**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**

**ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»**

# Конспект лекцій

**за курсами**

**«Складові технології очисного виймання» та «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин»**

для студентів гірничого напрямку спеціальностей
7.090304-Ш та 7.090301 – РККпр

**Донецьк, ДонНТУ – 2010**

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**

**ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»**

# Конспект лекцій

**за курсами**

## «Складові технології очисного виймання» та «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин»

для студентів гірничого напрямку спеціальностей
7.090304-Ш та 7.090301 – РККпр

РОЗГЛЯНУТО
на засіданні кафедри
«Розробка родовищ
корисних копалин»
Протокол № 6 від 09.12.2009 р.

ЗАТВЕРДЖЕНО
на засіданні навчально-
видавничої ради ДонНТУ
Протокол № 1 від 01.03.2010 р.

**Донецьк, ДонНТУ – 2010**

УДК 622.272

Конспект лекцій за курсами: «Складові технології очисного виймання» та «Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин» для студентів гірничого напрямку спеціальностей 7.090304 – Ш та 7.090301 – РККпр / В.Л. Самойлов, П.С. Дрипан – Донецьк: ДонНТУ, 2010 – 70 стор.

Приведені відомості про параметри шахтних полів, розглянуті схеми розкриття і способи їхньої підготовки, системи розробки і технологія виїмки вугільних пластів, способи охорони гірничих виробок.

Укладачі: В.Л. Самойлов, проф.
П.С. Дрипан, ст. викладач

Відповідальний
за випуск М.М. Касьян, проф.

## ЗМІСТ

# 1. ПАРАМЕТРИ ШАХТНОГО ПОЛЯ

## *1.1. Форми і межі шахтних полів*

***Шахтне поле*** – частина родовища корисних копалин (КК), відведена для розробки однією шахтою. Реальне шахтне поле має різну конфігурацію.

Для простоти викладу матеріалу будемо розглядати шахтне поле прямокутної форми, з моноклінальним заляганням пластів (кут падіння постійний), причому лінія падіння пласта спрямована вниз (рис. 1.1).

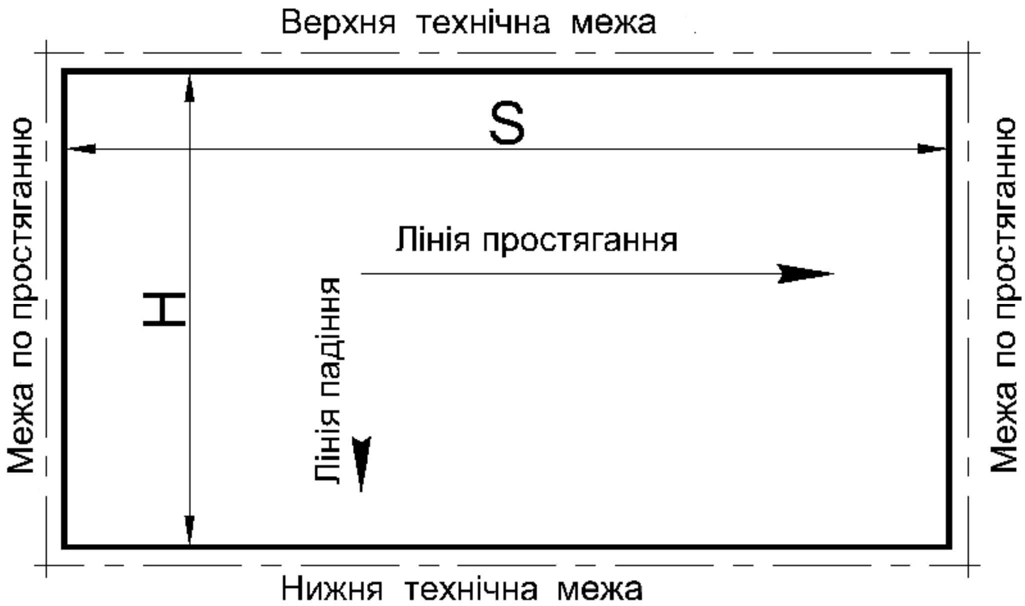



*Рисунок 1.1 – Елементи залягання вугільного пласта і межі шахтного поля*

Межі шахтного поля бувають природними, проведеними вздовж різних гірничо-геологічних порушень, і технічними, установленими керівництвом ВО чи ДХК. Шахтне поле має розміри по простяганню – S, по падінню – H.

Розрізняють геологічні, балансові, забалансові і промислові запаси. $Q_г$ – геологічні запаси – всі запаси КК, що знаходяться в межах даного шахтного поля. $Q_б$ – балансові запаси КК – запаси, що економічно доцільно розробляти за даного рівня розвитку техніки і технології. $Q_з$ – забалансові запаси КК – запаси, що за даного рівня розвитку техніки і технології не доцільно розробляти. $Q_{пр}$ – промислові запаси КК – запаси, що видаються на поверхню. Для простоти вивчення матеріалу $Q_з = 0$. Тоді $Q_г = Q_б$, промислові запаси $Q_{пр} = Q_б - Q_{втрат}$. Втрати бувають загальношахтними й експлуатаційними. До загальношахтних відносяться втрати вугілля в ціликах, що залишаються для охорони стволів і проммайданчика, а також у ціликах, що залишаються вздовж меж шахтного поля чи геологічних порушень. До експлуатаційних втрат відносяться втрати вугілля в ціликах, що залишаються для охорони гірничих виробок, а так само втрати вугілля в очисних вибоях.

У спрощеному виді промислові запаси розраховуються за формулою:

$$Q_{пр} = S \cdot H \cdot \sum pc\,, \tag{1.1}$$

де S і H – відповідно розміри шахтного поля по простяганню і падінню, м;
$\sum p$ – сумарна продуктивність розроблювальних пластів. т/м$^2$;

$$\sum p = \sum (m_i \cdot \gamma_i), \tag{1.2}$$

$m_i$ – потужність вугільного пласта, що виймається, м;

$\gamma_i$ – об'ємна вага вугілля, т/м$^3$;

с – коефіцієнт видобування.

Залежно від потужності пластів і кута падіння він дорівнює 0,92-0,8.

## *1.2. Параметри шахти*

До основних параметрів шахти відносяться $Q_{пр}$, $A_р$ ($A_д$) – річний чи добовий видобуток і термін служби шахти Т. Між ними існує залежність:

$$T = Q_{пр} / A_р + t_р + t_з\,, \tag{1.3}$$

де $t_р, t_з$ – час відповідно на розвиток і загасання видобутку.

Чим більший видобуток шахти, тим більше має бути термін її служби, (таблиця 1.1). При значному відхилені фактичного терміну служби шахти від розрахункового зростає собівартість видобутку вугілля.

Таблиця 1.1 – Рекомендовані терміни та потужності шахти

| Річна потужність шахти, $A_р$, млн. т. | Добова потужність шахти, $A_д$, тис. т. | Розрахунковий термін служби шахти, Т, р | Час на розвиток видобутку, $t_р$, р | Час на загасання видобутку, $t_з$, р |
|---|---|---|---|---|
| 0,9 | 3 | 25-30 | 2-3 | 1-2 |
| 1,2 | 4 | 30-40 | 2-3 | 1-2 |
| 1,5 | 5 | 40-50 | 3-4 | 2-3 |
| 1,8 | 6 | 50-60 | 3-4 | 2-3 |
| 2,1 | 7 | 50-60 | 3-4 | 2-3 |
| 2,4 | 8 | 50-60 | 4-5 | 2-3 |
| 3,0 | 10 | 50-60 | 4-5 | 3-4 |
| 3,6 | 12 | більше 60 | 5-6 | 3-4 |
| 4,5 | 15 | більше 60 | 6-7 | 3-4 |
| 6,0 | 20 | більше 60 | 7-8 | 4-5 |

### *1.3. Типи шахт*

Розрізняють індивідуальні і блокові типи шахт (рис 1.2).

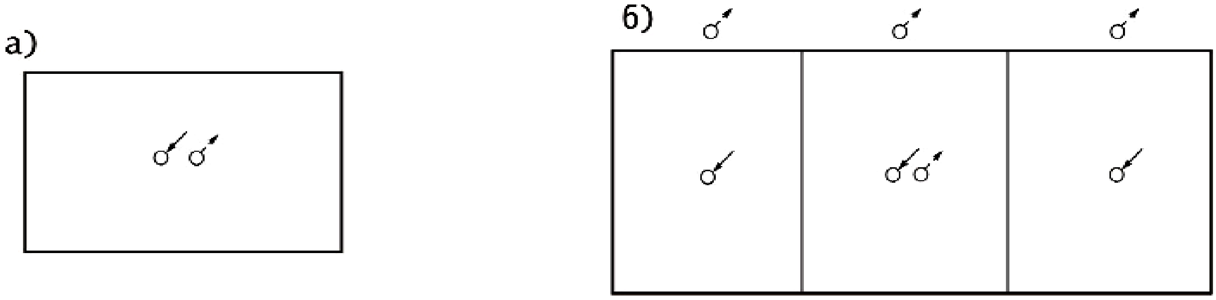



*Рисунок 1.2 – Типи шахт: а – індивідуальний; б - блоковий*

Згідно з нормами технологічного проектування (НТП) при розмірі шахтного поля по простяганню $S > 6$ км і газоносністю $q_{ch4} \geq 10$ м$^3$/т приймається блоковий тип шахти. Кожний блок має свою незалежну схему провітрювання. Для цього в кожному блоці проводяться повітроподавальні і вентиляційні стволи. Вугілля з усіх блоків транспортується в центральний блок і по скіповому стволу видається на поверхню. У тому випадку, коли шахтне поле по падінню розбито на кілька транспортних ступенів і в кожному з них проводяться повітроподавальні і вентиляційні стволи, відбувається розподіл шахтного поля на блоки і по падінню. Розмір блоку по падінню приймається $H_{бл} \leq 1{,}5 \div 2{,}5$ км, по простяганню $S_{бл} = 3 \div 6$ км. Видобуток із блоку $A_{бл} = 3 \div 5$ тис.т/добу. Виходячи з цього, одночасно в роботі можуть знаходитися 2-3 блоки.

## 2. РОЗКРИТТЯ ШАХТНИХ ПОЛІВ

Розкриттям називається проведення гірничих виробок, що надають доступ із земної поверхні до корисних копалин і дозволяють проводити підготовчі роботи.

До виробок, що розкривають шахтне поле, відносяться стволи (вертикальні, похилі, сліпі і горизонтальні, тобто штольні), квершлаги й похили. Розкритими вважаються запаси корисних копалин, що лежать вище від перетинання виробок, які розкривають, з корисними копалинами.

### *2.1. Вимоги, що висуваються до схем розкриття шахтних полів*

При виборі схеми розкриття шахтного поля враховуються такі вимоги:

1. Мінімальні витрати коштів і часу на будівництво шахти.
2. Мінімальні витрати коштів за весь час роботи шахти.
3. Забезпечення комфортних умов підземних робітників і належного провітрювання шахти (температура і швидкість вентиляційного струменя не мають бути більшими, ніж допустимі ПБ).
4. Належна техніка безпеки (з кожного робочого горизонту має бути не менше 2 виходів на земну поверхню).
5. Можливість відновлення гірничого господарства (капітальних виробок, обладнання і т. п.).

### *2.2. Фактори, що впливають на вибір схеми розкриття шахтних полів*

1. Початкова глибина робіт і наявність пливунів (при малій початковій глибині і відсутності пливунів можливе розкриття шахтного поля похилими стволами. За наявності пливунів чи при великій початковій глибині робіт шахтні поля розкриваються тільки вертикальними стволами).
2. Кут залягання пластів (на пологому падінні розкриття можливе як вертикальними, так і похилими стволами, на крутому падінні – тільки вертикальними).
3. Кількість пластів (при розкритті одного чи двох пластів, що далеко знаходяться один від одного, можливе розкриття тільки стволами. При розкритті більшої кількості пластів – стволами з додатковими виробками).
4. Міцність вміщуючих гірських порід (виробки, що розкривають КК, а також приствольні двори мають розташовуватися в міцних гірських породах).
5. Газоносність вугільних пластів (більше 80% розроблювальних шахтопластів Донбасу відноситься за газоносністю до третьої категорії і до надкатегорійних шахт. Для забезпечення нормальних умов роботи в шахті необ-

хідно проводити додаткові повітроподавальні і вентиляційні стволи чи свердловини).

6. Наявність викидонебезпечних пластів (за наявності викидонебезпечних пластів має бути мінімальна кількість розкривних виробок. Тому на шахтах крутого падіння все більшого поширення набуває блокова підготовка свити пластів).

7. Рельєф поверхні (у гористій місцевості можливе розкриття корисних копалин штольнями, у рівнинній – похилими чи вертикальними стволами).

8. Потужність пластів, що розкриваються (при дуже тонких і тонких пластах похилі стволи можуть проходитися по вугільних пластах. На пластах середньої потужності і потужних стволи проводять по порожнім породам).

9. Розміри шахтного поля по простяганню і падінню (при S до 5-6 км, застосовується індивідуальний тип шахти, при більших розмірах – блоковий, тобто проводиться більша кількість стволів. При Н до 2÷2,5 км застосовуються одногоризонтні схеми розкриття, а при більших розмірах – багатогоризонтні).

При виборі схеми розкриття необхідно враховувати в сукупності всі вище перераховані фактори і вимоги.

## *2.3. Класифікації схем розкриття шахтних полів*

Існують такі класифікації схем розкриття шахтних полів.

1.За різновидом основних виробок, що розкривають:

1) вертикальними стволами,
2) похилими стволами,
3) штольнями,
4) похилими стволами, пройденими по порожнім породам.

На сучасних великих шахтах з $А_д > 5$ тис. т при $Н < 600$ м, застосовується комбіноване розкриття вертикальними і похилими стволами. При цьому один вертикальний ствол є клітьовим. По ньому здійснюється подача свіжого струменя повітря в шахту, спуск і підйом людей, матеріалів й устаткування. По похилому стволу конвеєрами видається на поверхню вугілля. По другому вертикальному стволу виводиться вихідний струмінь повітря (рис. 2.1).

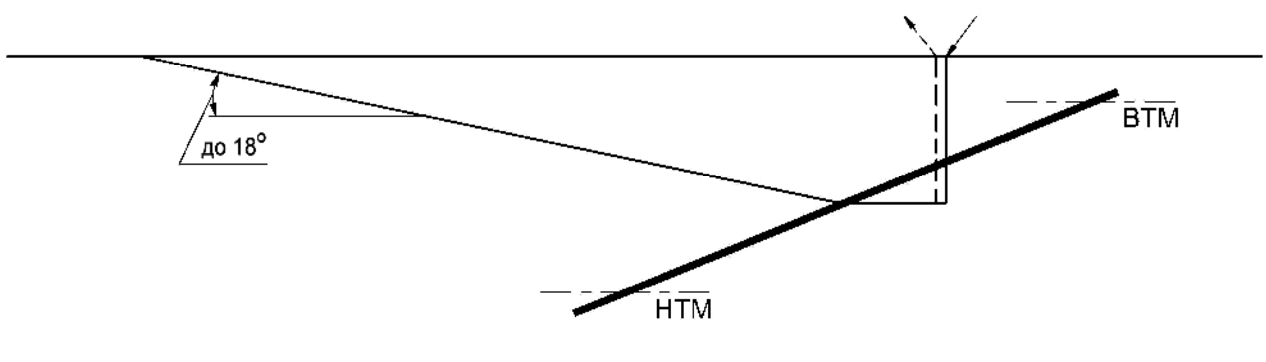



*Рисунок 2.1 – Комбінована схема розкриття шахтного поля*

2. За кількістю транспортних горизонтів (рис. 2.2 ):
   1) одногоризонтна,
   2) багатогоризонтна,
   3) багатогоризонтна схема розкриття на крутому падінні.

***Транспортним горизонтом*** називається сукупність гірничих виробок, розташованих в одній горизонтальній площині, які служать для забезпечення нормальної роботи шахти (виробки пристволового двору, квершлаги й основні штреки).

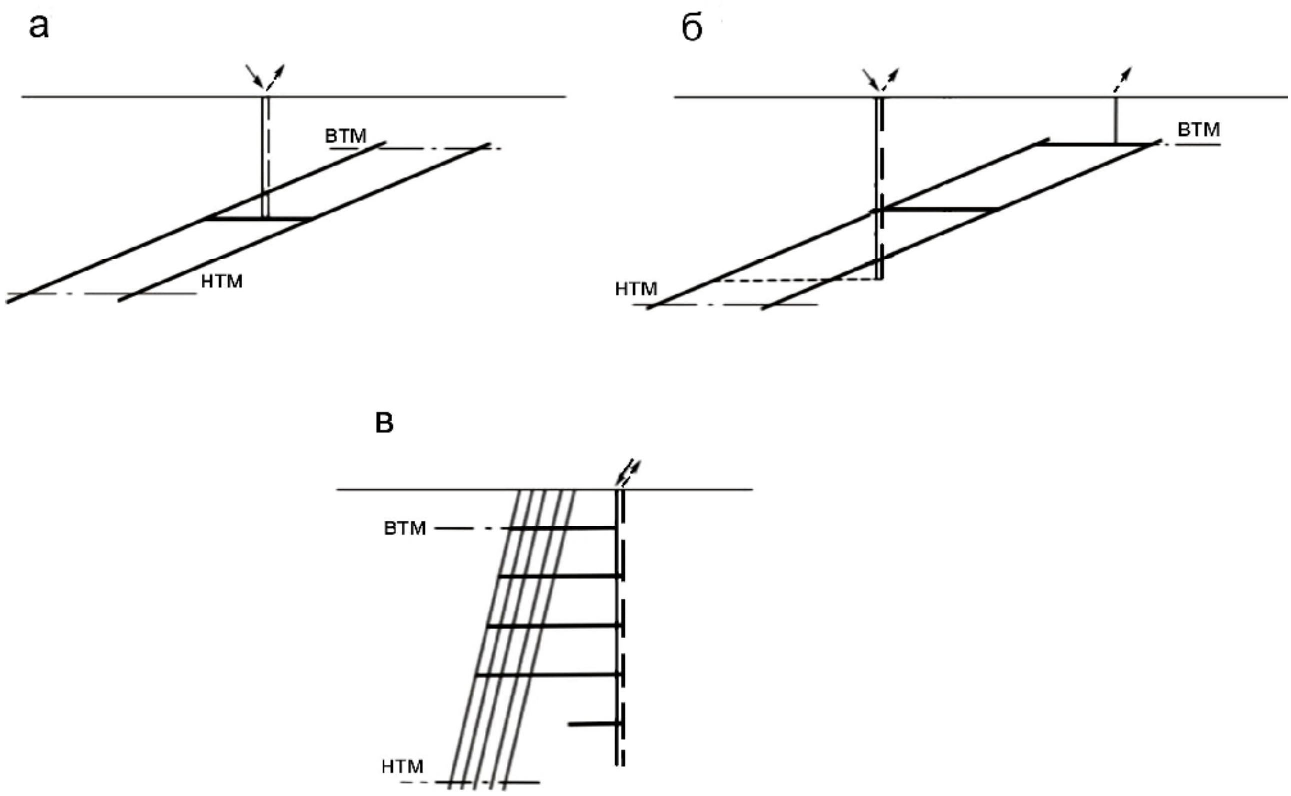



*Рисунок 2.2 – Класифікація схем розкриття за кількістю транспортних горизонтів: а – одногоризонтна; б – багатогоризонтна пологих пластів; в – багатогоризонтна крутоспадних пластів*

3. За типом додаткової виробки, що розкриває.

У першій класифікації розкриття здійснюється тільки стволами, без додаткової виробки. У цій класифікації для розкриття шахтного поля застосовуються різні додаткові виробки, що розкривають корисні копалини:
   1) капітальний квершлаг,
   2) капітальний гезенк,
   3) погоризонтні квершлаги,
   4) етажні (ярусні) квершлаги.

### *2.4. Взаємне розташування стволів у шахтному полі*

Розрізняють такі схеми розташування стволів у шахтному полі (рис. 2.3).

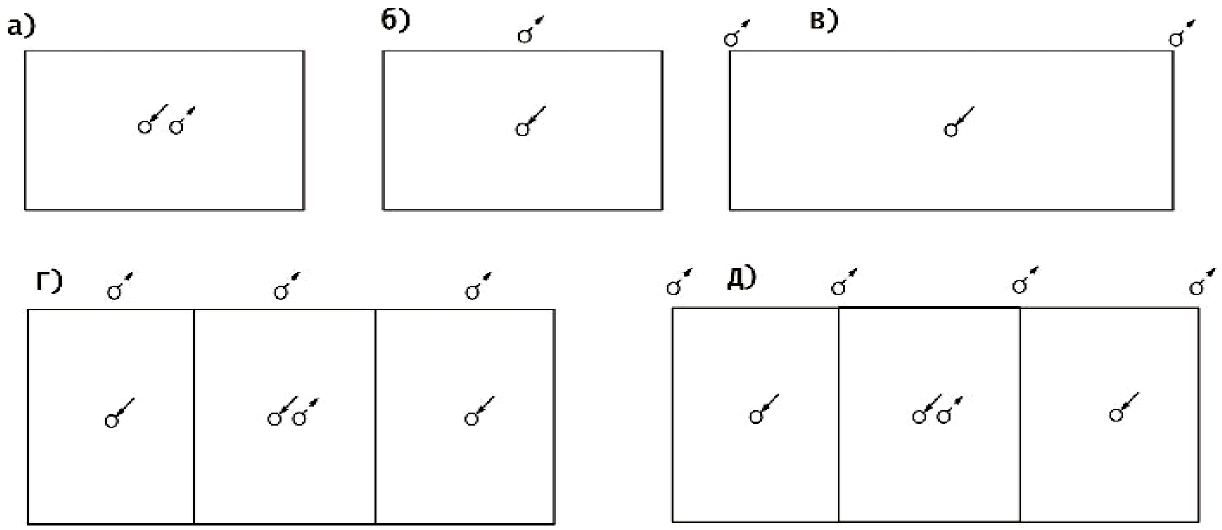



*Рисунок 2.3 - Взаємне розташування стволів у шахтному полі:*
*а – центрально-здвоєне; б – центрально-віднесене; в – діагональне;*
*г – секційне; д - комбіноване*

1) ***Центрально-здвоєне розташування стволів***. Застосовується при обмежених розмірах шахтних полів S до 8 км, Н до 2÷2,5 км, при $A_д$ до 2÷3 тис. т, при газоносності до 10 $м^3/т$ і будь-якому куті падіння пластів.

ПЕРЕВАГИ: компактність поверхні.

НЕДОЛІКИ: у випадку прирізки запасів по падінню з’являється друга, може бути, і третя ступінь похилів. Схема провітрювання всього шахтного поля відносно складна, тому що при відсутності у верхньої технічної границі додаткових вентиляційних стволів чи шурфів вихідний струмінь повітря рухається по допоміжному бремсбергу (хіднику) вниз.

2) ***Центрально-віднесене розташування стволів***. У цій схемі в порівнянні з попередньою краще провітрюється бремсбергова частина шахтного поля. Умови провітрювання похилої частини такі ж, як і в першій схемі, тобто складніші, ніж у бремсберговій частини шахтного поля. Сфера застосування така ж, як і першої схеми.

3) ***Діагональне розташування стволів***. У порівнянні з першою і другою схемами це розташування вентиляційних стволів дозволяє застосувати в бремсберговій частині шахтного поля прямоточну схему провітрювання з підсвіженням вихідного струменя повітря. Це сприяє збільшенню видобутку з лави в порівнянні з поворотноточною схемою провітрювання, застосовуваною в першій і другій схемах, у 1,5÷2 рази. Тому вона може застосовуватися при S до 8 км., при Н до 2,5 км., при газоносності понад 10 $м^3/т$.

4) ***Секційна схема розташування стволів та***

5) ***Комбінована схема розташування стволів.*** Схеми 4) і 5) застосовуються на шахтах блокового типу при $А_д$ більше 5-6 тис. т, при S більше 6 км., при q більше 20 $м^3$/т. Відособлене провітрювання в кожному блоці дозволяє забезпечити великий видобуток шахти і комфортні умови роботи підземних робітників.

