.
103. Jaswon M.A., Ponter A.P. An integral equation method for a torsion problem // Proc. Roy. Soc. Sec. 4. – 1963. – 273. – P. 237-246.
104. Rizzo F.J. An integral equation approach to boundary value problems of classical elastostatics // Quart. Appl. Math. – 1967. – 25. – P. 83-95.
105. Jaswon M.A., Maiti M., Symm M. Numerical behavior analysis and some applications // Int. J. Solids and Structures. – 1967. – 3. – P. 309-332.
106. Rizzo F.J., Shippy D.J. A formulation and solution procedure for the general nonhomogeneous elastic inclusion problem // Int. J. Solid and. Structures. – 1968. – 4. – P. 1161-1179.
107. Тищенко В.А. Влияние ширины выработанного пространства на параметры зоны опорного давления // Уголь Украины. – 1998. – № 11. – С.11-12.
108. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 400 с.
109. Управление горным давлением в механизированных очистных забоях / Ф.Н. Воскобоев, В.И. Распопов, А.Ф. Остапенко и др.; Под общ. ред. Ф.Н. Воскобоева. – М.: Недра, 1983. – 199 с.
110. Ободовский Б.А., Ханин С.Е. Сопротивление материалов в примерах и задачах. – 4-е изд., перераб. – Харьков: Вища школа, Изд-во при Харьков. ун-те, 1981. – 344 с.
111. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения.– Алма-Ата: Наука, 1964. – 175 с.
112. Рекомендации по расчету смещений контура и нагрузок на крепь горных выработок по экспериментальным показателям деформирования пород за пределами прочности. – Л.: ВНИИ горной механики и маркшейдерского дела, 1982. – 36 с.
113. Метод граничных элементов в задачах горной геомеханики / Л.В. Новикова, П.И. Пономаренко, В.В. Приходько, И.Т. Морозов // – Днепропетровск: Наука и образование, 1997. – 180 с.
114. Методические указания по исследованию проявлений горного давления в очистных и подготовительных выработках угольных и сланцевых шахт. – Л.: ВНИИ, 1980. – 23 с.
115. Якоби О. Практика управления горным давлением : Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

116. Исследование и внедрение комбинированной системы разработки с закладкой выработанного пространства на шахте "Благодатная" ПО "Павлоград-уголь": Отчет о НИР (заключительный) по х.т. 010184 // Днепропетровский горный институт им. Артема /ДГИ/; Руководитель А.В. Савостьянов. № ГР 01900006866. – Днепропетровск, 1990. – 89 с.
117. Произвести промышленную эксплуатацию систем разработки с расположением в разгруженных зонах подготовительных выработок и повторным их использованием": Отчет о НИР / по хоздоговору с ПО "Торезантрацит"/ Ин-т горного дела им. А.А. Скочинского /ИГД/; руководитель А.Е. Видулин.– Люберцы, 1989. – 65 с.
118. Олейник Е.Н. Технология сооружения подготовительных выработок: – К.: Техника, 1981. – 168 с.
119. Колоколов О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках. – Днепропетровск: Сич, 1997. – 135 с.
120. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов / Донецкий научно-исследовательский проектный и внедренческий центр организации труда в угольной промышленности. – Донецк, 1992. – 287 с. Доповнення та зміни до галузевої угоди від 23 березня 2001 року (zareєстровані в Мінпраці та соціальної політики України 20 квітня 2001 року за № 43, 2001 р.).
121. Машины и комплексы оборудования для очистных и проходческих работ: Каталог-справочник. – М.: ЦНИИЭИУголь, 1978. – 247 с.
122. Инъекционное упрочнение горных пород / Ю.З. Заславский, Е.А. Лопухин, Е.Б. Дружко, И.В. Качан.– М., Недра, 1984. –177 с.
123. Малоотходная технология добычи угля / В.Е. Жуков, В.В. Выстороп, А.М. Колчин, Е.В. Григорюк. – К.: Техника, 1984. – 144 с.
124. Смолдырев А.Е. Технология и механизация закладочных работ. – М.: Недра, 1974. – 328 с.
125. Колоколов О.В. Исследование гранулометрического состава породы, получаемой при проведении горизонтальных выработок на пластах Донбасса // Разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1969. – С. 190-195.
126. Чаповский Е.Г. Лабораторные работы по грунтоведению и механике грунтов. – М.: Недра, 1975. – 304 с.
127. Проектное задание реконструкции шахты "Прогресс" треста "Торезантрацит". Том 1. Пояснительная записка и документация. – Донецк: Донгипрошахт, 1965. – 630 с.
128. Промышленное применение способа охраны выработок разгрузкой скважинами по пласту на шахте "Кировская" / В.А. Воронин, В.В. Мяснянкин, А.А. Студенников, М.А. Комиссаров // Уголь Украины. – 1975. – №1. – С. 8-10.
129. Разработка и внедрение мероприятий по освоению проектной мощности шахтой "Прогресс" ПО "Торезантрацит": Отчет о НИР (промежуточный) / Донецкий политехн. ин-т / ДПИ /; руководитель К.Ф. Сапицкий. – Донецк. – 1979. – 89 с.
130. Литвинский Г.Г. Опорное давление и устойчивость подготовительных выработок // Уголь Украины. – 1981. – № 4. – С. 19-21.
131. Методические указания по совершенствованию учета, составления отчетности и анализа эффективности затрат на внедрение научно-технических мероприятий в угольной промышленности. // Изд. совм. Донецкого научно-исследовательского угольного института (ДонУГИ), Центрального научно-исследовательского института экономики и научно-технической информации угольной промышленности (ЦНИИЭИУголь).– М., 1983. – 85 с.