## *2.5. Розкриття пологих пластів вертикальними центрально-здвоєними стволами і капітальним квершлагом (рис. 2.4 )*

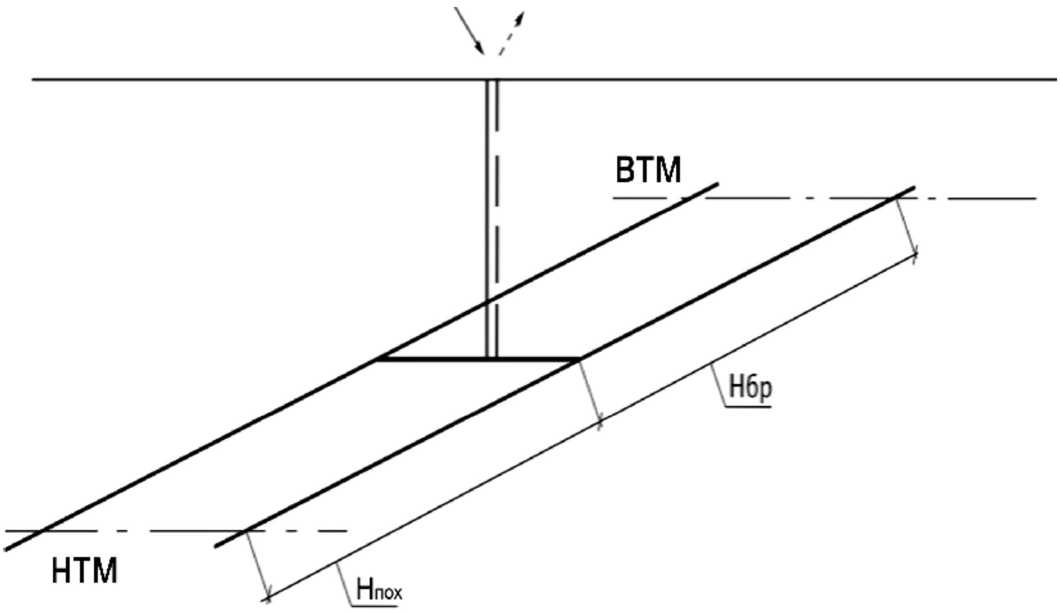



*Рисунок 2.4 – Розкриття пологих пластів вертикальними центрально-здвоєними стволами і капітальним квершлагом*

Сутність цієї схеми розкриття полягає в тому, що всі запаси шахтного поля відпрацьовуються на один транспортний горизонт і видаються на поверхню з однієї і тієї ж глибини, тобто поглиблень стволів немає. У цьому полягає ПЕРЕВАГА її й одночасно НЕДОЛІК, тому що  немає можливості обновлювати гірниче господарство. Виходячи з можливості транспортних засобів, згідно з НТП розміри виїмкового ступеня по падінню складають 1000-1500м у бремсберговоі і 800-1200м в похилій частині шахтного поля. Тому ця схема розкриття застосовується при розмірах шахтного поля по падінню до 2-2,5км. При більших розмірах шахтного поля по падінню виникає необхідність у спорудженні другого ступеня похилів, що різко погіршує провітрювання похилих частин шахтного поля, збільшує витрати на транспорт, водовідлив і підтримку гірничих виробок. Щоб уникнути цих недоліків застосовують багатогоризонтні схеми розкриття шахтного поля.

## *2.6. Розкриття пологих пластів вертикальними центрально-здвоєними стволами і погоризонтними квершлагами (рис. 2.5)*

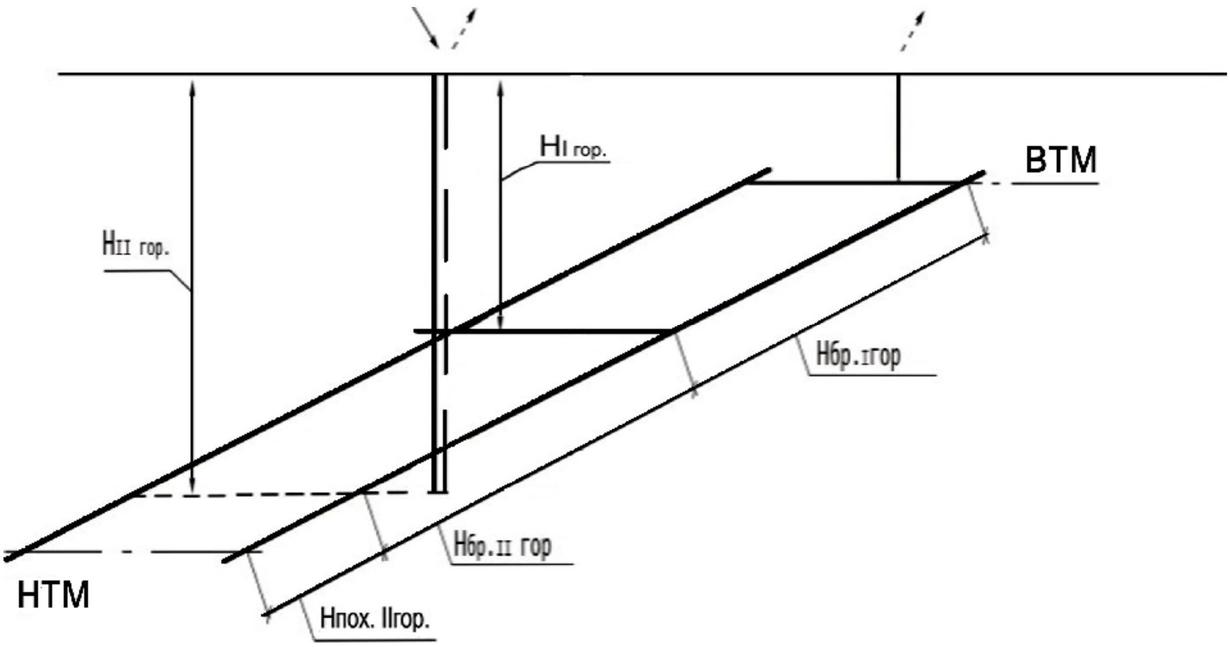



*Рисунок 2.5 – Розкриття шахтного поля вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами*

Так само, як й у вище наведеній схемі розкриття, $H_{бр} = 1000 \div 1500$ м, $H_{пох} = 800 \div 1200$ м. У НТП 1986 р. та Правилах технічної експлуатації вугільних шахт 2006 р. видання рекомендується мати похилі поля на кожному транспортному горизонті. НТП 1978р. рекомендували мати похилі поля тільки на останньому транспортному горизонті. За наявності похилих частин шахтного поля на кожному транспортному горизонті при Н=4,5 км. може бути два транспортних горизонти. А при їх наявності тільки на останньому – три. При цьому значно зростають витрати.

Термін служби горизонту має бути не меншим, ніж 20 років.

Ця схема розкриття застосовується при Н до 4 км і більше. У порівнянні з розкриттям вертикальними стволами і капітальним квершлагом вона має такі ПЕРЕВАГИ: більші розміри шахтного поля і більші запаси вугілля, а, отже, і більшу потужність шахти, можливість відновлення гірничого господарства, менші первісні капітальні витрати і час будівництва шахти і, як правило, менші витрати за весь термін служби шахти.

Одночасно із цим ця схема розкриття має і НЕДОЛІКИ: необхідність проведення поглиблення стволів ускладнює ритмічну роботу шахти.

Після проведення сволів до відмітки першого транспортного горизонту, спорудження пристовбального двору, проведення квершлагів, основних штреків, бремсбергів з хідниками проводяться ярусні чи етажні штреки (виїмкові хідники при погоризонтному способі підготовки шахтного поля) і ведеться відпрацьовування запасів бремсбергової частини першого горизонту.

З відпрацювуванням запасів бремсбергової частини I горизонту здійснюється проведенням похилу з хідниками. Причому бремсберги з хідниками проводяться відразу на всю висоту виїмкового ступеня, а похили з хідниками – тільки на висоту ярусів (етажів) і поступово поглиблюються.

Поступово при відпрацьовуванні запасів похилої частини на першому горизонті ведеться поглиблення стволів, спорудження пристволього двору і проведення усіх виробок на другому горизонті. До моменту доробки запасів вугілля першого горизонту на другому горизонті мають вступити до діючих лави бремсбергової частини.

Пристволні двори необхідно розташовувати поза зонами геологічних порушень, у міцних вміщуючих породах. Як правило, якщо це дозволяє рельєф поверхні і її забудова, стволи необхідно розташовувати по простяганню приблизно по середині шахтного поля, а по падінню так, щоб довжина квершлагів праворуч і ліворуч від стволів була приблизно однаковою. У цьому випадку витрати на проведення і підтримку квершлагів, транспорт корисних копалин, породи, матеріалів й устаткування  ними будуть мінімальними.

Для сучасних шахт Донбасу більш прогресивною є схема розкриття вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами.

Обидві вище розглянуті схеми розкриття застосовуються при куті падіння пласта вугілля більше 8 градусів, при менших кутах падіння застосовуються інші схеми. Зокрема, розкриття вертикальними стволами і капітальним гезенком (рис. 2.6).

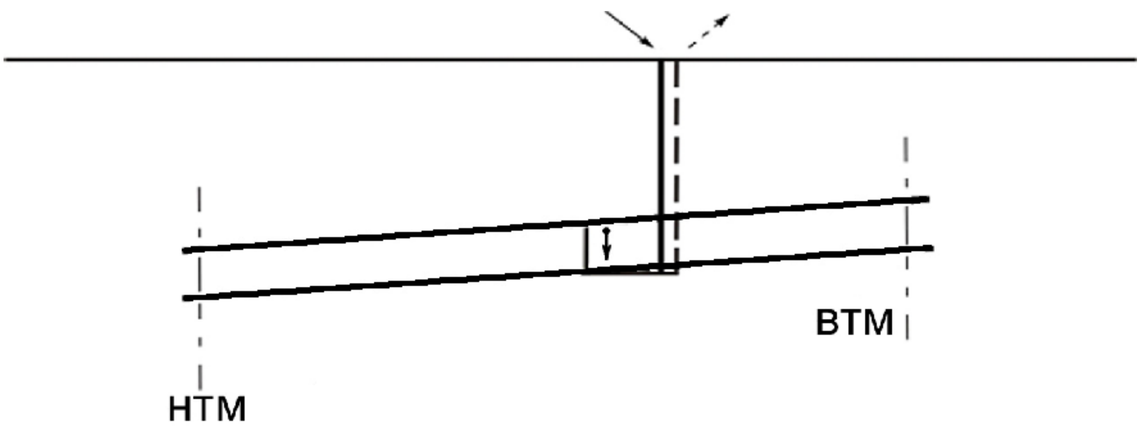



*Рисунок 2.6 – Розкриття пологих пластів вертикальними стволами і капітальним гезенком*

Ця схема розкриття має переваги, недоліки й сферу застосування, за винятком кута падіння, аналогічні схемі розкриття вертикальними стволами і капітальним квершлагом.

При відстані між пластами більш ніж 100÷110 м приствольні двори будуються на кожному пласті. У скіповому стволі має бути два незалежних скіпових підйоми – на кожний пласт свій. Капітальний гезенк при цьому не потрібний.

### *2.7. Розкриття свити крутоспадних пластів вертикальними стволами і етажними квершлагами*

На крутому падінні шахти розробляють до 30 і більше пластів. Як правило, розкриття свити крутих пластів здійснюється вертикальними стволами і етажними квершлагами, тобто має місце багатогоризонтна схема розкриття шахтного поля (рис. 2.7).

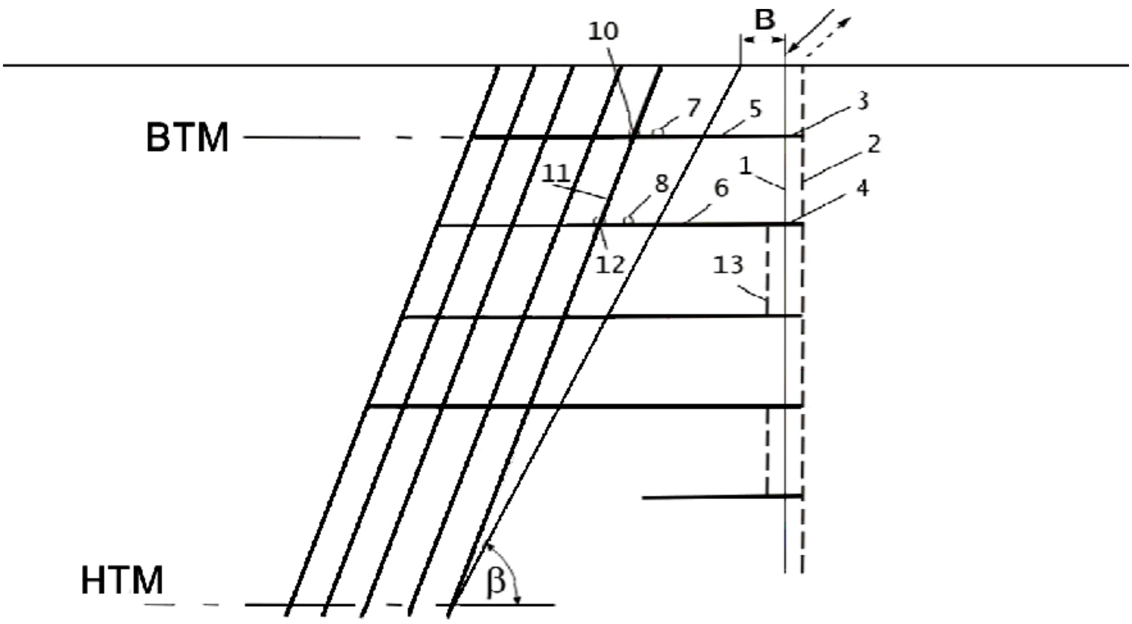



*Рисунок 2.7 – Розкриття світи крутоспадних пластів вертикальними стволами і поверховими квершлагами*

Стволи розташовуються на розрізі по падінню за зоною зсуву товщі гірських порід, тобто за лінією, проведеною від нижньої технічної границі під кутом β, і з урахуванням берми безпеки шириною 30-50 м. При розташуванні стволів по середині свити пластів відхилення стволів від вертикалі за рахунок багаторазової підробки і надробки їх на початку 70-х років XX сторіччя склало близько 1,5 м. У зв'язку з чим близько 70% стволів шахт ЦРД було зупинено і проводилося їх перекріплення. По простяганню стволи розташовуються в центрі шахтного поля.

Спочатку клітьовий ствол *1* і скіповий *2* проводяться до рівня відкаточного штреку першого етажа. У ВТМ споруджується приствольний двір *3*, а на рівні відкаточного штреку першого етажа – приствольний двір *4*. Від них проводяться вентиляційний *5* і відкаточний 6 квершлаги. Вони розкривають необхідну кількість вугільних пластів, що забезпечують видобуток шахти. Від цих квершлагів проводяться по простяганню вентиляційний пластовий *10* і відкаточний пластовий *12* штреки. Між ними проводяться розрізні печі *11*. Відпрацьовування запасів етажа виконується від центру до границь шахтного поля по простяганню. Для охорони поверхових квершлагів *6* і *5* залишаються цілики вугілля. З відпрацюванням найближчих до стволів пластів здійснюється розкриття, підготовка і відпрацьовування більш віддалених пластів.

З відпрацюванням запасів першого етажа здійснюється поглиблення ствола до рівня відкаточного штреку другого етажа.

За аналогією з першим етажом проводиться розкриття, підготовка і відпрацьовування запасів вугілля другого етажа. Одночасно в роботі знаходяться два етажа. На першому етажі ведеться видобуток більшої частини вугілля, на другому починають вести видобуток вугілля, тобто відбувається розвиток гірничих робіт. Колишній відкаточний горизонт першого етажа стає вентиляційним при відпрацьовуванні другого етажа і т. д. Якийсь час у перехідний період (2-4 роки) вихідний струмінь повітря з другого етажа по вентиляційних збійках передається на вентиляційний горизонт першого етажа, що значно ускладнює схему провітрювання.

Для запобігання цього недоліку потрібно проводити на кожному горизонті по два поверхових квершлаги і групових штреки. По одному йде свіжий, а по другому відпрацьований струмінь повітря.

Відповідно до рекомендацій НТП термін відпрацьовування горизонту на крутому падінні має бути більш, ніж 10 років. При малій кількості пластів і обмежених запасів етажа термін відпрацьовування буде меншим, ніж 10 років. Час підготовки нового горизонту складає 5÷7 і більше років. Тому для забезпечення ритмічної роботи шахти і недопущення зниження її видобутку при переході очисних робіт з одного горизонту на інший стволи проводяться одразу до рівня відкаточного горизонту другого етажа. Поглиблення стволів роблять відразу на два етажа. Тобто, у тому випадку, коли запасів вугілля етажа не вистачає на 10 років відпрацьовування, проводиться об'єднання двох етажів в один транспортний горизонт. З цією метою проводиться капітальний гезенк 13. Вугілля з відкаточного горизонту першого етажа по ньому передається вниз на відкаточний горизонт другого етажа , тобто на транспортний горизонт.

На відміну від пологого і похилого падіння на крутому падінні немає похилих виробок. У зв'язку із цим схема транспорту значно простіша. Постійне ведення поглиблю вальних робіт вимагає проведення стволів більшим діаметром, ніж це необхідно для розміщення скіпів чи клітей. На сучасних шахтах, як правило, для забезпечення поглиблення стволів проводиться третій ствол. Усе це приводить до збільшення вартості будівництва шахти.

Ця схема розкриття є найбільш розповсюдженою на шахтах ЦРД. Вертикальна висота поверху приймається до 100÷110 м. Для зменшення витрат на підтримку пластових штреків проводять польові групові штреки *7* і *8*. У цьому випадку пластові штреки підтримуються тільки між проміжними квершлагами, а не на всю довжину крила шахтного поля.

У центральному районі Донбасу з газоносністю пластів 20 $м^3$/т і вище при розмірах шахтних полів по простяганню більш ніж 6 км треба використовувати флангову, а з розмірами більш ніж 8 км - секційну схему провітрювання шахти із проходкою відповідної кількості одиночних або спарених повітроподавальних і вентиляційних стволів або свердловин великого діаметра.

## *2.8. Особливості розкриття шахтних полів на великих глибинах*

У Донбасі до глибоких шахт відносяться шахти з глибиною робіт на пологому падінні більше 600 м, а на крутому більше 700 м. Зі збільшенням глибини розробки зростає гірський тиск на кріплення гірничих виробок, збільшується пластичність гірських порід, що призводить до збільшення деформацій кріплення виробок. Вищесказане обумовлює необхідність проведення виробок зі збільшеним перетином на 20-25% у порівнянні з необхідним згідно з ПБ. Це призводить до збільшення вартості проведення виробок. З метою зменшення витрат на підтримку виробок їх необхідно проводити в міцних гірських породах. На багатьох шахтах Донбасу на глибині понад 800м пісковики є викидонебезпечними. Внаслідок цього різко знижуються темпи проведення виробок і збільшується вартість їхнього спорудження. Незважаючи на це, виробки з великим терміном служби необхідно проходити по пісковиках.

Підвищення температури вміщуючих порід зі збільшенням глибини розробки вимагає проведення виробок завищеним перетином, проведення додаткових повітроподавальних і вентиляційних стволів чи свердловин, застосування секційної схеми провітрювання при блоковому типі шахти.

# 3. СПОСОБИ ПІДГОТОВКИ ШАХТНИХ ПОЛІВ

Після розкриття шахтного поля приступають до проведення підготовчих гірничих виробок, тобто до підготовки шахтного поля. Існують наступні способи підготовки шахтних полів: етажний, панельний, погоризонтний і комбінований.

При усіх вище перерахованих способах підготовки можуть бути різні схеми розкриття шахтних полів. Розглянемо етажний спосіб підготовки при розкритті шахтного поля вертикальними центрально-здвоєними стволами і капітальним квершлагом.

## *3.1. Етажний спосіб підготовки шахтного поля*

Для простоти зображення всі виробки показані в одну лінію, рисунок способу підготовки шахтного поля повернутий на 90 градусів (рис. 3.1).

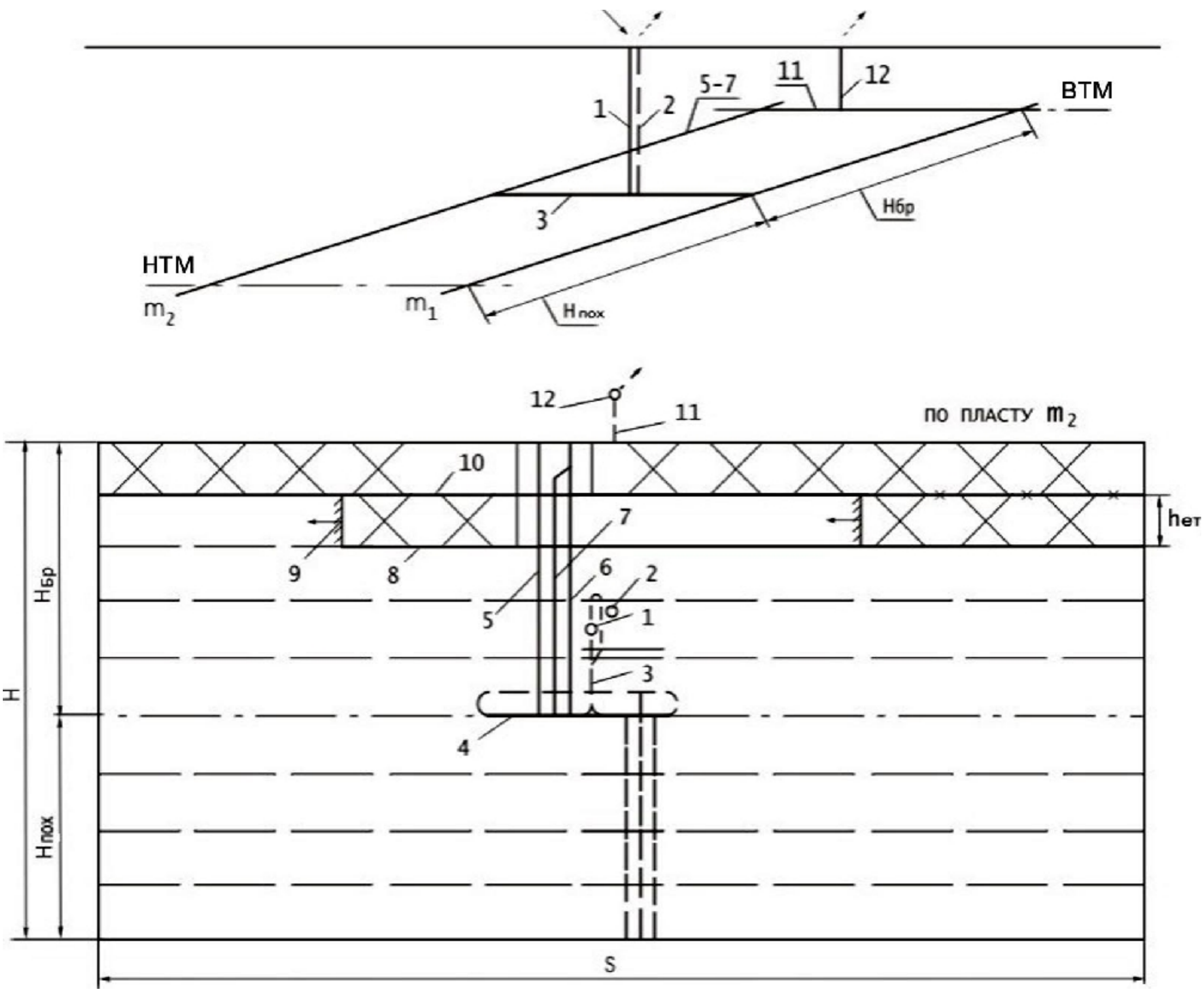



*Рисунок 3.1 – Етажний спосіб підготовки шахтного поля*

Суть етажного способу підготовки полягає в тім, що запаси бремсбергової частини шахтного поля відпрацьовуються на капітальний бремсберг, а запаси похилої частини – на капітальний похил. Шахтне поле по падінню поділяється на етажі. Границями етажу є по підняттю етажний вентиляційний, по падінню – етажний відкаточний штреки, а по простяганню – межі шахтного поля. Іноді етаж поділяється на підетажі. Тоді висота етажа збільшується в два-три рази. Для цього проводяться додаткові проміжні бремсберги з хідниками. При цьому збільшується видобуток із пласта, але різко ускладнюються схеми транспорту і провітрювання, збільшуються витрати на проведення і підтримку гірничих виробок. Тому, як правило, у Донбасі по падінню в етажі розташовується дві лави – по одній в крилі.

Провітрювання лав верхнього пласта здійснюється за такою схемою: свіжий струмінь повітря йде по клітьовому стволу *1*, по квершлагу 3, по корінному штреку *4*, по вантажному хіднику *5*, по відкаточному етажному штреку *8*, по лаві *9*; вихідний струмінь йде по вентиляційному етажному штреку *10*, по людському хіднику *6*, по ділянці вентиляційного штреку першого етажа, по вентиляційному квершлагу *11* і по вентиляційному стволу *12* виходить на поверхню.

По скіповому стволу *2* йде вихідний струмінь від провітрювання складу вибухівки, електровозного гаража і водотрубного хідника.

ПЕРЕВАГИ: мала кількість похилих виробок, простота схеми транспорту.

НЕДОЛІКИ: мала кількість лав на пласті, а, отже, малий видобуток із пласта. Кут залягання пласта по простяганню змінюється, тому змінюється і висота поверху, штрек згинається. Ці фактори не дозволяють застосувати на штреках стрічкові конвеєри. Вугілля транспортується у вагонетках. Продуктивність електровозного транспорту значно нижча, ніж конвеєрного. Зміна довжини лави приводить до необхідності скорочення чи збільшення довжини механізованого комплексу в лаві, що ускладнює ритмічну роботу лави і збільшує виробничі витрати. Важко забезпечити належне провітрювання довгих тупикових штреків при їх проведенні.

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ: поверховий спосіб підготовки застосовується на крутопохилих і крутих пластах ($\alpha > 25^{\circ}$), а на пологому падінні – при обмежених розмірах шахтного поля по простяганню – при S до 4÷5 км, при будь-якому газовиділенню, включаючи пласти, схильні до раптових викидів вугілля і газу.

При відпрацьовуванні похилої частини шахтного поля необхідно мати два корінних штреки і два квершлаги. По одному йде свіжий, по другому – вихідний струмінь повітря.

## *3.2. Панельний спосіб підготовки шахтного поля*

Розглянемо панельний спосіб підготовки при розкритті пологого пласта вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами при розподілі шахтного поля по падінню на 3 виїмкових ступеня, а по простяганню на 2 панелі, тобто усього на 6 панелей. Кількість панелей може бути іншою (рис. 3.2).

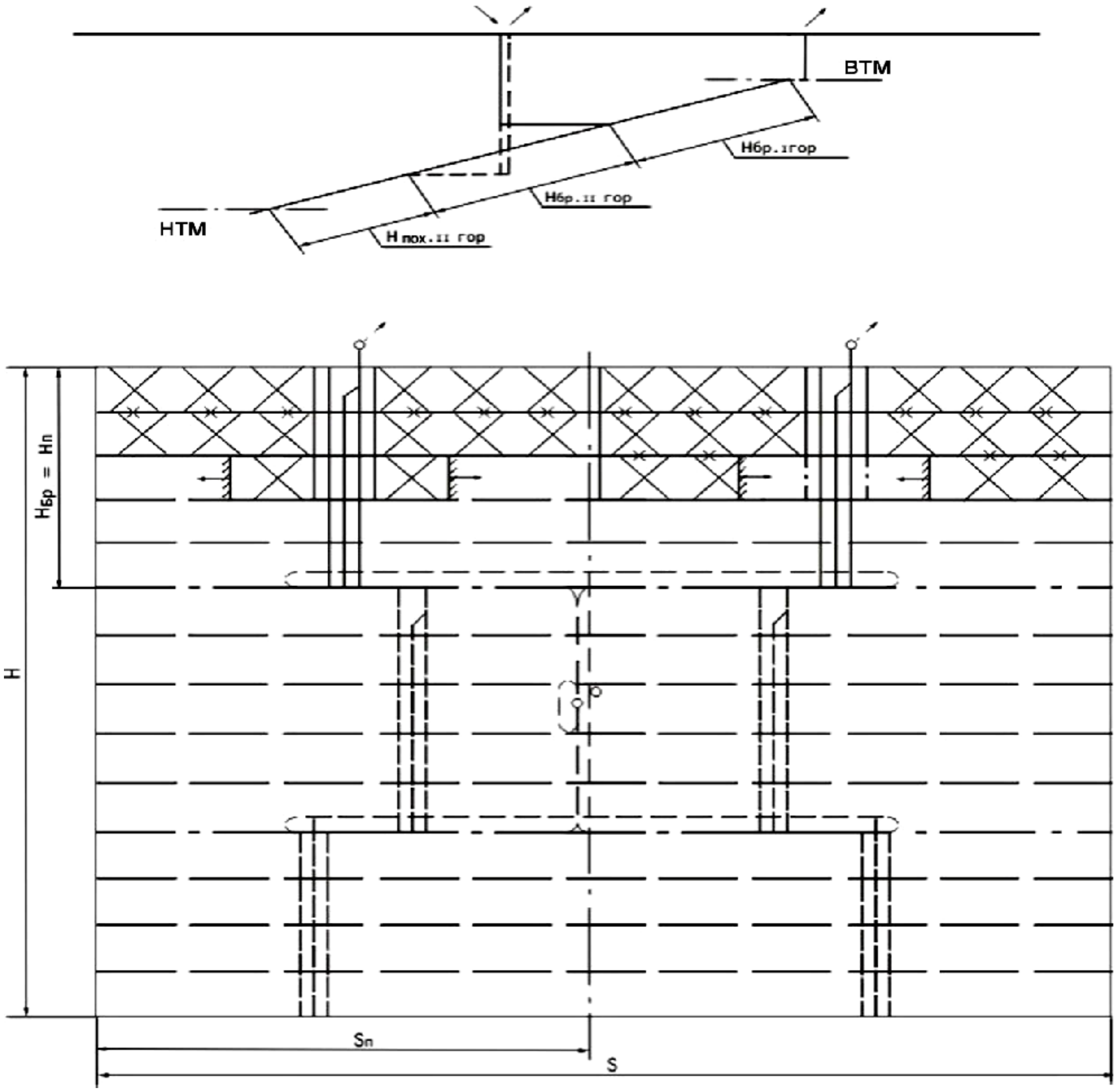



*Рисунок 3.2 – Панельний спосіб підготовки шахтного поля*

Розмір панелей по падінню дорівнює розміру виїмкового ступеня по падінню ($H_{бр}$ чи $H_{пох}$). Згідно з НТП $S_п = 2{,}5 \div 3$ км, $H_п = 1200 \div 1500$ м. На відміну від етажного способу підготовки при панельному способі запаси кожної панелі відпрацьовуються на свої панельні бремсберги чи похили. Одночасно в роботі можуть знаходитися 2 і більше панелей. Тому видобуток із пласта в порівнянні з етажним способом буде в 2÷3 рази більшим. Це є значною ПЕРЕВАГОЮ. Крім цього до переваг відносяться (за інших рівних умов) такі моменти: у зв’язку з меншою довжиною крила панелі легше здійснити повну конвеєризацію вугілля, легше провітрити тупикові виробки при їхньому проведенні, менше змінюється довжина лави. Все це сприяє використанню механізованих комплексів у лавах.

НЕДОЛІКИ: більша кількість похилих виробок, більші витрати на їхнє проведення.

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ: Застосовується на пологому падінні (при куті падіння до 25 градусів), при розмірі шахтного поля по простяганню більше 4-5 км, при будь-якій газоносності, багатоводності та таке інше.

Панельний спосіб підготовки є більш перспективним, ніж етажний. Панелі по падінню поділяються на яруси. Як правило, в ярусі розташовуються дві лави – по одній в крилі.

Яруси, як і етажі, по простяганню можуть відпрацьовуватися зворотнім ходом (див. праву панель) чи прямим ходом (див. ліву панель). По падінню яруси і етажі відпрацьовуються, як правило, у спадному порядку, тобто зверху вниз. Висхідний порядок допускається при відпрацьовуванні запасів бремсбергової частини шахтного поля на шахтах не вище II категорії по газу. У похилій частині шахтного поля у будь-яких умовах відпрацьовування ярусів чи поверхів відбувається у спадному порядку. При застосуванні висхідного порядку в похилій частині шахтного поля необхідно буде підтримувати похил з хідниками у виробленому просторі, відкачувати воду весь час з максимальної глибини. Є можливість надходження метану з нижче розташованих вироблених просторів у лави, що відпрацьовуються, зростуть витрати на підтримку похилих виробок. Крім того у випадку прирізки запасів при відпрацьовуванні нижче розташованих лав не виключені прориви води в них з виробленого простору.

Порядок відпрацьовування панелей згідно з НТП такий: у бремсберговій частині шахтного поля спочатку відпрацьовуються центральні, а потім крайні панелі, тобто порядок відпрацьовування запасів прямий – від центру шахтного поля до його меж. У похилій частині шахтного поля спочатку відпрацьовуються крайні, а потім центральні панелі. При цьому зменшуються час і витрати на будівництво шахти, а також витрати на підтримку головних (корінних) штреків.

Згідно з ПТЕ при розробці пластів на великій глибині з високою газоносністю або високою температурою бічних порід, а також самозаймистих пластів потрібно передбачити висхідне провітрювання похилих полів.

## *3.3. Погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля*

При цьому способі підготовки шахтне поле поділяється на виїмкові ділянки, витягнуті по підняттю та по падінню. Лави розташовуються по простяганню, а відпрацьовування виїмкових ділянок відбувається в бремсберговій частині шахтного поля по падінню від центру шахтного поля до його меж, а в похилій частині – лавами по підняттю від меж шахтного поля до центру (рис. 3.3). Спочатку відпрацьовуються запаси бремсбергової частини шахтного поля, а потім похилої.

На рисунку 3.3 умовно показані обидва етапи відпрацьовування як бремсбергової, так і похилої частин шахтного поля одночасно.

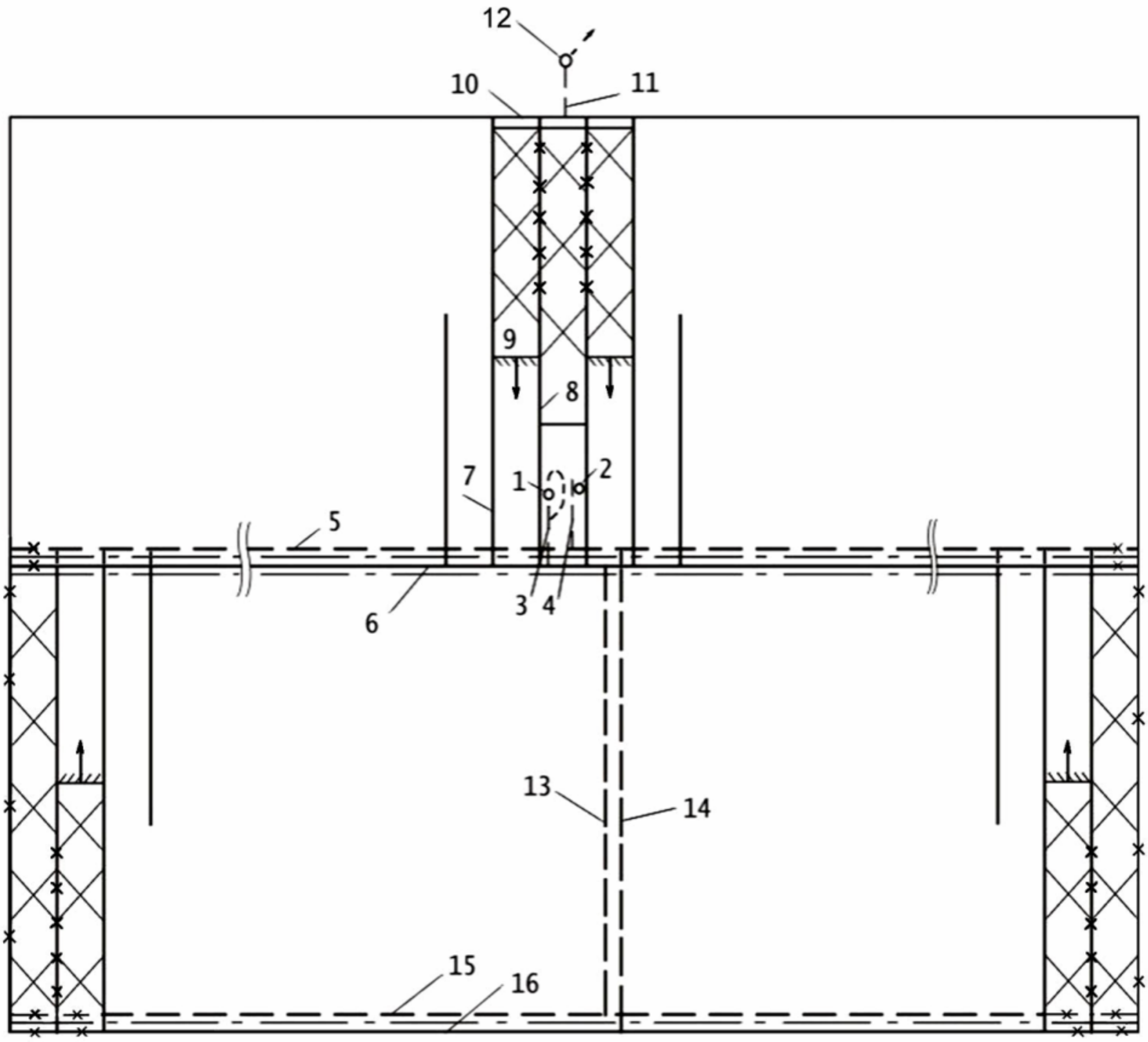



*Рисунок 3.3 – Погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля*

Такий порядок відпрацьовування шахтного поля дозволяє зменшити час і витрати на будівництво шахти, проводити магістральні штреки *5*, *6* та *10* поступово з відпрацюванням виїмкових ділянок у бремсберговій частини шахтного поля, а, отже, і зменшити витрати на їхню підтримку. При відпрацьовуванні лав у похилій частині шахтного поля погашаються магістральні штреки *5* і *6*, пройдені на рівні транспортного горизонту, а також дренажні штреки *15* і *16*, проведені по нижній технічній межі.

Провітрювання лави в бремсберговій частини шахтного поля здійснюється в такій послідовності: свіжий струмінь йде по клітьовому стволу *1*, відкаточному квершлагу *3*, пластовому магістральному штреку *6*, по виїмковому хіднику *8* (паралельно підсвіжувальний струмінь – по хіднику *7*), по лаві *9* і вихідний струмінь йде по хіднику *7* нагору, по вентиляційному магістральному штреку *10*, вентиляційному квершлагу *11* і вентиляційному стволу *12* на поверхню. У цьому випадку показана прямоточна схема провітрювання виїмкової ділянки з підсвіженням вихідного струменя повітря.

Транспорт вугілля здійснюється по лаві *9* скребковим конвеєром, по хіднику *7* стрічковим конвеєром, по польовому магістральному штреку *5* і конвеєрному квершлагу *4* до скіпового ствола стрічковими конвеєрами, тобто має місце повна конвеєризація вугілля. Для відпрацьовування похилої частини шахтного поля необхідно пройти капітальні похил *13* з хідником *14* і дренажний штрек *15*. Як правило, вони проводяться польовими. Для забезпечення провітрювання в період проходки найчастіше паралельно з польовим дренажним проводиться пластовий магістральний штрек *16*.

Погоризонтний спосіб підготовки може застосуються як при одногоризонтній схемі розкриття, так і при багатогоризонтній. Згідно з НТП, $Н_{бр}$ і $Н_{пох}$ (довжина виїмкових стовпів) при сприятливих гірничо-геологічних умовах може досягати 1,2-1,5 км на пластах середньої потужності і 0,8 - 1,0 км на тонких і потужних пластах. У порівнянні з панельним і етажним погоризонтний спосіб має такі ПЕРЕВАГИ:

1. Менша питома довжина проведених і підтримуваних виробок, а, отже, і менші витрати на їх проведення і підтримку.

2. Хідники проводяться по напряму, тому легко здійснити по них транспорт вугілля стрічковими конвеєрами, тобто застосовується повна конвеєризація вугілля.

3. Практично постійна довжина лави дозволяє без проблем застосовувати механізовані комплекси.

4. Краща схема провітрювання шахтного поля.

НЕДОЛІКИ:

1. Велика кількість похилих виробок, технологія проведення яких складніша, вартість проведення вища, ніж горизонтальних штреків.

2. Підтримка хідників складніша й дорожча, ніж штреків.

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ обмежується кутом падіння пластів до 10 градусів (при діагональному розташуванні - до 12 градусів). Застосовується при будь-якій газоносності.

У разі притоку води в лаву більше 5 $м^3$/т необхідно лави відпрацьовувати по підняттю як в похилій, так і в бремсберговій частини шахтного поля. Це призводить до «перепробігу» транспорту. При потужності пласта більше 1,5 - 2,0 м відпрацьовування лав по підняттю дозволяється лише за згодою галузевого НДІ. У протилежному випадку за рахунок вивалів кусків вугілля можливий травматизм гірників очисного вибою. У разі наявності води і великої потужності пласта необхідно переходити на панельний спосіб підготовки.

Погоризонтний спосіб є найбільш прогресивним з усіх розглянутих.

## *3.4. Комбінований спосіб підготовки шахтного поля*

На шахтах, як правило, застосовується сполучення вище розглянутих способів підготовки шахтного поля, тобто застосовуються комбіновані способи (рис. 3.4).

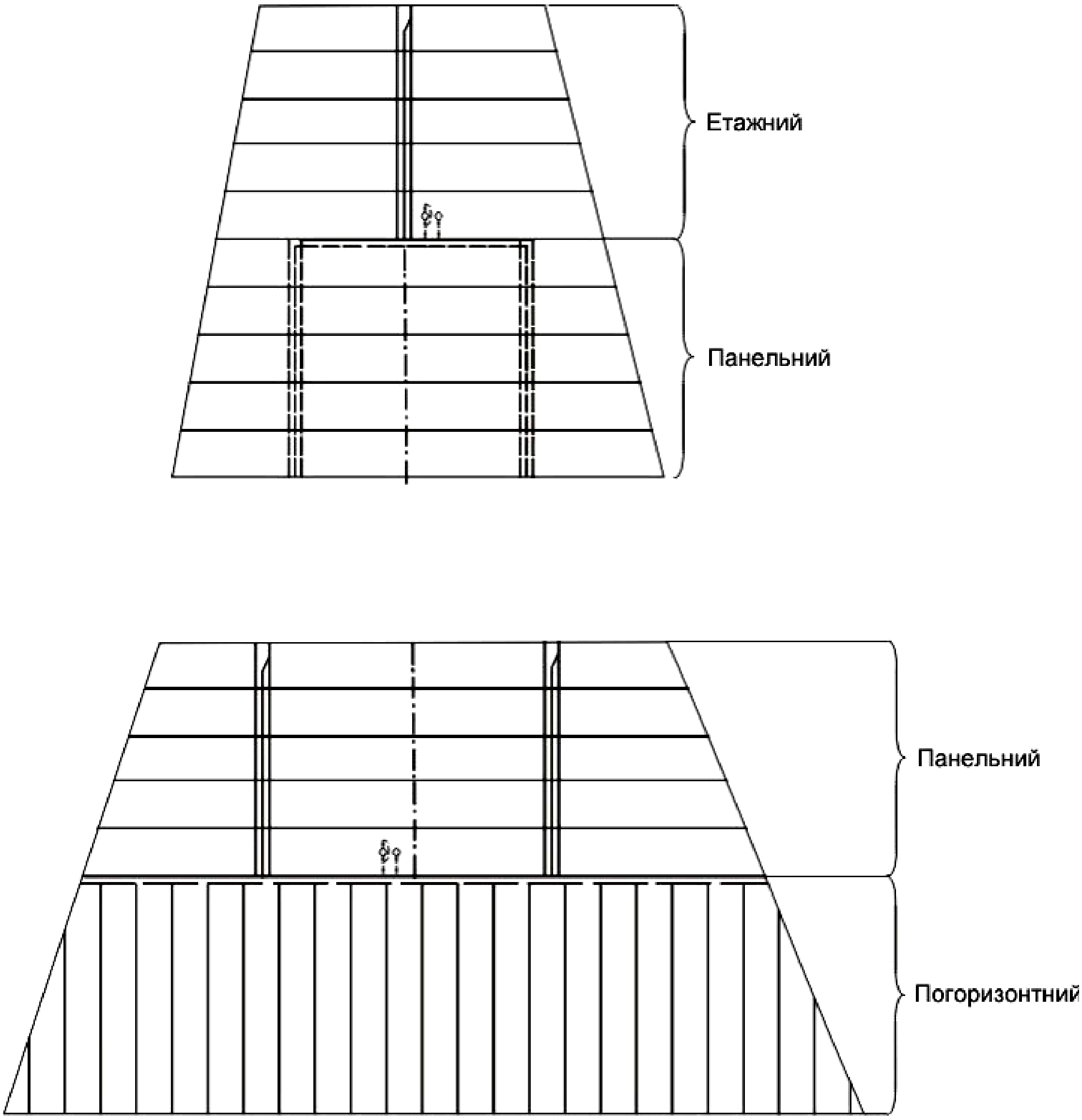



*Рисунок 3.4 – Комбіновані способи підготовки шахтних полів*

При значному збільшенні розмірів шахтного поля за простяганням у бремсберговій частині шахтного поля може бути етажний, а в похилій панельний спосіб підготовки.

У Донбасі зі збільшенням глибини залягання зменшується кут залягання вугільних пластів, тому в бремсберговій частині шахтного поля може застосовуватися етажний чи панельний, а в похилій – погоризонтний спосіб підготовки.

Комбіновані способи підготовки мають переваги і недоліки тих способів, з яких вони складаються.

# *4. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ*

***Система розробки –*** це визначений порядок ведення очисних і підготовчих гірничих робіт, що виконуються у певній послідовності в просторі і в часі, з урахуванням схеми провітрювання виїмкової дільниці.

Існує велика кількість класифікацій систем розробок.

Основними ознаками класифікацій, застосовуваних у Донбасі, є:

1. Напрям руху очисних і підготовчих виробок.
2. Умови підтримки підготовчих виробок, що прилягають до очисного вибою.
3. Взаємний напрям руху очисного вибою і транспорту вугілля.
4. Схема провітрювання виїмкової дільниці.

## *4.1. Суцільна система розробки пологих пластів*

При суцільній системі розробки очисні і підготовчі вибої (лава і штреки) знаходяться в тому самому ярусі чи етажі (для погоризонтного способу підготовки – в одній смузі, в одній виїмковій ділянці). Напрям їхнього руху збігається. Лава і штреки рухаються від похилих виробок до меж панелі чи шахтного поля (для погоризонтного способу підготовки – від магістральних штреків до меж шахтного поля по підняттю чи падінню). Виїмкові штреки охороняються з одного боку у виробленому просторі. Напрям руху лави і транспорту вугілля не збігаються. Схема провітрювання виїмкової дільниці поворотноточна (рис. 4.1).

Для глибоких шахт Донбасу необхідно передбачати відособлене провітрювання лебідкових камер.

Між лавами залишаються цілики вугілля. Штреки повторно не використовуються.

ПЕРЕВАГИ суцільної системи розробки:

1. Малий обсяг підготовчих робіт і витрат на момент здачі лави в експлуатацію.
2. Немає довгих тупикових виробок, і тому немає проблем з їх провітрюванням.

НЕДОЛІКИ:

1. Взаємний вплив очисної і підготовчої виробок (при проведенні БВР у відкаточному штреку продукти вибуху разом з вихідним струменем попадають у лаву. Тому на момент вибуху і провітрювання вибою штреку роботи в лаві необхідно зупиняти, а робітників виводити на свіжий струмінь).
2. Немає дорозвідки пласта.
3. Великі витоки повітря через вироблений простір.
4. Великі витрати на підтримку штреків у виробленому просторі.
5. Взаємний вплив очисних і підготовчих виробок дуже часто робить недоцільним застосування механізованого комплексу в лаві.

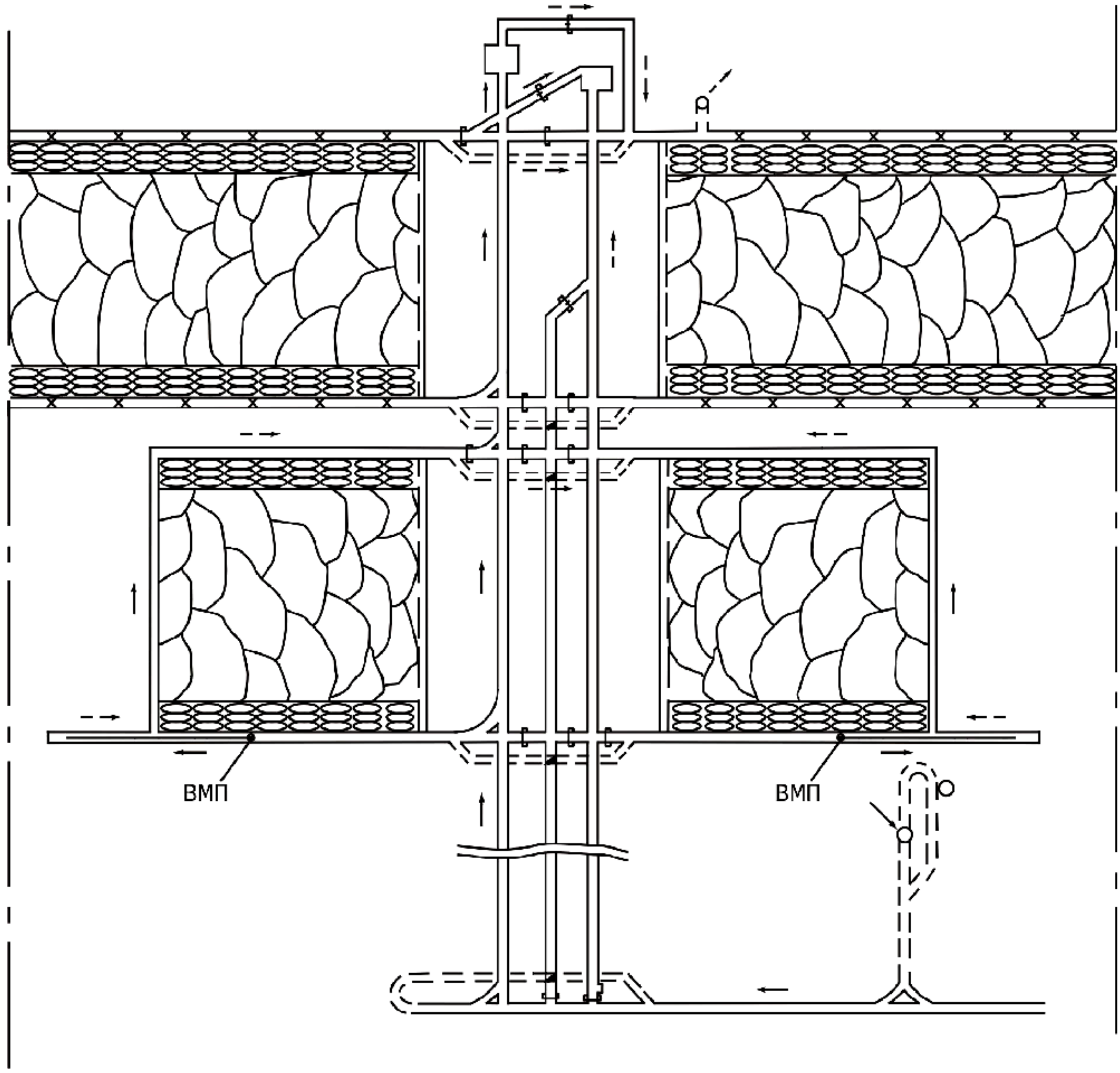



*Рисунок 4.1 – Суцільна система розробки*

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ на пологому падінні. Застосовується при $m < 1{,}2$ м, тобто на дуже тонких і тонких пластах. За будь-якої газоносності, при будь-яких породах, що вміщають, і особливо при слабких, схильних до здіймання породах підошви пласта, при будь-якій глибині розробки. Приблизно 20 % видобутку в Донбасі йде з лав, що відпрацьовуються по суцільній системі розробки. Ця система розробки не рекомендується на пластах, вугілля яких схильне до самозаймання, а також на викидонебезпечних пластах, тому що ускладнене проведення заходів, що запобігають раптовим викидам. У випадку застосування суцільної системи розробки на викидонебезпечних пластах штреки необхідно проводити слідом за лавою. Якщо з технічних умов необхідно мати випереджальний штрек, то згідно з ПБ випередження має бути не меншим, ніж 100 м.