132. Единые нормы выработки на ремонт горных выработок для угольных шахт. – Донецк: Минуглепром Украины, 1998. – 192 с.
133. Анализ и обобщение проявления горного давления и опыта крепления выемочных выработок // Прогрессивные паспорта охраны и поддержания выемочных выработок. – ДонУГИ, 1982.
134. Альбом схем вскрытия и систем разработки пологих пластов Донбасса на больших глубинах с расположением выработок в разгруженных зонах. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1990. – 168 с.
135. Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углом падения до 35°. – Донецк: ДонУГИ, 1991. – 115 с.
136. Поддержание штреков при сплошной системе разработки на глубоких горизонтах /А.Л. Селезень, Б.Т. Тупиков, В.В. Шевченко, Л.Ф. Трунов // Уголь Украины. – 1991. – №8. – С. 25-27.
137. Малышев Ю.Н., Золотарев Г.М., Анциферов Ю.С. Отработка пологих угольных пластов с оставлением породы в шахте // Уголь. – 1991. – №6. – С.21-23.
138. Агапов Л.Г., Колупаев А.Г. Метод односторонней разгрузки напряженного горного массива с целью охраны подготовительных выработок // Уголь. – 1991. – №6. – С. 24-28.
139. Черняк И.Л., Гринько С.Н., Петренко В.Н. Поддержание откаточного штрека без оставления целика // Уголь Украины. – 1990. – №5. – С.9.
140. Основные показатели работы Государственной холдинговой компании "Торезантрацит" Мин-ва топлива и энергетики Украины. – Торез. – 1997-2001 гг. – 137 с.
141. Табаченко Н.М. Исследование и совершенствование технологии безнишевой выемки угля и бесцеликового способа охраны подготовительных выработок: Дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск: ДГИ, 1980. – 200 с.
142. Рекомендации по выбору паспортов охраны и крепления повторно используемых выработок. – Донецк: ДонУГИ, 1997. – 47 с.
143. Глушко В.Т. Проявления горного давления в глубоких шахтах. – К.: Наукова думка, 1971. – 172 с.
144. Виноградов В.В., Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
145. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
146. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
147. Фармер Я. Выработки угольных шахт: Пер. с англ./ пер. Е.А. Мельников. – М.: Недра, 1990. – 269 с.
148. Проскураков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1991. – 368 с.
149. Литвинский Г.Г., Бабиюк Г.В., Коробкин С.Г. Управление напряженным состоянием пород вокруг выработки // Уголь Украины. – 1982. – №. 10. – С. 6.
150. Десятерик Н.И., Кардаков В.Е., Нелюбов А.И. Охрана подготовительных выработок разгруженными от опорного давления ленточными целиками угля // Уголь Украины. – 1981. – №. 11. – С. 14.
151. Тупиков Б.Т., Компаниец В.Ф. Устойчивость пластовых выработок в массиве на больших глубинах // Уголь Украины. – 1998. – № 6. – С. 15.
152. Колоколов О.В., Шмиголь А.В., Халимендик Ю.М. Определение места



расположения выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству на пластах со слабыми боковыми породами // Разработка месторождений полезных ископаемых: – К.: Техника, 1988. – С. 26-30.