## *4.2. Стовпова система розробки пологих пластів*

Основною ознакою стовпової системи розробки є відділення стовпа підготовчими виробками до початку проведення очисних робіт. Для цього від похилих виробок до меж панелі або шахтного поля (при етажному способі підготовки) проводяться виїмкові штреки. У межі проводиться розрізна піч, в ній монтується устаткування. Відпрацьовування крила етажу або ярусу здійснюється зворотним ходом. Виїмкові штреки погашаються слідом за проходом очисного вибою. Вентиляційний штрек підтримується з одного боку ціликом вугілля, а з іншого – масивом. Відкаточний штрек підтримується з обох боків у масиві вугілля.

Для підготовки нового стовпа проводяться в наступному етажі або ярусі нові виробки. Таким чином, очисні та підготовчі роботи рознесені в просторі та в часі, тобто проводяться в різних частинах шахтного поля. Напрямок транспортування вугілля від лави збігається з напрямком руху очисного вибою – від меж шахтного поля, або панелі до похилих виробок. Схема провітрювання виробок виїмкової дільниці – поворотноточна (рис. 4.2).

При повній конвеєризації вугілля необхідно проводити два головних штрека і два квершлаги.

ПЕРЕВАГИ стовпової системи розробки в порівнянні із суцільною:

1. Очисні і підготовчі роботи рознесені в просторі та в часі. Тому вони не впливають один на одного. Вихідний струмінь повітря з тупикових виробок у лаву не йде.

2. Є дорозвідка пласта. Це збільшує можливість застосування механізованих комплексів в очисному вибої.

3. Навантаження на лаву значно більше, ніж при суцільній системі розробки.

4. Можливе проведення дегазації пласта, а так само противикидних заходів.

5. Відсутні витоки повітря через вироблений простір. Тому покращується провітрювання очисних вибоїв.

6. Витрати на підтримку виїмкових штреків у 1,5-2 рази менше, ніж при суцільній системі розробки.

НЕДОЛІКИ:

1. Необхідно проводити виїмкові штреки на всю довжину крила панелі чи шахтного поля. У зв’язку з цим при великій газоносності складно провітрювати довгі тупикові виробки. Цей недолік можна усунути. Співробітники кафедри рудничної вентиляції ДонНТУ за допомогою спеціальних поліетиленових рукавів, вставлених у вентиляційну трубу, забезпечили провітрювання тупикових виробок довжиною 3,5 км на надкатегорійних шахтах.

2. Час підготовки стовпа і витрати на його підготовку значно більші, ніж при суцільній системі розробки.

3. На пластах зі слабкими породами необхідно проводити підривання порід підошви, а іноді ї перекріплення окремих ділянок виробок ще до початку відпрацьовування лави.

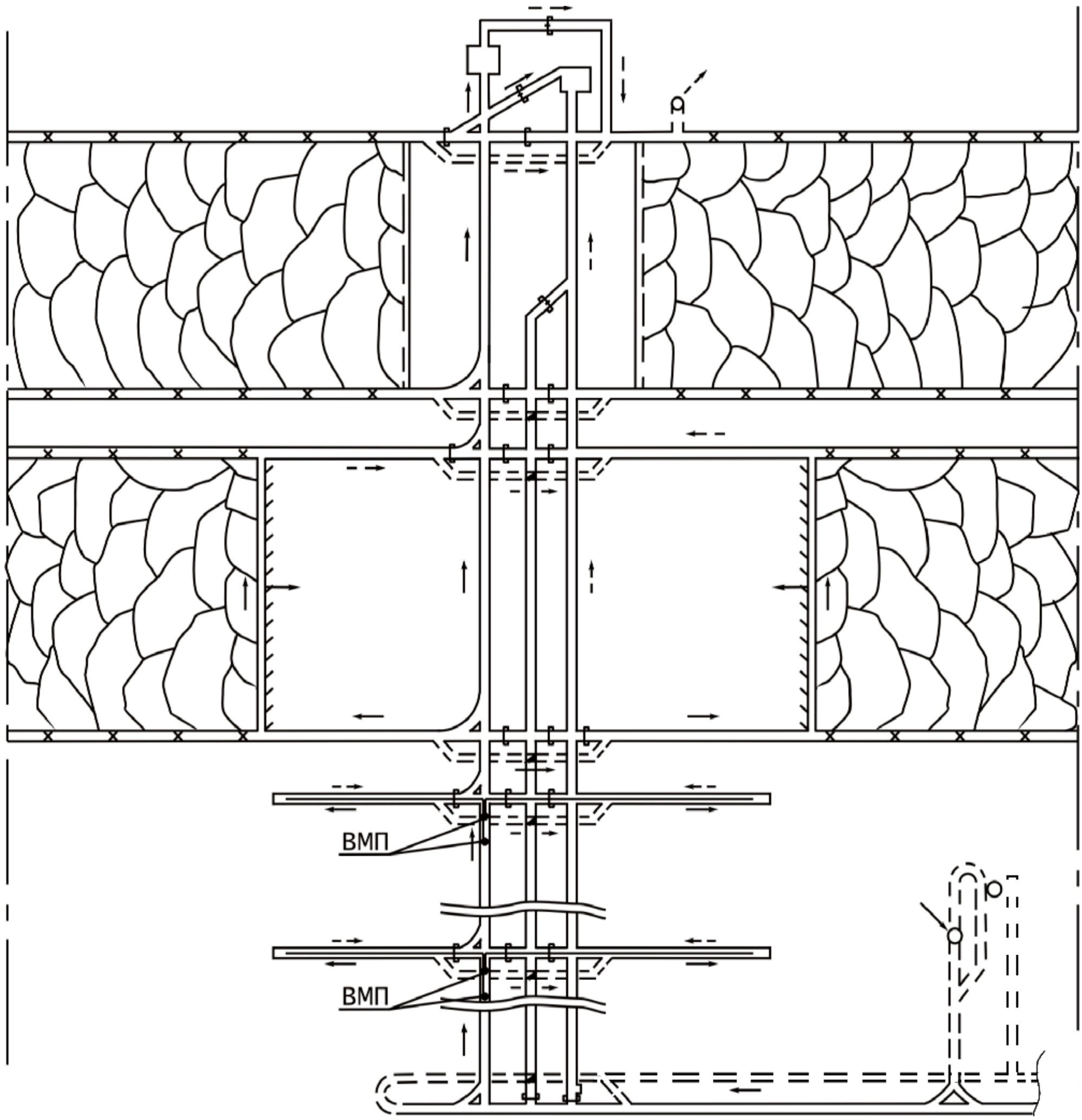



*Рисунок 4.2 – Стовпова система розробки*

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ стовпової системи розробки на пологому падінні.

Застосовується на пластах потужністю $m > 1$ м, а при застосуванні високопродуктивних прохідницьких комбайнів для проведення виїмкових штреків – при $m > 0{,}8$ м, при будь-якій газоносності, при породах не нижче від середньої стійкості, на пластах схильних до самозаймання, на викидонебезпечних пластах, за будь-якої глибини розробки.

### *4.3. Комбінована система розробки пологих пластів “парні штреки“*

Дуже часто застосовуються комбіновані системи розробки, що включають у себе елементи суцільної і стовпової систем розробки. На великих глибинах з метою найшвидшого введення лави в експлуатацію, а так само зменшення витрат на підготовку стовпів і підтримку гірничих виробок часто застосовується система розробки «парні штреки».

Суть її полягає в тому, що непарні яруси або етажі відпрацьовуються по суцільній системі розробки, а парні по стовповій (рис. 4.3).

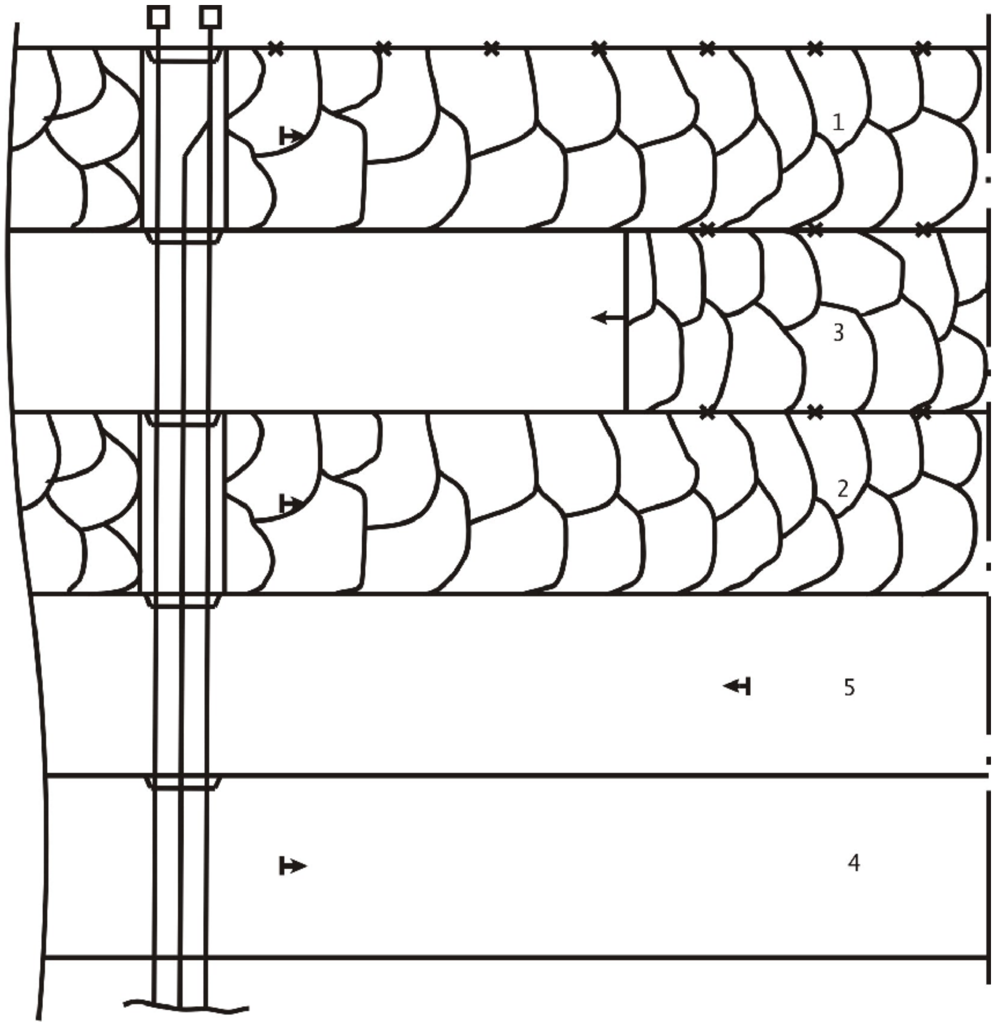



*Рисунок 4.3 – Система розробки «парні штреки»*

Цифрами зазначено черговість відпрацьовування ярусів або етажів.

ПЕРЕВАГИ:

1. Швидке введення лави в експлуатацію;

2. Відсутні проблеми із провітрюванням тупикових виробок;
3. Частина виїмкових полів відпрацьовується по стовповій системі розробки.

НЕДОЛІКИ:

1. Час підтримки штреків зростає, отже, зростають і витрати на їх підтримку.
2. Непарним ярусам притаманні всі недоліки суцільної системи розробки.

СФЕРА ЗАСТОСУВАННЯ. При m до 1÷1,2м, на пологих пластах, при породах не нижче від середньої стійкості, за будь-якої глибини розробки і газоносності.

Техніко-економічні показники системи розробки «парні штреки» кращі, ніж у суцільній, але гірші, ніж у стовповій.

На газових шахтах з метою підвищення навантаження на лаву за газовим фактором дуже часто застосовуються комбіновані системи розробки з прямоточною схемою провітрювання виїмкових дільниць.

### *4.4. Комбінована система розробки з перевагою ознак суцільної системи розробки і підсвіжуванням вихідного струменя повітря (рис. 4.4)*

Лава рухається від похилих виробок до межі панелі або шахтного поля. Штрек повторно використовується.

Згідно з ПБ концентрація метану в лаві біля виїмкової машини допускається не більше 2%, на вихідній з лави – не більше 1%, на вихідній крила не більше 0,75%. Таким чином, при зворотноточній схемі провітрювання виїмкової дільниці концентрація метану в лаві не має перевищувати 1%, а при прямоточній з підсвіжуванням вихідного струменя повітря – 2% (тому що підсвіжувальний струмінь, який подається по верхньому штреку, розріджує концентрацію метану до 1%). Тому за інших рівних умов навантаження на лаву за газовим фактором при прямоточній схемі провітрювання з підсвіжуванням вихідного струменя в порівнянні зі зворотноточною збільшується у два рази. Недоліки, переваги та сфера застосування залишаються такими, як і при суцільній системі розробки.

Флангова вентиляційна виробка буде проводитися зверху вниз з відпрацьовуванням ярусів або етажів. Або вона може проводиться відразу на всю висоту панелі (виїмкового ступеня). На ній встановлюється підйомна машина. Відкаточний штрек може проводитися слідом за лавою (праве крило панелі) або з випередженням лави (ліве крило панелі).

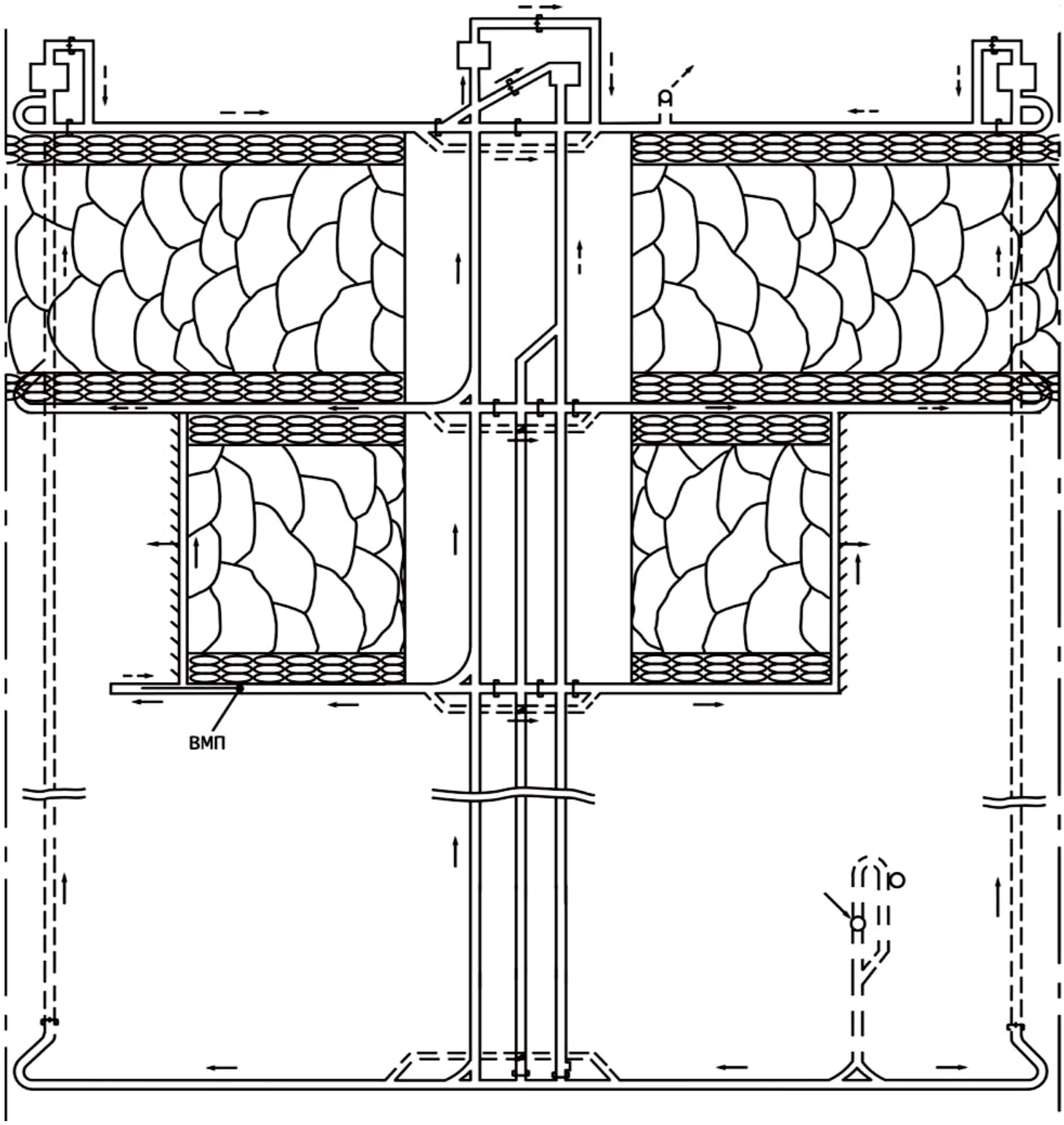



*Рисунок 4.4 – Комбінована система розробки з перевагою ознак суцільної системи розробки*

### ***4.5. Комбінована система розробки з перевагою ознак стовпової системи розробки з прямоточною схемою провітрювання і підсвіжуванням вихідного струменя повітря (рис. 4.5)***

Лава рухається від меж панелі або шахтного поля до похилих виробок. Штрек повторно використовується.

На правому крилі показана спадна схема провітрювання лави, а на протилежному – висхідна. У лаву надходить метан із вугільного пласта, а з виробленого простору йде на вихідний струмінь. Залежно від співвідношення цих чинників навантаження на лаву за даної системи розробки в порівнянні зі стовповою системою зі зворотноточною схемою провітрювання зростає в 1,5-2,5 рази. Для застосування висхідної схеми провітрювання лави немає жодних обмежень, але при цьому необхідно підтримувати вентиляційний штрек (колишній відкаточний) із двох боків у виробленому просторі. Деформації кріплення при цьому великі, а так само і витрати на підтримку штрека зростуть.

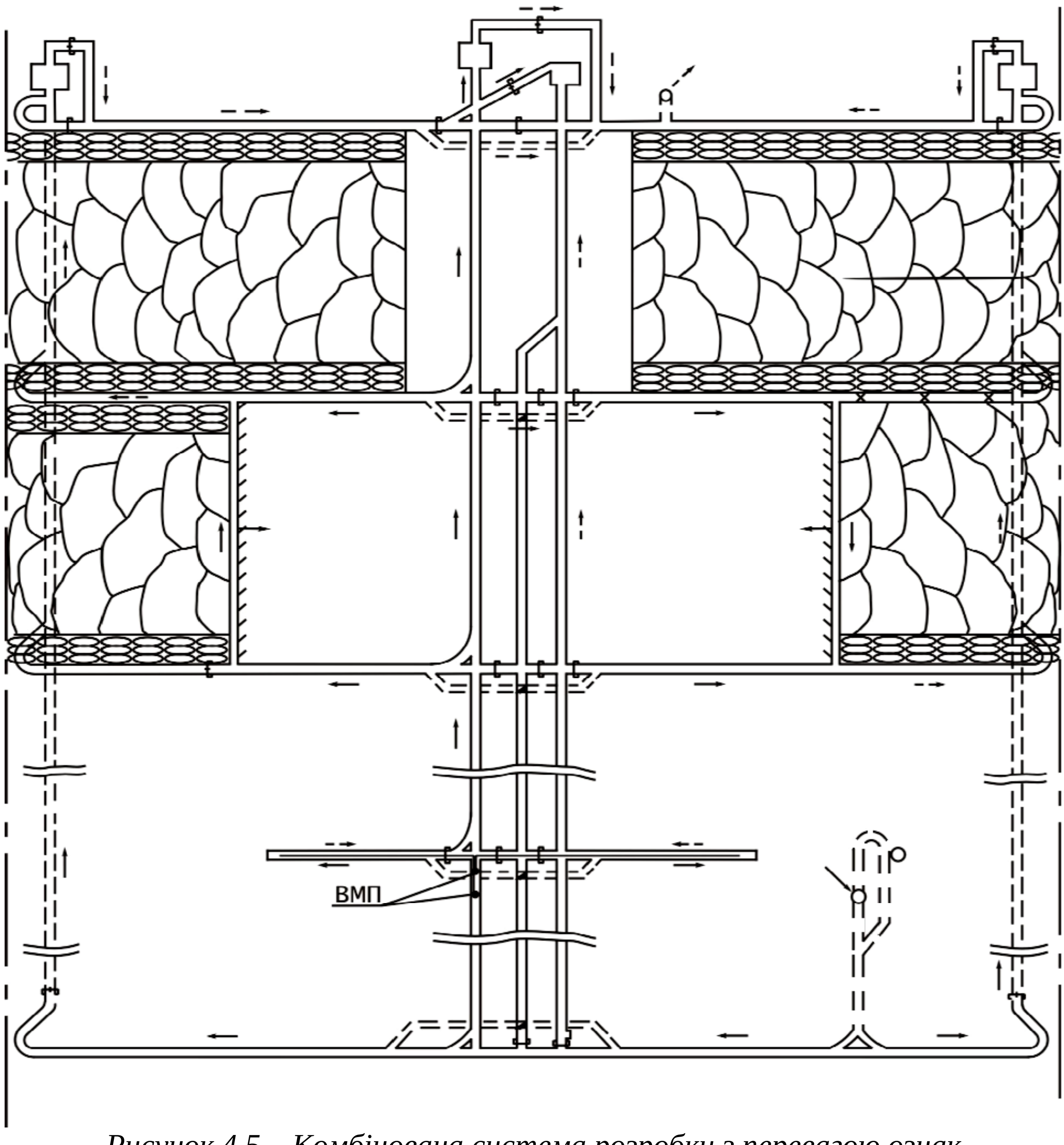



*Рисунок 4.5 – Комбінована система розробки з перевагою ознак стовпової системи розробки*

Якщо неможливо використати вдруге відкаточний штрек його погашають, а з флангової виробки проводять присічний вентиляційний штрек для нижньої лави. При цьому витрати на підтримку штреків зменшуються, але зростають витрати на їх проведення.

Варіант системи розробки, зображений на правому крилі, кращій, ніж на лівому, тому що колишній відкаточний штрек, використовуваний як вентиляційний для нижньої лави, за лавою погашається. Тому витрати на проведення і підтримку штреків менші, ніж на лівому крилі. Однак згідно з ПБ спадна схема провітрювання лави на газових шахтах дозволяється при куті падіння пласта до 10 градусів. При куті падіння більше 10 градусів вона дозволяється при виконанні таких умов:

1. До лави свіжий струмінь повітря підводиться двома виробками.

2. Швидкість руху повітря по лаві не менше 1 м/с (щоб не було розшарування газоповітряного струменя, скупчення метану під покрівлею пласта і підвищення його концентрації до вибухонебезпечної).

3. Подальший рух вихідного струменя повітря відбувається горизонтальними виробками, або підняттєвими виробками, (дозволяється рух вихідного струменя повітря вниз при куті похилу виробки не більше 10 градусів, а при більшому куті похилу – тільки в тому випадку, коли довжина збійки не перевищує 30м. Причини ті ж, що й у п. 2).

На пластах, безпечних по раптових викидах вугілля та газу, допускається спадний рух вентиляційного струменя вихідного з очисного вибою по виробках з кутом похилу більш $10^0$ при дотриманні умов, викладених у пункті 2.

Кріплення виробок має бути неспалимим (забороняється застосування дерев’яних поміжрамних розстрілів і затягувань).

По шляху руху вихідного струменя не має бути електроустаткування (дозволяється установка електроустаткування на вихідному струмені повітря при концентрації метану не більше 0,5% і відповідному налаштуванні апаратури автоматичного контролю метану).

Ця система розробки є більш кращою для глибоких шахт Донбасу.

### *4.6. Системи розробки і загальні зведення про технологію виїмки вугілля на крутоспадних пластах*

На крутому падінні система розробки розглядається в межах виїмкового поля, тобто між проміжними квершлагами. Порядок відпрацьовування крила етажа прямий – від головного етажного квершлагу до меж шахтного поля. При роботі на задні проміжні квершлаги має місце суцільна, а при роботі на передні проміжні квершлаги – стовпова система розробки. У тому випадку, коли на вентиляційному горизонті відпрацьовують запаси на задній квершлаг, а на відкаточному – на передній, чи навпаки, має місце комбінована система розробки.

### *4.6.1. Суцільна система розробки*

Розглянемо стелеуступну форму вибою при вийманні вугілля відбійними молотками. Як зазначено вище, лава відпрацьовується на задні проміжні квершлаги (рис. 4.6). При відпрацьовуванні одиночних пластів пластові відкаточний та вентиляційний штреки підтримуються на всю довжину крила шахтного поля, яка дорівнює 2÷2,5км.

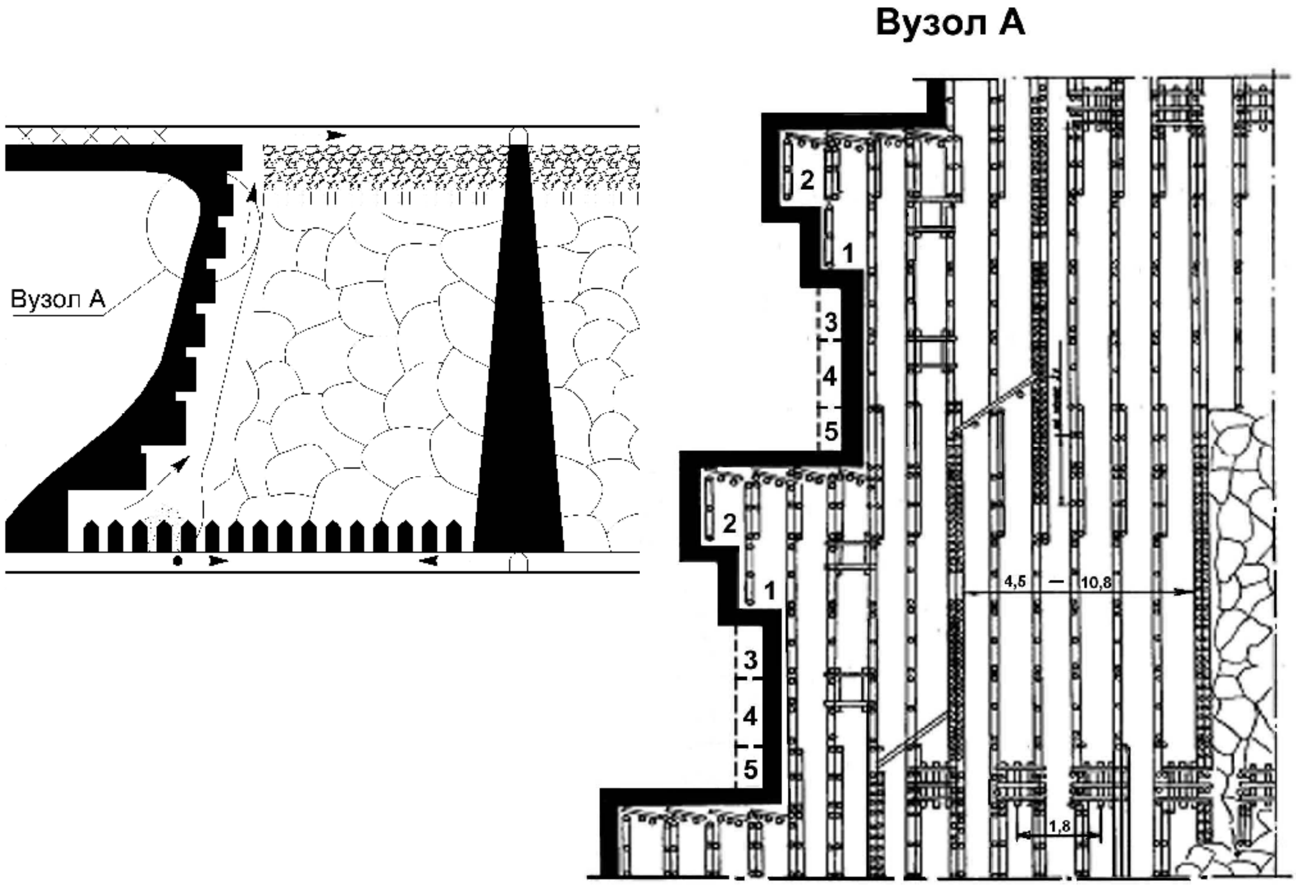



*Рисунок 4.6 – Суцільна система розробки крутоспадного пласта*

Відкаточний штрек може охоронятися вугільними циликами або штучними спорудами. Розглянемо в даному випадку охорону вугільними циликами. Розміри вугільних циликів по падінню залежно від потужності пласта і міцності вугілля приймаються в межах 6 – 14 м. По простяганню ширина цилика приймається 4,5 або 5,4 м.

Як правило, вентиляційний штрек проводиться по обваленим породам (крім першого етажа), тобто по колишньому відкаточному штреку.

Охорона вентиляційних штреків циликами вугілля допускається при наявності слабких вміщуючих порід. При цьому їхні розміри по падінню приймаються від 8 до 14 м.

Найчастіше вентиляційний штрек охороняється бутовою смугою, збудованою з породи, одержаної від проведення вентиляційного штреку. Її довжина приймається такою, щоб уся порода від проведення вмістилася в бутову смугу, і складала 10 – 30 м. Бутова смуга утримується одним чи двома рядами кострів з дерева.

При групуванні пластів з метою зменшення витрат на проведення та підтримку виїмкових пластових штреків на всю довжину крила підтримують лише групові штреки. Найчастіше вони проводяться польовими або по пласту малої потужності з міцними породами.

Тоді пластові виїмкові штреки підтримуються тільки між проміжними квершлагами. Чим складніші гірничо-геологічні умови, тим менша відстань між проміжними квершлагами. Вона коливається в межах 100÷450м.

Технологія робіт у «молотковій» лаві є такою (див. рис.4.6 вузол а).

У кожному уступі працює один забійник. За зміну він виймає смужку вугілля шириною 0,9 м на усю висоту уступу і здійснює його кріплення. На початок зміни ніша безпеки готова. Після зняття смужки вниз на 2 м працівник установлює комплект кріплення, що складається з двометрового розпилу і трьох дерев'яних стояків. При слабких породах підошви пласта розпил укладається також і на підошву пласта. Після цього робить виймання ніші безпеки на 0,9 м, кріпить її і продовжує зняття смужки вугілля по падінню. Після зняття кожних двох метрів установлює комплект кріплення.

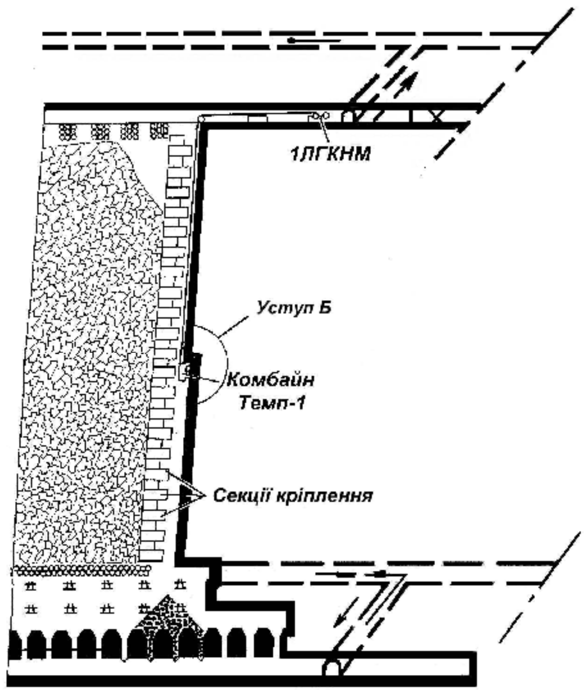
Матеріал кріплення (дерев'яні стояки, розпили і затягування) доставляються в лаву і розкладаються вздовж неї в необхідній кількості в ремонтну зміну.

Переваги, недоліки та сфера застосування суцільної системи розробки на крутих пластах за винятком кута падіння, аналогічні суцільній системі розробки пологих пластів.

### *4.6.2. Стовпова система розробки*

При стовповій системі розробки відпрацьовування лави ведеться на передні проміжні квершлаги. За аналогією з пологим падінням застосування цієї системи розробки дозволяє використовувати в лаві виїмкові комбайни з індивідуальним чи механізованим кріпленням. У порівнянні з вийманням вугілля відбійними молотками видобуток з лави і продуктивність праці робітників при цьому різко зростають. Охорона відкаточного штреку також, як і при суцільній системі розробки, може здійснюватися вугільними чи штучними ціликами (на рисунку зображені штучні цілики). За даними ДонВУГі, штучні цілики можуть застосовуватися приблизно на 70% шахтопластів центрального району Донбасу (ЦРД). Охорона вентиляційного штреку здійснюється бутовою смугою або сполученням вугільних ціликів з бутовою смугою. Відстань між проміжними квершлагами така, як при суцільній системі розробки (рис. 4.7).

Машинна частина лави і магазинний уступ розділяються рядами дерев'яних кострів. Вони охороняють залишені вугільні чи штучні цілики від руйнування породою, яка обрушилася зверху. Розміри магазинного уступу, як і при суцільній системі розробки, обираються з таким розрахунком, щоб у ньому містилося все вугілля зі смуги, що знімається по всій довжині лави.



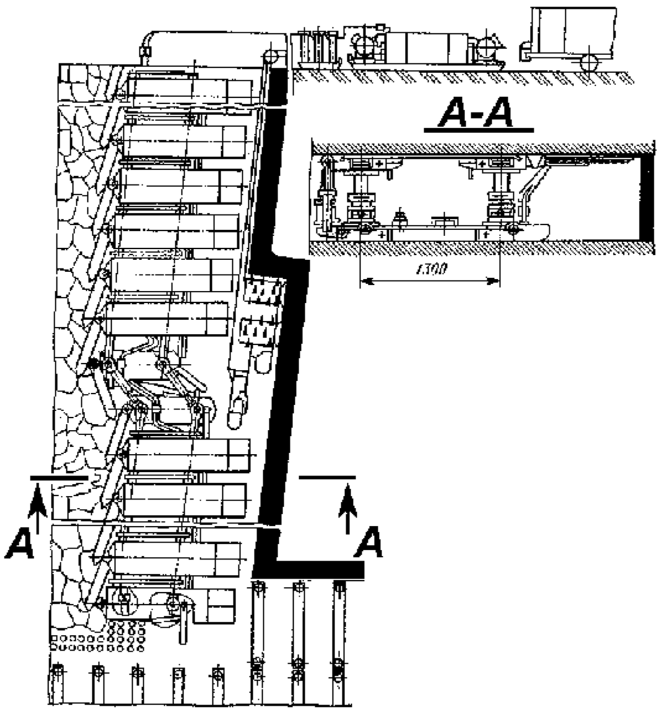




*Рисунок 4.7 – Стовпова система розробки крутоспадного пласта*

Щоб уникнути «підсипання лави» відстань між укосом насипаного вугілля і виступом вугілля в масиві має бути не менше 1м. Технологія виїмки вугілля в лаві із застосуванням очисних комбайнів така.

Виїмкові комбайнами типу «УКР-1», «Пошук»» чи «Малиш», працюють за односторонньою схемою знизу нагору. Уздовж лави вони пересуваються робочим і запобіжним канатами по підошві пласта. Тягова лебідка типу ЛГКН або ЛП встановлюється на вентиляційному штреку. Канати перекидаються через шківи кран-балки. Після зняття смужки вугілля по всій довжині лави і переносу шківів кран-балки на величину захоплення, яка дорівнює 0,9м, комбайн опускається вниз і шнеками заводиться в магазинний уступ.

У випадку застосування в лаві індивідуального кріплення після спуску комбайна вниз робітники через 10-12 м роблять перекриття та закріплюють свою ділянку лави знизу нагору. Лава підготовлена до наступного циклу. Комплекти кріплення такі ж, як і при суцільній системі розробки. При застосуванні в лаві механізованого кріплення, наприклад, «КГУ» або «Дніпро», пересування секцій кріплення здійснюється одразу ж за вийманням вугілля комбайном.

Відбите вугілля самопливом рухається по підошві пласта вниз і збирається в магазинному уступі. Далі через навантажувальні бункери завантажується у вагонетки. Після цього вугілля транспортується по пластовому відкаточному штреку на передній проміжний квершлаг, далі по польовому груповому відкаточному штреку до головного відкаточного квершлагу, а далі — до скіпового ствола.

Оскільки пластові штреки підтримуються в масиві вугілля, то витрати на їх підтримку значно менші, ніж при суцільній системі розробки.

Переваги, недоліки та сфера застосування, за винятком кута падіння, аналогічні стовповій системі розробки на пологому падінні.

Стовпова система розробки більш прогресивна, ніж суцільна.

# 5. ТЕХНОЛОГІЯ ВИЙМАННЯ ВУГІЛЛЯ

Спрощено класифікацію технології виїмки вугілля можна представити в такому вигляді (рис. 5.1):

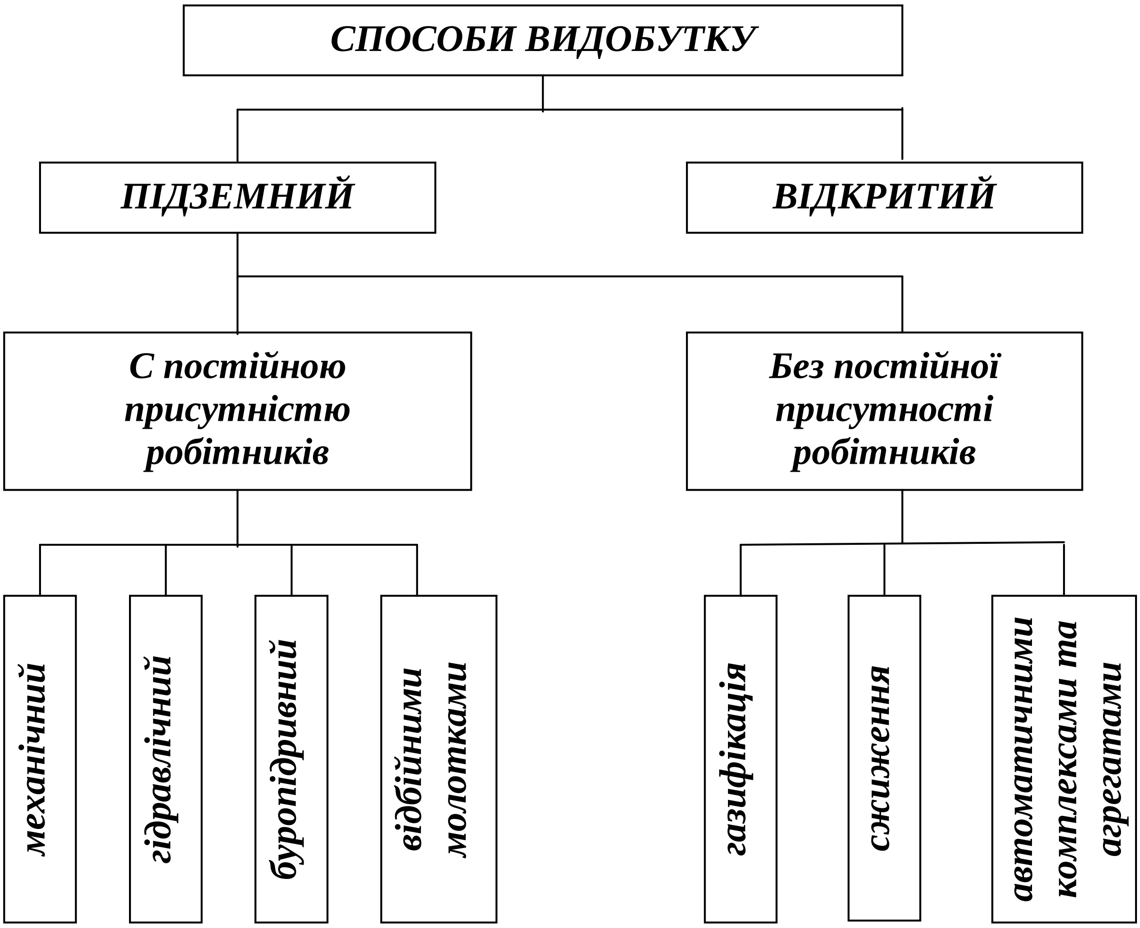



*Рисунок 5.1 – Класифікація технології виїмки вугілля*

Розглянемо коротко основні способи видобутку вугілля.

## *5.1. Відкритий спосіб видобутку вугілля*

Відкритим способом в Україні видобувають буре вугілля (Дніпровський буровугільний басейн). На великих розрізах в Росії застосовуються потужні багатоковшеві екскаватори з вильотом стріли до 60-100 м і ємкістю ковша до 8м$^3$. Стрічкові конвеєри транспортувально-відвальних мостів мають довжину до 200м. Продуктивність праці робітника на розрізах у порівнянні із шахтою в 10-15 разів вища, а собівартість вугілля менше в 3-5 разів. Така невідповідність пов'язана з дуже високою вартістю устаткування, яке використовується на розрізах, та великою витратою електроенергії.

Перспективи видобутку вугілля відкритим способом в Україні обмежені. Різні будівельні матеріали, доломітний вапняк, залізна руда, поліметалеві руди видобуваються в Україні відкритим способом.

### *5.2. Гідровидобуток*

В Україні поблизу м. Красноармійська працював один з найбільших у Радянському Союзі гідрорудник «Піонер». Видобуток вугілля здійснювався за допомогою гідромоніторів та, в експериментальному порядку, гідрогармат. Вугілля на збірні штреки, проведені під похилом, змивалося струменем води. По збірних штреках цим же струменем води по жолобах вугілля транспортувалося до пульпозбірників. Потім насосами воно перекачувалося в зумпф головного ствола. По ньому ерліфтною установкою видавалось на поверхню. На поверхні відбувалися зневоднювання вугілля та відправка його споживачам. Застосовувалася система розробки довгими стовпами по простяганню з вийманням вугілля заходками по падінню. Продуктивність праці в 1,5-2,5 рази вища, ніж на традиційних шахтах, а собівартість 1 т добутого вугілля 2-3 рази нижча. Однак через професійні хвороби підземних робітників, пов'язаних із 100 % відносною вологістю шахтного повітря; труднощі підтримки виїмкових виробок через різке зниження міцності порід під впливом вологи, велику спрацьованість труб ерліфта; дуже велику витрату води; а також великих втрат вугілля гідрорудник поступово переводиться на суху технологію видобутку вугілля, тобто перетворюється у звичайну шахту.

### *5.3. Підземна газифікація*

Ідея підземної газифікації вугілля висловлена професором Д. І. Менделєєвим у 1888 р. Суть її полягає у спалюванні у пласті вугілля та видаванні на поверхню генераторного газу, що складається з продуктів неповного окислювання (згоряння) вуглецю, азоту, водного пару, кисню, водню і т. д. Перед Другою Світовою війною в Радянському Союзі було збудовано дві станції, одна з яких в Україні. Зараз перспективи підземної газифікації дуже малі, тому що теплотворна здатність газу набагато нижча, ніж природних газів, вартість вища, а процес горіння практично некерований. За даними ДонВУГі, процесом горіння можна керувати при потужності пласта, що спалюється, більше 1-1,2 м. Але такі пласти успішно розробляються за традиційною технологією.

### *5.4. Механізований спосіб виймання без постійної присутності робітників у лаві*

Зазначений спосіб базується на застосуванні механізованих автоматизованих комплексів і агрегатів, керованих дистанційно або автоматикою. Механізовані комплекси КМ-87, «Донбас-А», були виготовлені і випробувані більше 30 років тому. Вони засвідчили свою працездатність.

На сьогоднішній день засоби автоматизації коштують у кілька разів більше, ніж механізований комплекс. З урахуванням світового досвіду при серійному виробництві застосування автоматизованих комплексів і агрегатів є перспективним для України.

## *5.5. Підземний механізований спосіб видобутку вугілля з постійною присутністю робітників в очисному вибою*

Практично повсюдно застосовується підземний механізований спосіб видобутку вугілля з постійною присутністю робітників у лаві. Ця технологія містить у собі такі процеси: виїмку (видобувною машиною) і навантаження вугілля на (транспортний засіб) конвеєр, транспортування вугілля вздовж вибою, кріплення і керування покрівлею, кінцеві операції. Крім цього для безперебійної роботи лави необхідно забезпечити нормальне провітрювання виробок видобувної дільниці, доставку кріпильного та інших матеріалів, підтримку виїмкових виробок в експлуатаційному стані.

Виймання вугілля може здійснюватися виїмковими засобами: комбайнами, стругами, скреперостругами, бурошнековим устаткуванням та відбійними молотками.

Комбайни бувають широкозахватні з розміром захоплення більше 1 м, такі як «Кіровець», «КЦТГ». Розмір захоплення яких дорівнює 1,6; 1,8 або 2,0 м. Ці комбайни рухаються по підошві пласта за допомогою тягового каната або ланцюга (рис. 5.2). Працюють вони за однобічною схемою знизу нагору. Слідом за просуванням комбайна здійснюється кріплення безпосередньої покрівлі в лаві металевими або дерев'яними стояками під верхняки (розпили).

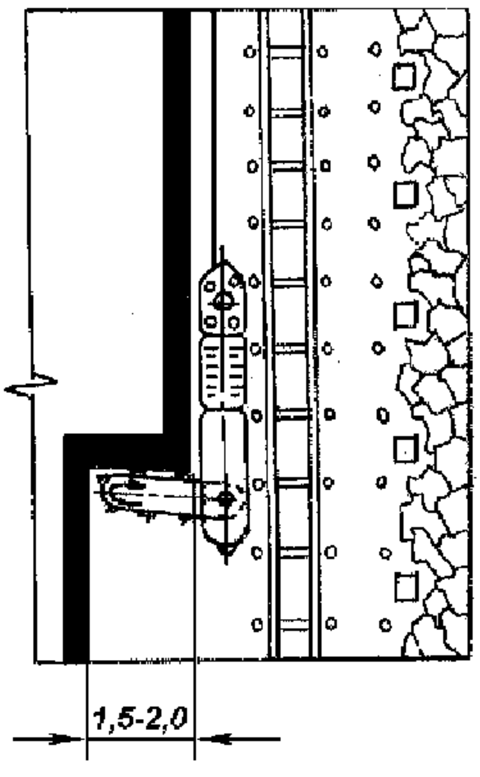



*Рисунок 5.2 – Схема розташування широкозахватного комбайна в лаві*

Зверху вниз комбайн пересувається в транспортному положенні.

Вузькозахватні комбайни випускаються з величиною захоплення 0,5; 0,63 та 0,8 м. Комбайни бувають з розташуванням шнеків з одного боку, наприклад, 1К-101У, 2К-52 і з розташуванням шнеків по краях комбайна, наприклад ГШ-68, ряд РКУ. В останніх обидва шнеки регулюються за потужністю пласта. Комбайни, крім шнекового, можуть мати барабанний виконавчий орган, наприклад, КА-80, КА-90. Усі ці комбайни пересуваються вздовж вибою по рамі конвеєра за допомогою тягового ланцюга (рис. 5.3) або безланцюгової системи подачі.