153. Чолак Э.О. Повышение эффективности добычи угля в сложных горно-геологических условиях. – К.: Техника, 1991.

154. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.

155. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – Киев: Техника, – 1991. – 247 с.

156. Литвинский Г.Г. Новый способ сооружения обратного свода крепи // Шахтное строительство. – 1986. – № 2. – С. 24-26.

157. Технологические схемы разработки пологих пластов на угольных шахтах. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991. Ч. 1. – 206 с.; Ч. 2. – 413 с.

158. Кириченко В.Я. Геолого-геомеханическое обоснование параметров способов повышения устойчивости подготовительных выработок на глубоких горизонтах шахт Западного Донбасса: Автореф. дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск, 1990. – 18 с.

159. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса: Обзор/ ЦНИИЭИ-уголь. – М.: 1992. – 168 с.

160. Исследование состояния выемочных штреков при отработке сближенных пластов Западного Донбасса / В.И. Бузило, В.Е. Васильев, А.Г. Кошка, А.Р. Мамайкин, В.Ю. Медяник // Сб. научн. тр. / КТУ “Разработка рудных месторождений.” – Кривой рог, 2004. – Вып. 87. – С. 32-34.

161. Фрумкин Р.А. Комплексное прогнозирование условий ведения горных работ на шахтах Донецкого бассейна: Дис... докт. техн. наук. – М.: МГИ, 1989. – 496 с.

162. Пономаренко П.И., Геницкая Е.Р. Экономические и экологические аспекты проведения выработок широким ходом // Metallurgical and mining industry. – 2003. – № 4. – С. 89-92.

163. Morozov I.T., Ponomarenko P.I. System parameters modeling while planning the mining development program // Mine planning and equipment selection 2000. Proceeding of the ninth international symposium on mine planning and equipment selection. Athens / Greece / 6-9 November 2000. – P. 459-460.

164. Ponomarenko P.I., Askarov A.A. Estimation of the situation in the mining output area // Mine planning and equipment selection 2000. Proceeding of the ninth international symposium on mine planning and equipment selection. Athens / Greece / 6-9 November 2000. – P. 121-122.

165. Кириченко В.Я. Новые экономические крепи для условий повышенного горного давления // Геотехническая механика. – 2000. – № 20. – С. 98-101.

166. Кириченко В.Я. Розробка штрекового високоресурсного металевого кріплення, як основи комбінованих охоронних систем виробок // Геотехническая механика. – 2002. – № 38. – С. 152-157.

167. Кириченко В.Я., Сутаренко Г.Г., Сальников Ю.В. О концепции обоснования плотности крепления подготовительных выработок глубоких шахт // Геотехническая механика. – 2002. – № 40. – С. 229-284.

168. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Бескровный В.И. Оставление породы в шахте как фактор повышения эффективности разработки угольных пластов на больших глубинах // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 9. – С. 26-30.

169. Исследование способа охраны подготовительных выработок полосами переменной жесткости / Медяник В.Ю., Яворский В. Н., Лапко В.В., Мамайкин А.Р. // Науковий вісник НГУ.– 2007. – № 6. –С. 33-37.

170. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Снигур В.Г. Повышение устойчивости подготовительных выработок при отработке пологих угольных пластов на больших глубинах // Матер. I междунар. конф. «Школа подземной разработки, Ялта. Крым 2007, 16-23 сентября 2007 года. – С. 232-239.

171. Исследование влияния интенсификации добычи угля на технологические параметры / Дычковський Р.Е., Расстрига В.П., Мамайкин А.Р., Русских В.В., Медяник В.Ю. // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 9 – С.19-23.

172. Medyanik V.Ju., Korsz P.P. Repairless maintenance of development workings at exploitation of thin flat coal seams on big depths // Międzynarodowy kongres XVII School of Underground Mining – International Mining Forum 2008. Poland. Krakow-Szczyrk, 25-29 lutego 2008 rok .–P. 571-578.

173. Табаченко М.М., Медяник В.Ю., Тищенко С.О. Спосіб розвантаження для покращення стійкості підготовчих виробок // Матер. II міжнар. науково-практичної «Школа підземної розробки», Дніпропетровськ-Ялта: Крим 2008, 5-12 жовтня 2008 року. – С. 258-262.