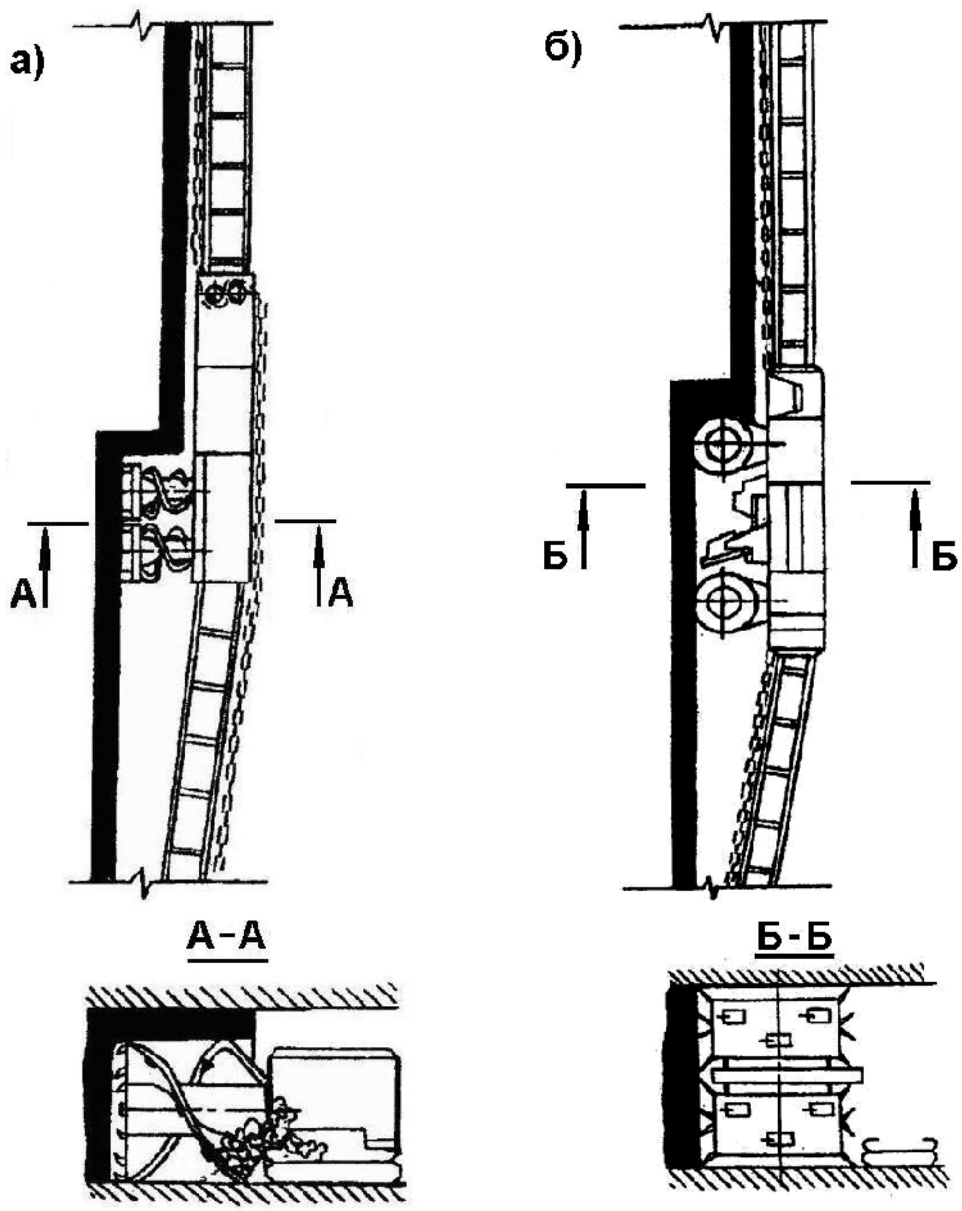



*Рисунок 5.3 – Схема розташування вузькозахватного комбайна в очисному вибої: а – 1К-101У; б – КА-90*

Традиційний комбайн, наприклад, 1К-101У, 2К-52, ГШ-68, РКУ має три складові частини:

1. Електродвигун.
2. Частина, що ріже.
3. Частина, що подає.

Останні десятиріччя серійно випускаються комбайни з винесеною частиною, що подає, (ВСП), наприклад, КА-80, КА-90, К-103. Частина комбайна, що подає, розташована на приводних частинах конвеєра.

За рахунок цього довжина комбайна скорочується. Так, довжина комбайна РКУ складає більш 10 м, а КА-80, КА-90 та К-103 близько 5м. Це дозволяє при розташуванні приводних голівок конвеєрів у лаві скоротити довжину ніш. У комплексно-механізованій лаві трудомісткість виймання вугілля в нішах та їхнього кріплення досягає 40% загальної трудомісткості всіх робіт у лаві. При винесенні приводних голівок конвеєра на виїмкові виробки можна взагалі не проводити ніші.

Усі сучасні комбайни дозволяють здійснювати самозарубку косими заїздами, а деякі з них – фронтальну самозарубку, а також працювати за човниковою схемою, тобто проводити виїмку вугілля у двох напрямах.

Струг – металева конструкція, що переміщується вздовж лави тяговим ланцюгом. Товщина стружки, що знімається, залежно від опірності вугілля різанню коливається від 1 до 12 см. Підстава струга складається з трьох частин, і розташовується під конвеєром. Струг притискається разом з конвеєром до вугільного вибою гідродомкратами. Вугілля на конвеєр навантажується корпусом струга. Бувають статичні і динамічні струги. Струг працює за човниковою схемою в сполученні з індивідуальним або механізованим кріпленням (рис. 5.4).

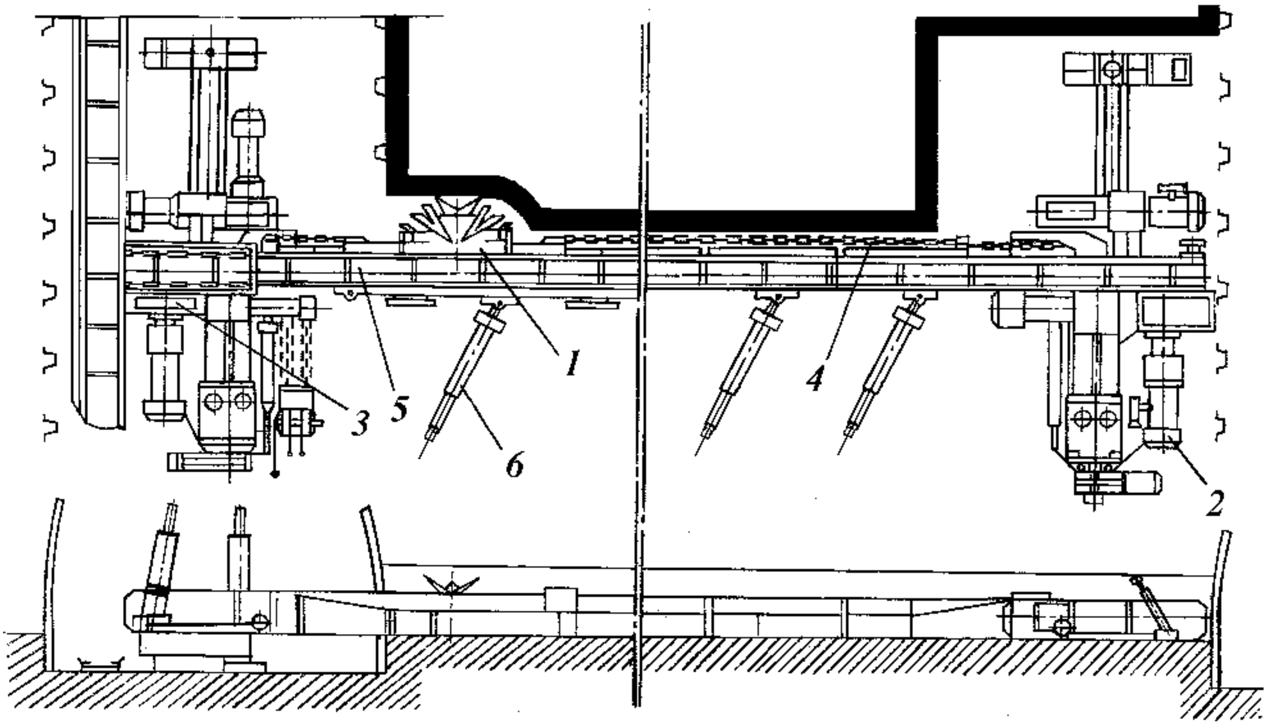



*Рисунок 5.4 – Схема струга*

Бурошнекове виймання. При вийманні раніше залишених ціликів або вугілля некондиційних за потужністю запасів застосовується вибурювання вугільного пласта буровим устаткуванням. Виймання вугілля в нескладних гірничо-геологічних умовах за допомогою цього обладнання проводити недоцільно, тому що втрати вугілля складають 40-60% (рис. 5.5).

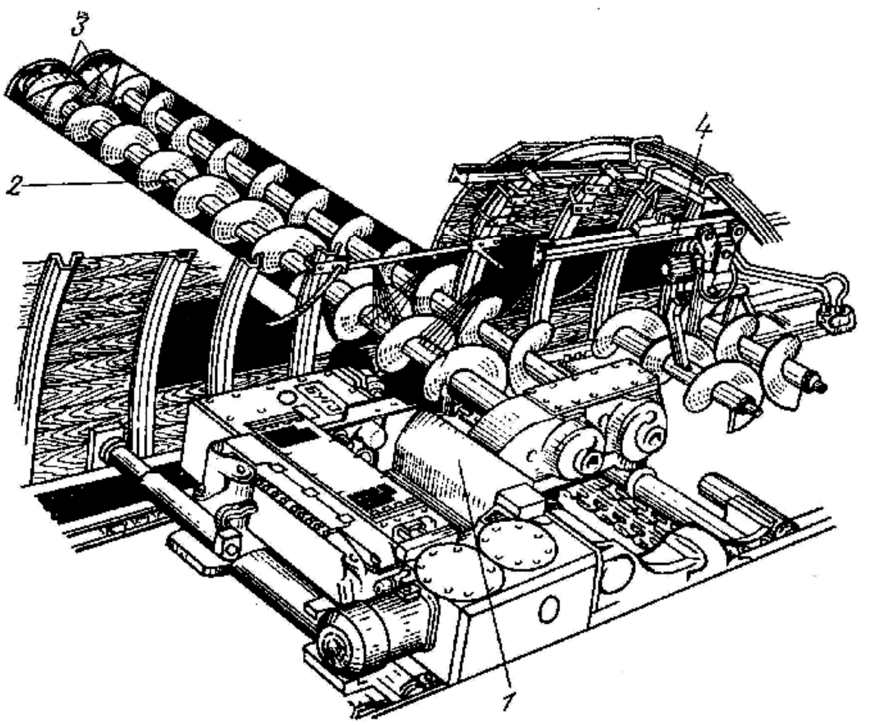



*Рисунок 5.5 – Бурошнекове виймання: 1 - бурошнекова машина; 2 – шнековий секційний постав; 3 – бурові коронки; 4 – монорейка пристрою для нарощування і складування секцій шнекового поставу (підвішується до верхньої частини кріплення та використовується для переміщення підйомника).*

**Скрепероструг (рис. 5.6)** являє собою складену шухляду, що сколює тонку стружку вугілля, завантажує його в себе і транспортує на відкаточний штрек. Застосовується він на м’якому вугіллі з потужністю пласта від 0,4 м і вище (шахта «Холодна балка» м. Макіївка). Ученими ДонНТУ розроблено і реалізовано технологію кріплення і керування покрівлею в лаві шляхом дистанційного зведення бутових смуг за допомогою приставки, закріпленої на скреперострузі із завальної сторони. У цьому випадку має місце виїмка вугілля без постійної присутності робітників в очисному вибої.

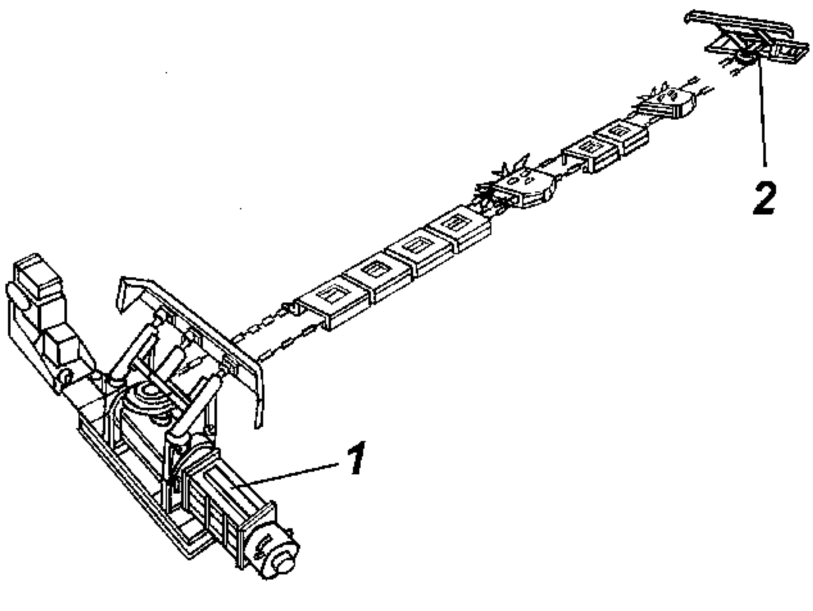
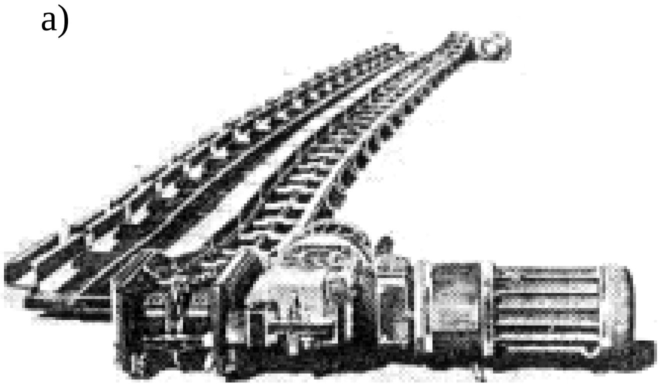



Рисунок 5.6 – Схема скрепероструга

### Транспортування вугілля вздовж вибою

Раніше на дуже тонких пластах разом із врубовими машинами та широкозахватними комбайнами застосовувалися розбірні конвеєри типу СР і консольні конвеєри типу СК. Сьогодні вони застосовуються дуже рідко. З вузькозахватними комбайнами, стругами як з механізованим, так і з індивідуальним кріпленням застосовуються пересувні конвеєри типу СП (рис. 5.7).

а)



б)

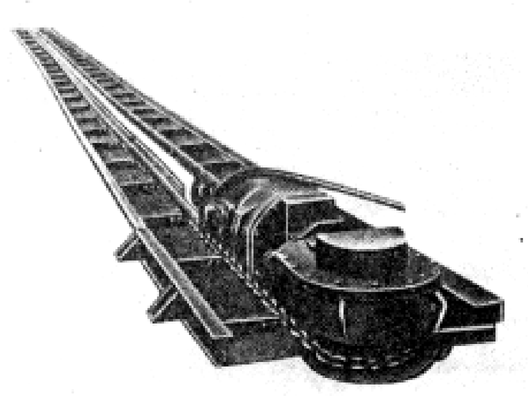


*Рисунок 5.7 – Схема конвеєрів: а - типу СП; б – типу СК*

При застосуванні в лаві механізованого кріплення на конвеєрі влаштовуються спеціальні навантажувальні лемеші, що при пересуванні конвеєра завантажують вугілля, що залишилося між конвеєром та вугільним вибоєм. Конвеєр складається з лінійних секцій (риштаків), приводної та обвідної голівок. При довжині лави 170 м і більше на конвеєрі встановлюються дві приводні голівки.

### Кріплення привибійного простору, керування покрівлею

Для забезпечення безпечних умов роботи ГРОЗ у лаві здійснюється кріплення привибійного простору механізованим або індивідуальним привибійним кріпленням.

Сьогодні широко застосовується механізоване кріплення, що дозволяє механізувати процес кріплення, керування покрівлею в лаві, пересування самого кріплення та привибійного конвеєра. Кріплення розрізняють підтримувального та захисного типу, а також їх похідні. Секція кріплення складається з підстави, перекриття, гідравлічних стояків, що підтримують перекриття, огородження, домкратів пересування кріплення та конвеєра (рис. 5.8).

Індивідуальне привибійне кріплення являє собою дерев’яні стояки з дерев’яними розпилами (широко застосовується на крутому падінні і рідко на пологом), металеві стояки з металевими верхняками різної конструкції. На дуже тонких пластах застосовуються куткові, трубчасті, а на пластах тонких і середньої потужності – стояки тертя і гідравлічні стояки. Куткові, трубчасті та стояки тертя відносяться до стояків опору, що зростає. Стояки бувають такі (рис. 5.9):

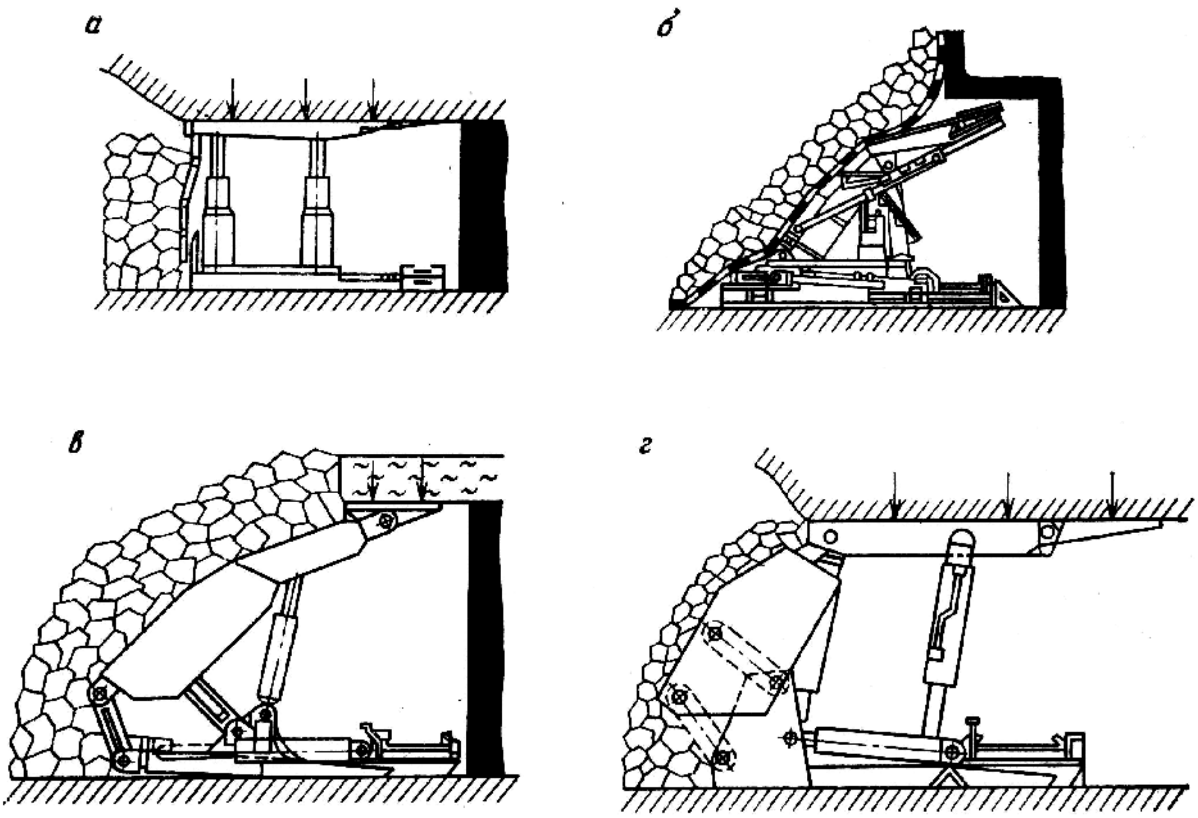



*Рисунок 5.8 – Типи механізованого кріплення: а – підтримувальна; б – захисна; в – захисно-підтримувальна; г – підтримувально-захисна.*

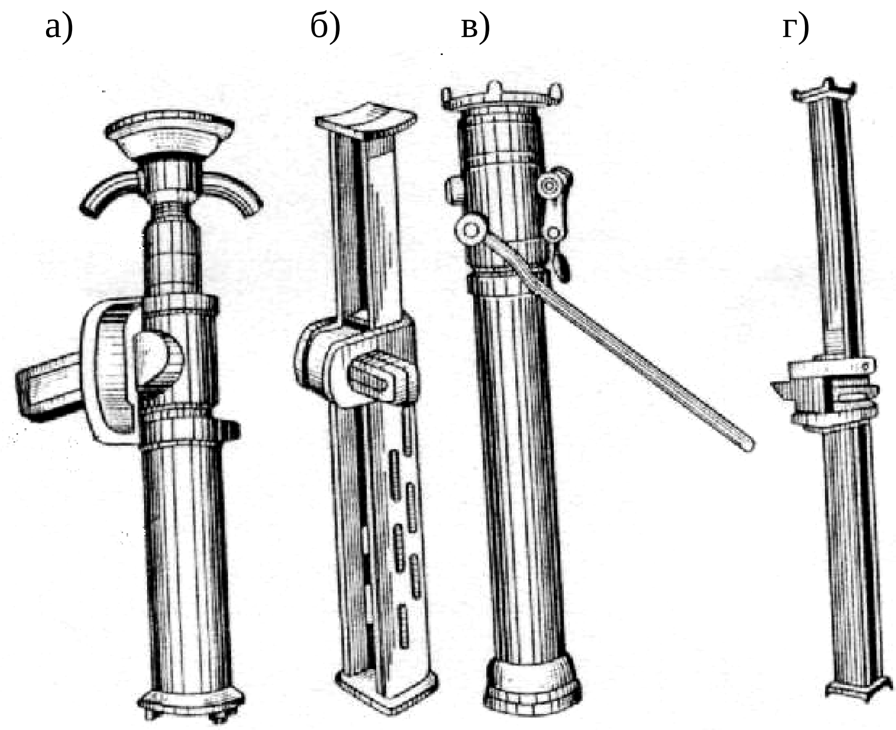



*Рисунок 5.9 – Види індивідуальних привибійних стояків: а – трубчаста; б – тертя клинова ТЧУ; в – гідравлічна СУГ30; г куткова ТУ.*

Найбільш широко застосовуються гідравлічні стояки з постійним робочим опором (рис. 5.10). Вони більш зручні в експлуатації, мають більший початковий розпір.

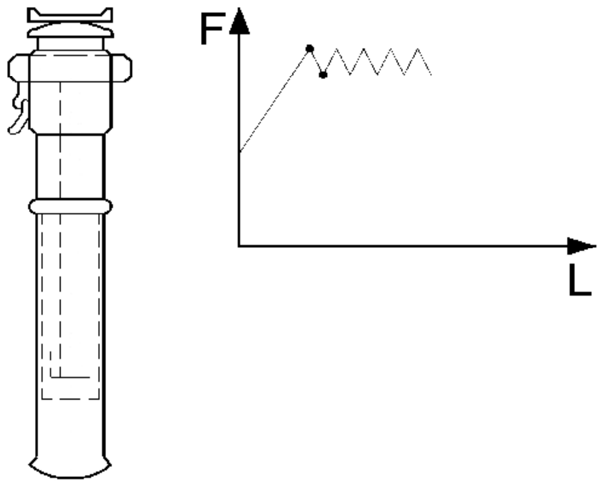



*Рисунок 5.10 – Гідравлічний стояк та його робоча характеристика*

З метою керування гірським тиском у лаві застосовуються спеціальне посадкове кріплення у поєднанні з індивідуальним привибійним кріпленням.

Досі як спеціальне посадкове кріплення застосовуються тумби ОКУм (рис. 5.11а). Вони складаються з підстави, висувної частини та верхньої опори. Тумби ОКУм пересуваються вручну.

Більш прогресивним є гідравлічне посадкове кріплення «СУПУТНИК». Воно дозволяє керувати покрівлею повним обваленням, пересувати себе та робити пересування конвеєра (див. рис. 5.11 б).

а) б)

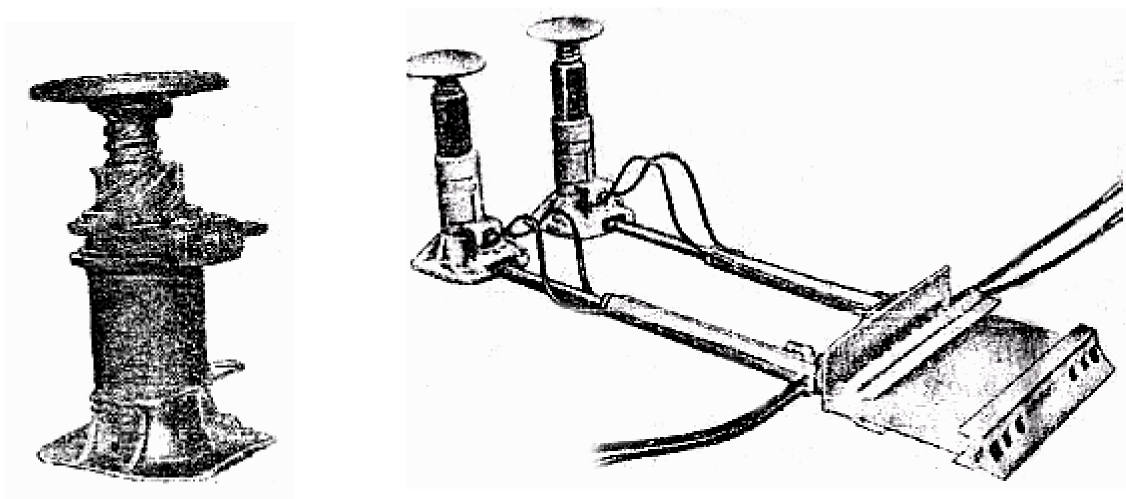


*Рисунок 5.11 – Спеціальне посадкове кріплення: а) – ОКУм, б) – «Супутник»*

На пластах тонких та середньої потужності при легко обвалювальних породах покрівлі іноді як спеціальне посадкове кріплення застосовується звичайне привибійне кріплення. У разі необхідності в ряді, що ріже, установлюються додаткові стояки.

Більш ніж у 90% лав, на шахтах України керування покрівлею здійснюється повним обваленням (рис. 5.12 а).

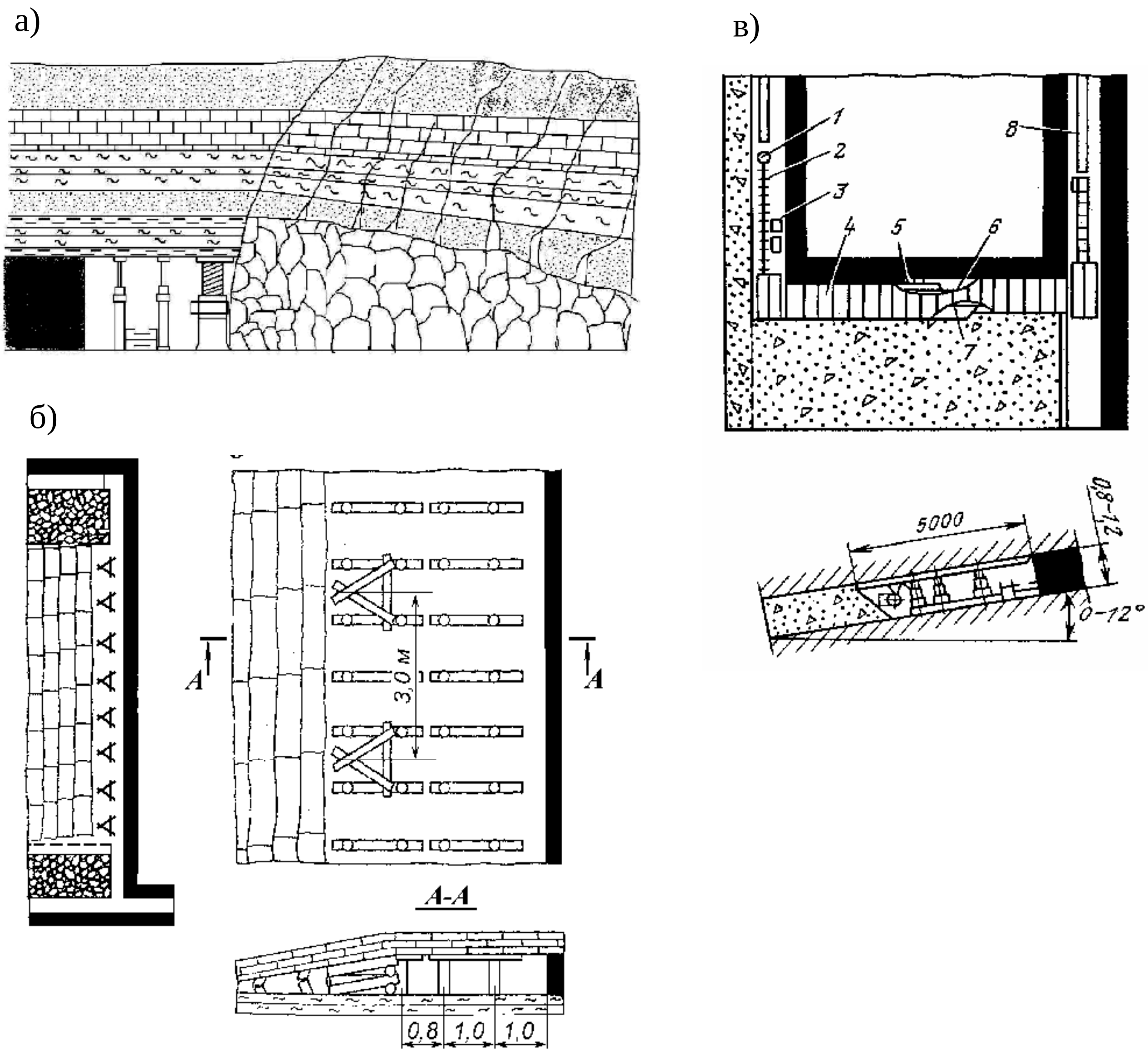



*Рисунок 5.12 – Способи керування покрівлею: а – повним обваленням; б – плавним прогином; в – повною закладкою виробленого простору*

Механізоване кріплення виконує функції як привибійного, так і посадкового кріплення.

У разі застосування механізованого кріплення обвалення покрівлі відбувається після пересування кріплення, іноді після двох або трьох пересувань кріплення. Крок пересування кріплення дорівнює величині захоплення комбайна. У тому випадку, коли після декількох пересувань кріплення обвалення покрівлі не відбувається, застосовують заходи щодо її примусового обвалення (торпедування, гідророзрив , гідроторпедування).

Близько 1,5 % усіх лав працює з керуванням покрівлею плавним прогином (див. рис. 5.12 б). Для плавного прогину покрівлі викладаються трикутні дерев'яні костри. За рахунок зминання гострого кута відбувається плавний прогин вапняку. В останні роки на шахтах Донбасу на пласті $k_8$, у покрівлі якого залягає вапняк, для керування покрівлею плавним прогином успішно застосовується гідравлічне посадкове кріплення «СУПУТНИК».

Порівняно рідко застосовується керування покрівлею повною (див. рис. 5.12в) або частковою закладкою, частковим обваленням, утриманням на вугільних циликах.

На крутому падінні при застосуванні індивідуального привибійного кріплення широко застосовується керування покрівлею утриманням на кострах, а при застосуванні щитових агрегатів або механізованих комплексів – повним обваленням.

**Кінцеві операції**

Кінцеві операції містять у собі: виїмку вугілля в нішах, кріплення ніш, пересування кінцевих голівок конвеєра, зведення штучних споруджень для підтримки сполучення лави з виїмковими виробками та для охорони цих виробок.

Виїмка вугілля в нішах здійснюється за буропідривною технологією або відбійними молотками. Застосування спеціальних нішенарізних агрегатів економічно недоцільно.

Кріплення ніш здійснюється інвентарним кріпленням – дерев'яними або металевими балками, встановленими в шаховому порядку, з індивідуальними привибійними стояками. Для підтримки бровки робиться анкерування покрівлі пласта з виїмкової виробки.

Для охорони виробки за лавою та її повторного використання будуються штучні спорудження такі, як бутова смуга, лита смуга з матеріалу, що швидко твердіє, тумби із залізобетонних блоків, дерев'яні костри, органні ряди та вугільні цілики, які залишаються в виробленому просторі.

## *5.6. Технологія виїмки вугілля на пологому падінні механізованим комплексом*

У тому випадку, коли приводні голівки конвеєра розташовуються в лаві, на кінцевих ділянках вибою проводяться ніші. Їхня довжина повинна бути такою, щоб у них розмістилися приводні голівки конвеєра та комбайн. У залежності від їхніх типів довжина ніш дорівнює 6-12м.

У вихідному положенні скребковий конвеєр розташовується біля вугільного вибою, передні частини секцій кріпи (верхняки) розташовані від вибою на мінімальній відстані 100-300мм. Комбайн шнеками заведений у нішу. В міру просування комбайна відбувається пересування секцій механізованого кріплення. Відставання секції, що пересуваються, від корпуса комбайна не повинно перевищувати 1,5-2,5 м. Після виймання смужки вугілля і пересування кріплення по всій довжині лави комбайн знаходиться в другій ніші. При фронтальному пересуванні конвеєра додатково включається в роботу друга насосна станція. Робітники вибою на своїх ділянках довжиною 10-15 м установлюють рукоятки блоку керування секціями кріплення на пересування конвеєра. Конвеєр одночасно по всій довжині лави пересувається до вибою (рис. 5.13).

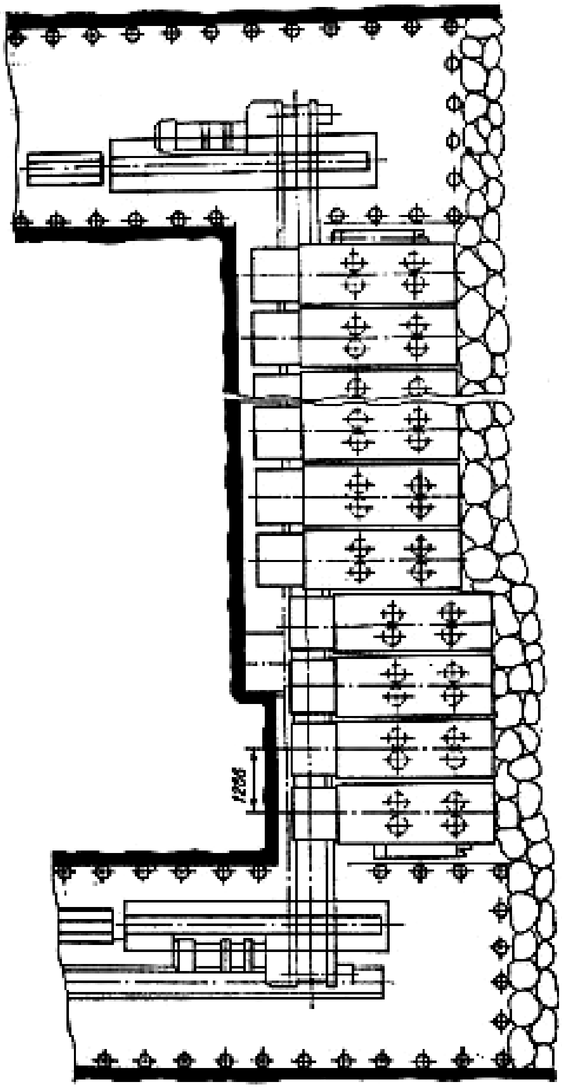


*Рисунок 5.13 – Схема роботи механізованого комплексу*

За такою схемою працюють не всі механізовані комплекси. Частіше пересування конвеєра здійснюється слідом за проходом комбайна. У цьому випадку після пересування механізованого кріплення на ділянці довжиною в 10-12м при глибині захоплення, рівної 0,63 м, чи на ділянці в 15-20м при глибині захоплення – 0,8 м здійснюється плавний вигин конвеєра, тобто пересування його до вугільного вибою. Після виймання смужки вугілля, пересування кріплення та конвеєра по всій довжині лави, тобто після виконання всього циклу, комплекс знаходиться у вихідному положенні. Виїмка вугілля здійснюється в зворотньому напрямку. Цикл операцій повторюється. У цьому випадку комбайн працює за човниковою схемою. На пластах з потужністю більш 2 м, а також на викидонебезпечних пластах доцільно приймати однобічну схему роботи комбайна. В одному напрямку виконується виймання вугілля, а в іншому – зачищення вугілля, що залишилося на підошві, шнеками комбайна на маневровій швидкості.

Величина випередження ніші має дорівнювати двом-трьом величинам захвату комбайна (до 2,4 м). Пересування приводних голівок конвеєра здійснюється під захистом інвентарного кріплення (дерев’яний або металевий брус, балка довжиною до 4-4,5 м). Трудомісткість виймання вугілля в нішах та кріплення покрівлі складає до 40% загальної трудомісткості всіх процесів, які виконуються у механізованій лаві. З метою зниження трудомісткості робіт у лаві необхідно приводні голівки конвеєра виносити на виїмкові штреки (хідники). У цьому випадку необхідно застосовувати механізоване кріплення сполучення лави зі штреками та гідростоли СО-75. Якщо приводні голівки конвеєра розташовані в нішах, то для їхньої пересування застосовують секції спеціального кріплення типа «Супутник». У випадку застосування механізованого кріплення сполучення лави з штреками СО-75 пересування головок здійснюється ними.

Послідовність виконання в лаві процесів відбувається за графіком (планограмою) робіт . Приклади планограм робіт у лаві у видобувну зміну наведено на рис. 5.14.

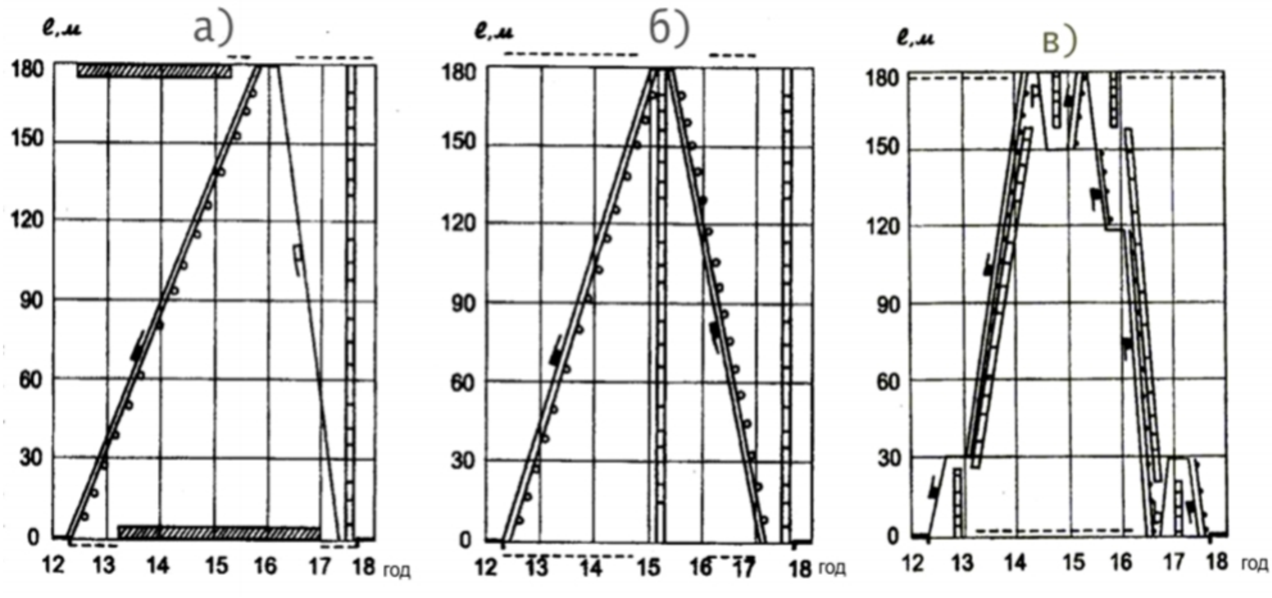



*Рисунок 5.14 – Приклади планограм робіт у видобувну зміну в лаві:*
*а – при однобічній виїмці вугілля в лаві з нішами і фронтальним пересуванням конвеєра; б – при човниковій схемі виймання вугілля в лаві з фронтальним пересуванням конвеєра (за будь-якої схеми самозарубки комбайна); в – при човниковій схемі виймання вугілля та самозарубці комбайна «косими заїздами»*

## *5.7. Технологія виймання вугілля на пологому падінні вузькозахватними комбайнами з індивідуальним кріпленням*

Черговість виконання процесів у лаві така ж, як і при вийманні вугілля механізованим комплексом. Різниця полягає в тому, що кріплення і керування покрівлею здійснюється індивідуальним привибійним та спеціальним посадковим кріпленням. Із просуванням комбайна навішуються шарнірні верхняки. Під шарнірними верхняками здійснюється пересування конвеєра. Після завершення пересування конвеєра під раніше влаштовані верхняки встановлюються стояки. Керування покрівлею в лаві здійснюється за допомогою спеціального гідрофікованого кріплення «СУПУТНИК». Конвеєр пересувається за допомогою гідродомкратів пересування та спеціального кріплення. Ніші кріпляться як і в попередньому випадку.

Виймання вугілля з використанням індивідуального кріплення та комбайнами або стругами застосовується в тих випадках, коли з яких-ніби причин не можна або недоцільно застосовувати механізований комплекс.

Типові паспорти кріплення та керування покрівлею в очисних вибоях при застосуванні індивідуального і механізованого кріплення наведено в «Керівництві...», розробленому ДонВУГі.

# 6. ОХОРОНА ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПІДГОТОВЛЯЮТЬ

Гірничі виробки, що підготовляють, до яких відносяться капітальні або панельні бремсберги та похили з хідниками, корінні або магістральні штреки, є артеріями, що забезпечують нормальну роботу всієї шахти. Від їхнього стану залежать умови роботи підземного транспорту, вентиляції та ТЕП шахти.

Існують різні способи охорони гірничих виробок, що підготовляють. Розглянемо найбільш частіше застосовувані на шахтах Донбасу на прикладі похилих виробок.

## *6.1. Охорона похилих виробок ціликами вугілля*

Сьогодні близько 90% загальної довжини пластових похилих виробок охороняється ціликами вугілля (рис. 6.1).

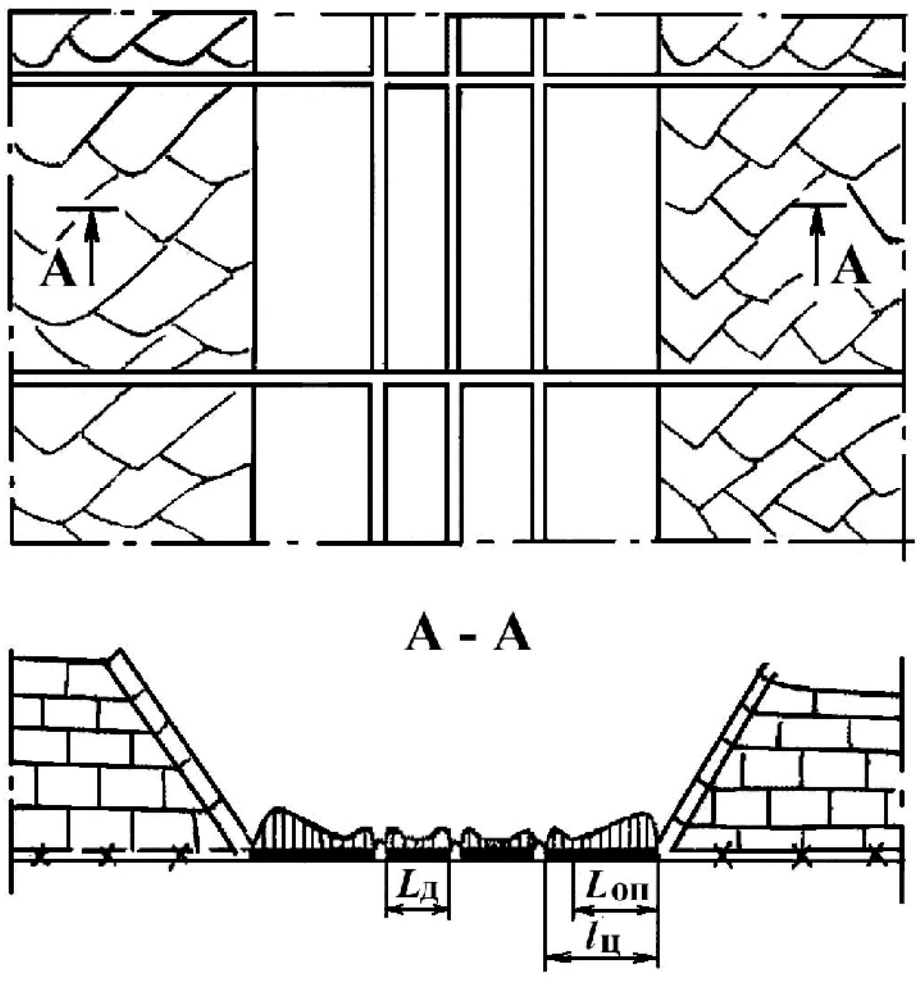



*Рисунок 6.1 – Охорона похилих виробок ціликами вугілля*

Таке широке застосування цього способу охорони виробок, що підготовляють, пояснюється його простотою.

Щоб уникнути впливу очисних робіт на гірничі виробки, що підготовляють, підтримувані десятки років, необхідно залишати цілики вугілля розміром, як правило, більше від довжини опорного тиску. При прямому порядку відпрацьовування крила $L_ц \geq (0{,}8 \div 1{,}0) \cdot L_{оп}$, а при зворотньому порядку – $\ell_ц \geq (1{,}0 \div 1{,}2) \cdot L_{оп}$.

Довжина зони опорного тиску розраховується за формулою:

$$L_{оп} = 250\sqrt{mH} \cdot \left( \frac{1 + \frac{1}{f}}{90 + f^2} \right) \cdot n \text{ , м} \qquad (6.1)$$

де m та H – відповідно потужність, що виймається, і глибина розробки, м;
f – коефіцієнт міцності порід на контурі виробки;
n – коефіцієнт, що враховує обвалювальність порід основної покрівлі:
для легко обвалювальних порід n= 0,6;
для середньо обвалювальних порід n=0,8;
для важко обвалювальних порід n=1,0.

Максимальна величина опорного тиску $P_{оп}$ перевищує $\gamma H$ у 2,5-4,5 рази, а іноді в 9 разів. Для середніх умов Донбасу $L_{оп}$=70-110м.

Для виключення взаємного впливу двох рівнобіжних виробок відстань між ними повинна бути

$$L_д \geq (B_1 + B_2) \cdot K_1, \qquad (6.2)$$

де $B_1$ та $B_2$ – ширина виробок у проходці, м;
$K_l$ – коефіцієнт, що враховує глибину розташування виробок та міцність порід, що вміщують, визначається по таблицях. $K_l$=1-5,5.

Згідно з НТП $L_д$ для капітальних або панельних похилих виробок приймається не менше 30-40 м.

У зв’язку з дуже великими втратами вугілля в ціликах цей спосіб охорони для Донбасу не є перспективним. В останні роки проводять похилі виробки в підошві пласта по більш міцним породам, що вміщають, та охороняють їх смугою вугілля. У цьому випадку поліпшення стану виробок забезпечується тільки за рахунок проведення їх по більш міцним породам. Розміри ціликів вугілля визначаються в такий же спосіб, як і при охороні ціликами вугілля.

Починаючи з кінця 60 років ХХ сторіччя на глибоких шахтах Донбасу широке застосування одержала охорона польових похилих виробок розташуванням їх у зоні розвантаження. Зону розвантаження можна одержати попереднім або наступним відпрацьовуванням розвантажувальної лави.

### *6.2. Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, створюваної наступною їх надробкою*

На діючих шахтах у панелях або у бремсбергових частинах при етажному способі підготовки, підготовлюваних шахтобудівниками, можливе застосування лише наступної надробки.

У зонах розвантаження величина напруги у 2,5-4,5 рази менша, ніж у недоторканому масиві, а тому і тиск на кріплення виробок буде меншим приблизно у 2-3 рази (рис. 6.2).