174. Дичковський Р.О., Медяник В.Ю., Русских В.В. Геотехнологічне імітаційне моделювання системи видобування тонких вугільних пластів технікою нового рівня // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб.наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України //Матеріали VI конференції молодих вчених «Геотехнологічні проблеми розробки родовищ, 20 жовтня 2008» – Дніпропетровськ, 2008. – Вип. 77. – С.62–73.

175. Эффективная технология безлюдной добычи угля на весьма тонких пластах / Бондаренко В.И., Почепов В.Н., Медяник В.Ю., Демидов М.С. // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2008. – №31. – С. 42-48.

176. Бондаренко В.И., Русских В.В., Медяник В.Ю. Опыт применения программного обеспечения воздухораспределения в угольных шахтах Украины // Антрацит: Восточноукраинский национальный университет им. В.Даля // Материалы IV междунар. научно-практической конф. «Проблемы горного дела и экологии горного производства» (14-15 травня 2009 року м. Антрацит).–Донецк: Норд-Пресс, 2009. –С. 8-12.

177. Методологія виявлення законів і закономірностей гірничої науки / Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М. Медяник В.Ю. // Матер. III міжнар. науково-практичної конф. «Школа підземної розробки», Дніпропетровськ-Ялта: Крим 2009, 13-19 вересня 2009 року. – С. 359–367.

178. Закони і закономірності впливу гірського тиску на стійкість підготовчих виробок / Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М. Медяник В.Ю. // Національний гірничий університет / Матер. міжнар. конф. “Форум гірників–2009”, Дніпропетровськ: 30-03 жовтня 2009 р. – С. 54-63.

179. Медяник В.Ю. Формування склепіння рівноваги над підготовчою виробкою за допомогою смуг змінної жорсткості – як спосіб її охорони і підтримки // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб.наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України // Матер. VII конф. молодих учених «Геотехнологічні проблеми розробки родовищ, 19 листопаду 2009» – Дніпропетровськ, 2009. – Вип. 81. – С.173–183.



	стор
ВСТУП.....	3
РОЗДІЛ 1. СТАН ПИТАНЬ З ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ .....	5
1.1. Коротка характеристика умов відпрацювання вугільних пластів на шахтах Чистяково-Сніжнянського району .....	5
1.1.1 Гірничо-геологічні умови .....	6
1.1.2. Гірничотехнічні умови.....	12
1.1.3. Техніко-економічні показники роботи шахт .....	14
1.2. Аналіз робіт, присвячених дослідженням способів охорони підготовчих виробок на великих глибинах .....	15
1.3. Механізм поведінки бічних порід навколо підготовчих виробок при різних системах розробки.....	27
1.4. Мета і завдання досліджень .....	40
РОЗДІЛ 2. ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ.....	41
2.1. Особливості комбінованої системи розробки пологих пластів.....	41
2.3. Вибір методу розрахунку напружено-деформованого стану масиву гірських порід .....	54
2.4. Структурно-логічна схема досліджень .....	57
ВИСНОВКИ.....	59
РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАННОГО СТАНУ ПОРІД НАВКОЛО ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК .....	60
3.1. Розрахункова схема й алгоритм визначення напружено- деформованого стану у досліджуваній області порід масиву .....	60
3.2. Дослідження впливу геометричних параметрів смуг змінної жорсткості на стійкість підготовчих виробок.....	67
3.3. Напружено-деформований стан покрівлі і підшви виробки, що охороняється штучними елементами.....	71
ВИСНОВКИ.....	74
РОЗДІЛ 4. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПРИ КОМБІНОВАНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ .....	75
4.1. Загальні положення.....	75
4.2. Методичні положення шахтних досліджень параметрів проявів гірського тиску .....	75
4.3. Вибір устаткування для зведення смуг змінної жорсткості .....	81
4.4. Обґрунтування параметрів закладного матеріалу і технології зведення смуг змінної жорсткості.....	87

4.5. Шахтні дослідження проявів гірського тиску при комбінованій системі розробки.....	100
4.5.1. Установлення параметрів проявів гірського тиску у робочому просторі лави і закладному масиві .....	100
4.5.2. Дослідження проявів гірського тиску в прилеглих до лави підготовчих виробках .....	106
4.6. Оцінка ефективності застосування комбінованої системи розробки і пропонованих рішень на великих глибинах.....	113
ВИСНОВКИ.....	127
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ .....	128
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	130
ЗМІСТ.....	140