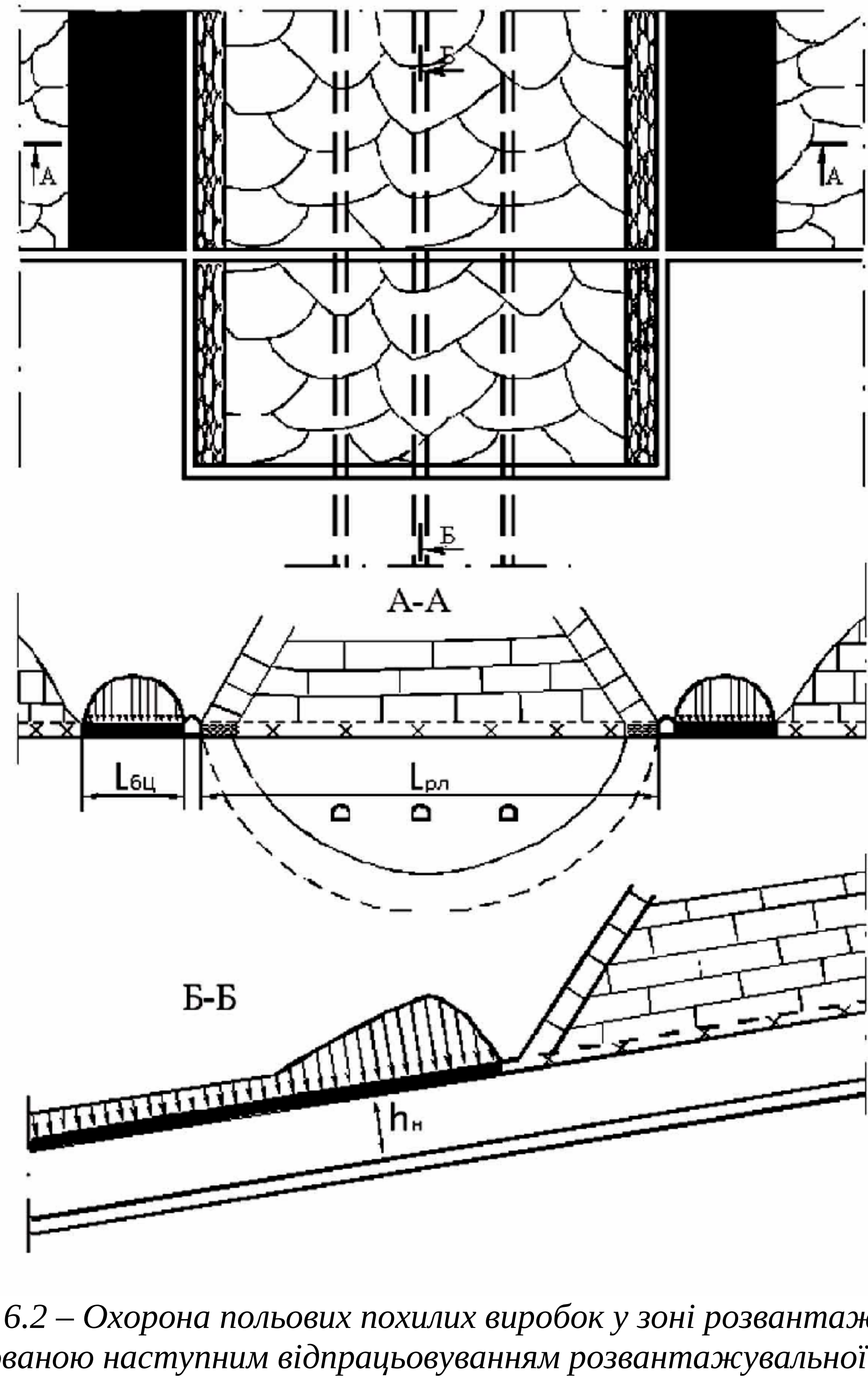



*Рисунок 6.2 – Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, створюваною наступним відпрацьовуванням розвантажувальної лави*

У результаті наступної надробки польові похилі виробки, по яким прокочується хвиля опорного тиску, необхідно перекріпити. Оскільки виробки служать десятки років, то сумарні витрати за весь термін їхньої служби будуть у 2-2,5 рази меншими, ніж при охороні пластових виробок ціликами вугілля. Для того, щоб після перекріплення весь час служби, що залишився, польові виробки потребували мінімум витрат на їхню підтримку, необхідно зберегти зону розвантаження. Для цього необхідно запобігти об'єднанню склепінь повних зрушень розвантажувальної лави і лав, що відпрацьовуються по простяганню. Для цього між виробленими просторами цих лав залишають бар'єрний цілик розміром $\ell_{бц} \geq (0{,}1 \div 0{,}15)H$ (як зображено на рис. 6.2) або при відпрацьовуванні розвантажувальної лави по її боках зводяться бутові смуги довжиною $L_{бс} \geq 30 \div 60$ м за допомогою пневмозакладального устаткування «ТИТАН» (як буде зображено в наступному варіанті охорони).

На діючих шахтах при підготовці нових панелей, або блоків наступних ступенів шахтного поля (друга бремсбергова та похилі частини) є можливість застосування попередньої надробки польових виробок.

### *6.3. Попередня надробка польових похилих виробок*

На відміну від наступної надробки в даному випадку польові виробки проводяться по вже сформованій зоні розвантаження (рис. 6.3).

Для того, щоб вибої польових виробок знаходилися вже в зоні розвантаження, що утворилася, $\ell_{відст} \geq (0{,}6 \div 0{,}8) \cdot \ell_{рл}$. Щоб бутові смуги зберегли зону розвантаження, їхня довжина має бути $\ell_{бс} \geq 30 \div 60$ м, вони мають зводитися за допомогою пневмозавантажувального устатування. При потужності пласта до 1-1,2 м можна проводити виїмкові хідники розвантажувальної лави завищеним перетином (18-26 м$^2$ у проходці) і породу від їхнього проведення закладати в бутові смуги. При потужності пласта до 1,5 м породу необхідно буде доставляти ззовні, що різко ускладнює схему транспорту.

При потужності більше 1,2 м зводити бутові смуги не рекомендується, так як транспортувати породу ззовні для закладання практично не реально. Тому при $m > 1{,}0 \div 1{,}2$ м для збереження зони розвантаження необхідно залишати бар'єрні цілики вугілля.

При виборі довжини розвантажувальної лави необхідно приймати її з урахуванням довжини бутових смуг такою, щоб після ущільнення бутових смуг польові похилі виробки залишалися у вторинній зоні розвантаження (див. суцільну лінію на рис. 6.3).

При попередній надробці $h_ц \geq 5$ м, а при наступній $h_н \geq 10$ м, для того, щоб опорний тиск не продавив породи в польові виробки.

При збереженні зони розвантаження бутовими смугами в межах розвантажувальної лави залишаються технологічні цілики розміром $l_{тц}$≥10-30м. Вони потрібні для забезпечення безпечних умов монтажу устаткування (при відпрацьовуванні лав прямим ходом) або демонтажу (при відпрацьовуванні лав зворотним ходом) у лавах, що відпрацьовуються по простяганню. При зворотному порядку відпрацьовування лав розмір ціликів більший, ніж при прямому напрямі.

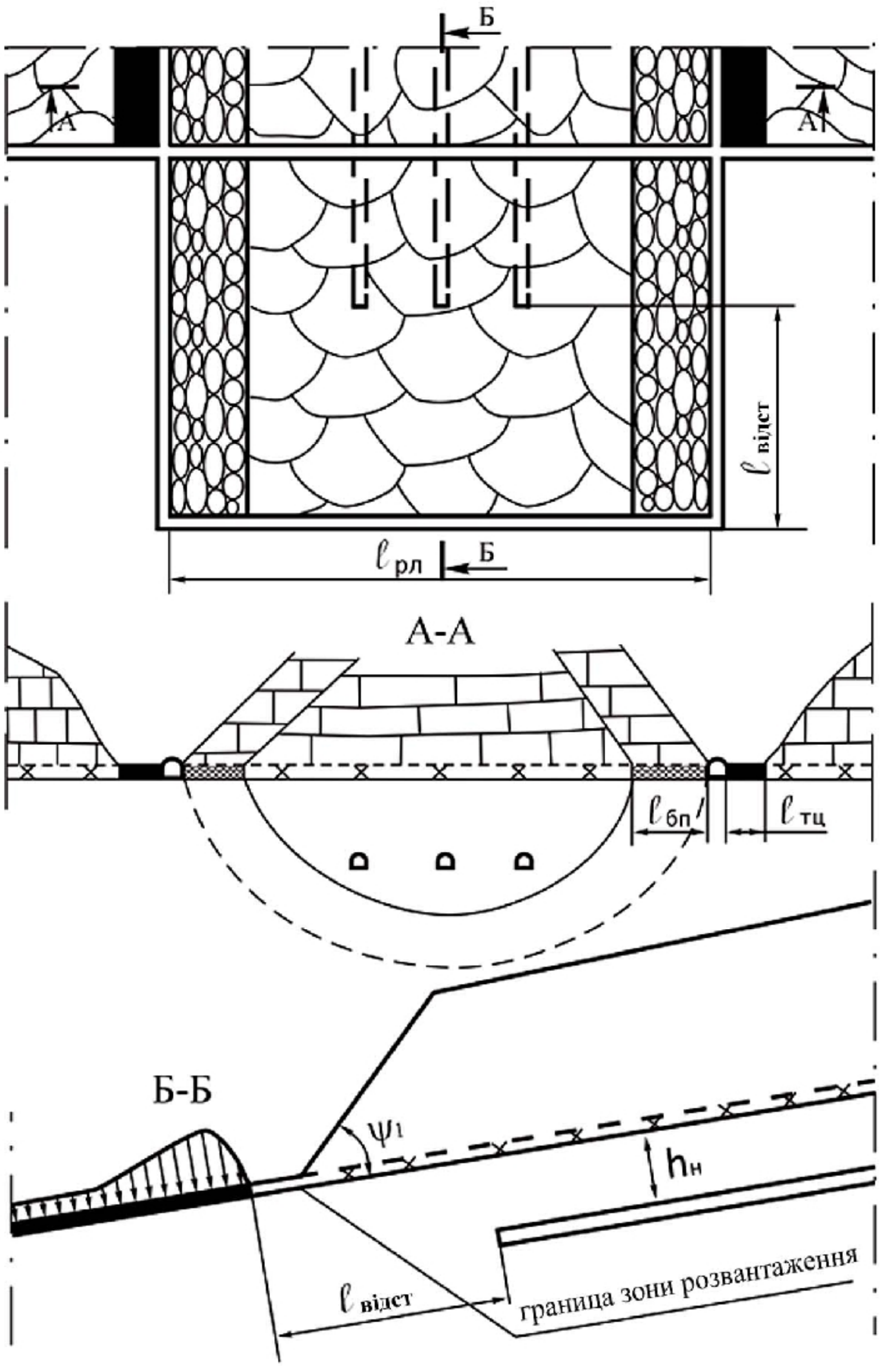



*Рисунок 6.3 – Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, створюваною попереднім відпрацьовуванням розвантажувальної лави*

Попередня надробка краща від наступної, тому що при ній немає необхідності перекріплення виробок. Як наступна, так і попередня надробки мають такі недоліки в порівнянні з розташуванням виробок у площині пласта:

1) необхідно проводити збійки, які з'єднують пластові і польові виробки, що призводить до збільшення витрат на проведення і підтримку гірничих виробок;

2) ускладнюються схеми транспорту і вентиляції;

3)необхідно залишати бар'єрні цілики або будувати бутові смуги в розвантажувальній лаві для збереження зони розвантаження.

Цих недоліків можна уникнути при проведенні виробок по заваленим та ущільненим породах (у площині пласта).

### *6.4. Проведення виробок по заваленим і ущільненим породах*

Для того, щоб виробки служили без перекріплень десятки років, їх необхідно проводити в уже ущільнених породах (рис. 6.4).

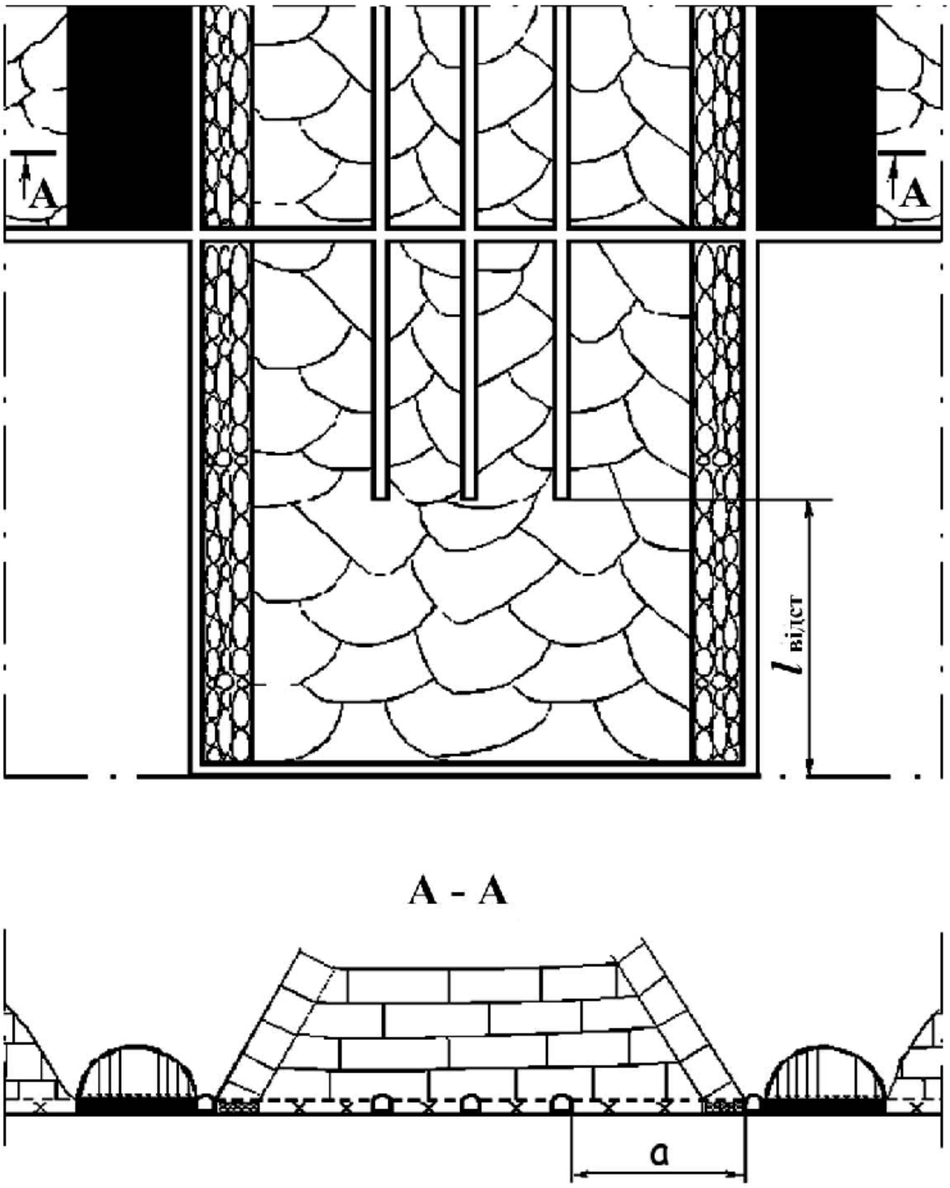



*Рисунок 6.4 – Охорона виробок у завалених й ущільнених породах*

Для цього $\ell_{відст} \geq (0,6 \div 0,8)\ell_{рл}$. Зона розвантаження може зберігатися як за рахунок залишення бар'єрного цілика (як показано на рисунку), так і зведенням довгих бутових смуг у розвантажувальній лаві. Для того, щоб крайні похилі виробки не потрапили в зону активізації зрушення підробленої товщі гірських порід, приймається а $\geq 20 \div 25$м. Відстань між паралельними виробками, щоб уникнути витоків повітря між ними, має бути не менше 30м.

Цей спосіб набуває все більшого поширення на шахтах Донбасу, однак умовами його застосування є:

1) у покрівлі пласта залягають слабкі породи, які легко обвалюються і добре ущільнюються, потужністю більше 5м. Як правило, це глинисті чи слабометаморфізовані піскові сланці;
2) породи, що вміщують, не обводнені;
3) потужність пласта більше 1,2-1,5м.

Інших обмежень немає. Спосіб охорони перспективний.

Дотепер ми розглядали способи охорони гірничих виробок, що підготовляють шахтне поле, на прикладі похилих гірничих виробок. Усе вище сказане справедливо і для головних штреків (корінних, магістральних). Розглянемо комбінований спосіб охорони магістральних штреків, що в останні роки набуває все більшого поширення.

## *6.5. Проведення транспортного магістрального штреку польовим у зоні розвантаження, а другого штреку по заваленим породам*

Для польового штреку має місце наступна надробка (рис. 6.5).

Тому $h_н \geq 10$м. Залежно від глибини розробки і міцності порід, що вміщають, $h_н$ приймають за таблицею або розраховують за формулою, наведеною в методичних вказівках до курсового проекту з даної дисципліні. Для того, щоб польовий штрек не потрапив під вплив опорного тиску $L_н$ має бути $\geq 25 \div 40$м (приймається так само за таблицею). Довжина цілика розраховується за формулами. Сфера застосування штреку, проведеного по заваленим й ущільненим породам, така ж, як у раніше розглянутому способі охорони похилих виробок.

Цей варіант дозволяє мати обидва штреки в одній площині, а, отже, спростити схему транспорту і вентиляції при їхньому проведенні й експлуатації, зменшити втрату вугілля в циликах і забезпечити гарний стан цих штреків. При цьому необхідно пам'ятати, що польовий штрек зазнає подальшої надробки. Тому в ньому необхідно при надробці встановити кріплення підсилення для зменшення деформації кріплення виробки.

У тому випадку, коли є можливість, доцільно проводити польовий штрек у вже сформованій зоні розвантаження. Для цього необхідно підтримувати верхній штрек розвантажувальної лави на ділянці уже відпрацьованої по падінню лави. Через нього передавати вугілля по збійці на польовий штрек. Такий розвиток гірських робіт призводить до ускладнення схем транспорту і вентиляції, але забезпечує гарний стан магістральних штреків і мінімальні витрати на їхню підтримку.

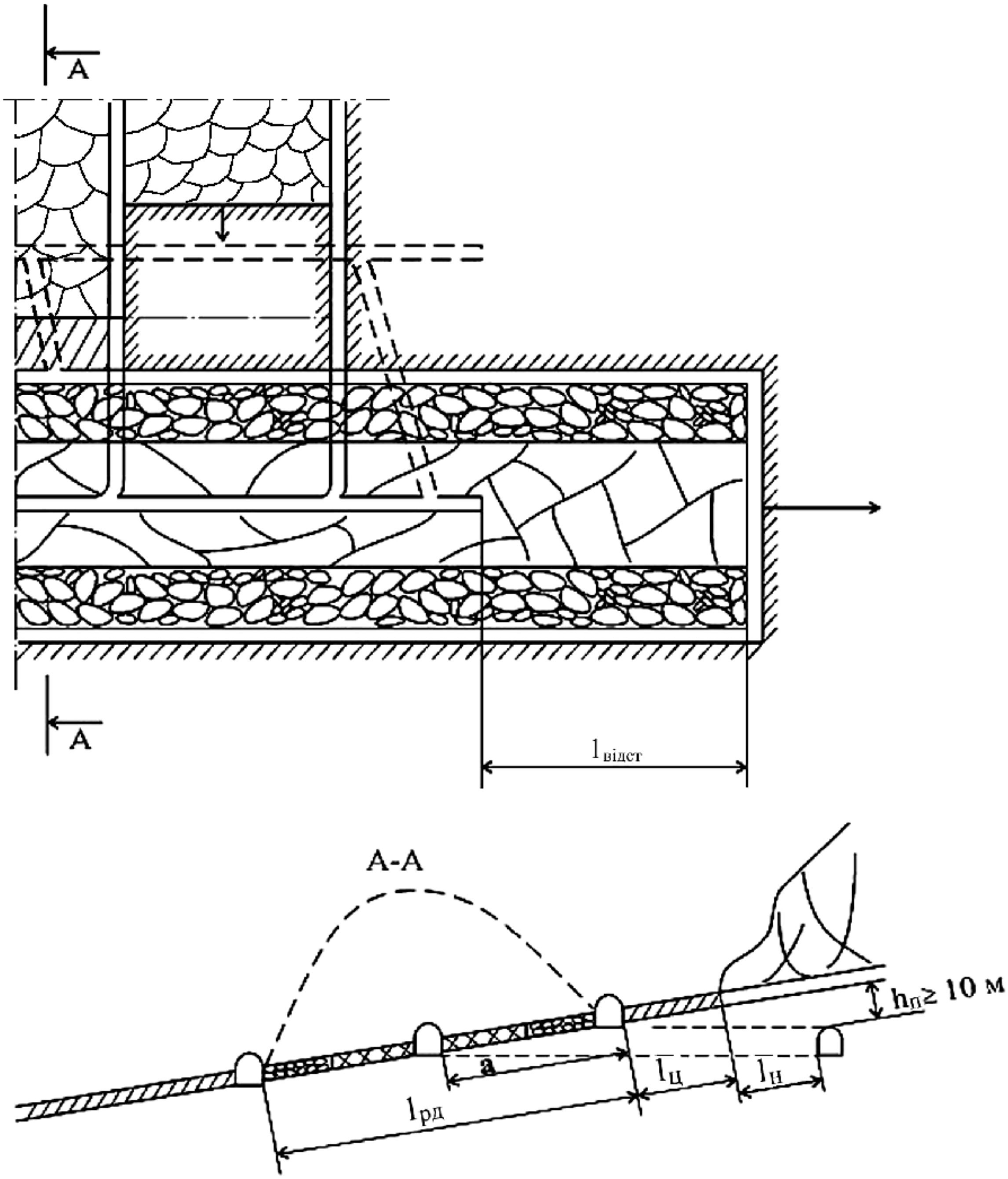



*Рисунок 6.5 – Комбінований спосіб охорони магістральних штреків*

# 7. СПОСОБИ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПРИМИКАЮТЬ ДО ОЧИСНОГО ВИБОЮ

Виїмкові виробки служать набагато менше, ніж гірські виробки, що підготовляють. Тому для них застосовуються менш дорогі способи охорони. На пологому падінні способи охорони виїмкових штреків такі ж, як і виїмкових хідників. Розглянемо способи охорони на прикладі відкаточного штреку.

## *7.1. Охорона відкаточного штреку ціликами вугілля*

Зазначений спосіб охорони може застосовуватися при будь-якій системі розробки. Цілики можуть залишатися як між лавами, так і між просіком і відкаточним штреком (рис. 7.1).

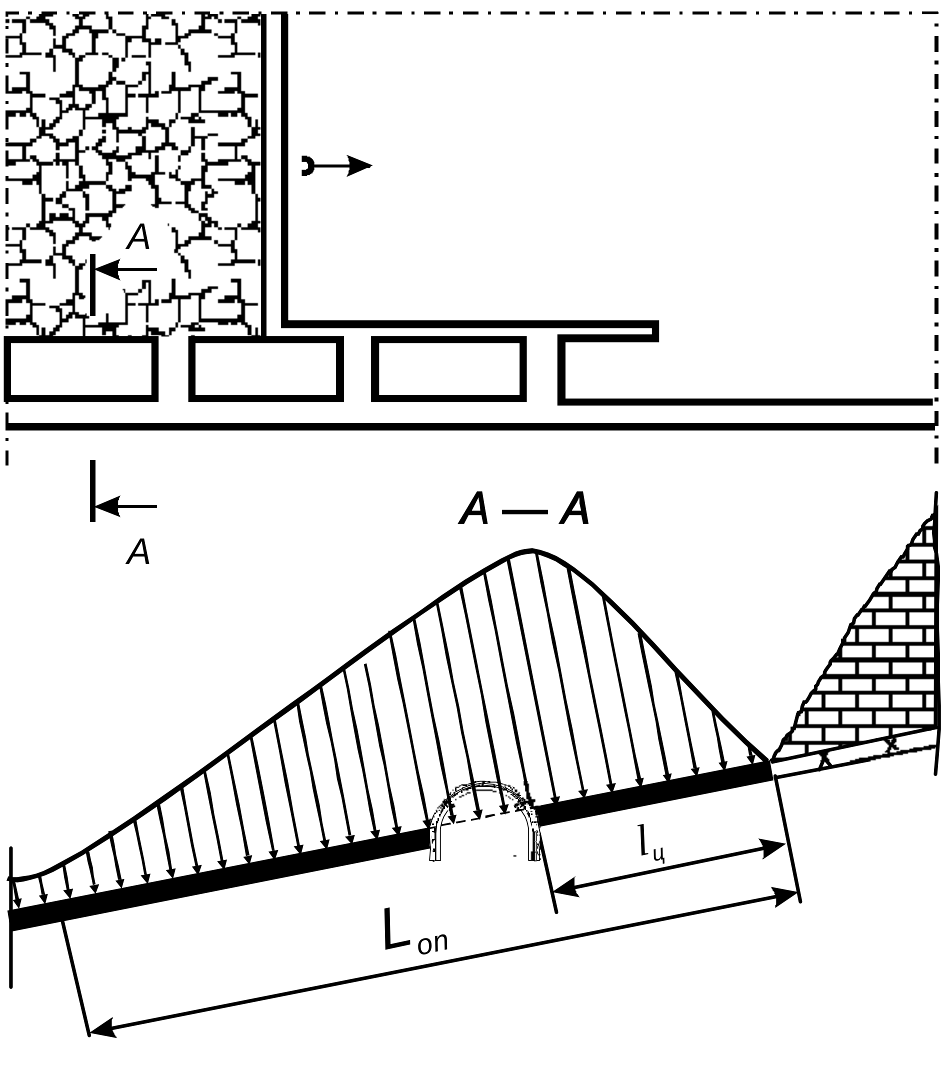



*Рисунок 7.1 – Охорона відкаточного штреку ціликами вугілля*

Розмір цілика визначається за формулою. Для антрацитів $l_ц$=0,03mH+6м, для кам’яних вугіль $\ell_ц = 0{,}04mH + 6м$. Для середніх умов Донбасу (m=1м, H=800м) для кам’яного вугілля виходить $l_ц$=38м. Незважаючи на великі розміри ціликів вугілля, що залишаються, виробка знаходиться в зоні, в якій напруга близька до максимального опорного тиску. Тому деформації кріплення виробок будуть значними.

Цей спосіб охорони для глибоких шахт Донбасу не перспективний. Необхідно також пам’ятати, що залишення вугільних ціликів заборонене або не рекомендується нормативними документами на викидонебезпечних, схильних до гірських ударів, захисних, а також на пластах, вугілля яких схильне до самозаймання.

Сьогодні на Донбасі більше половини всіх лав пологого падіння відпрацьовуються за технологією без застосування ціликів. Для повторного використання виробки зводяться різні штучні спорудження: піддатливі (однобічні і двосторонні бутові смуги, костри); тверді (тумби із залізобетонних блоків БЗБТ, лита смуга з матеріалів, що швидко твердіють, органний ряд); обмежено-податливі (бутокостри, накатні костри). Розглянемо їх.

## *7.2. Охорона відкаточного штреку однобічною бутовою смугою*

Цей спосіб охорони може застосовуватися за будь-якої системи розробки (рис. 7.2).

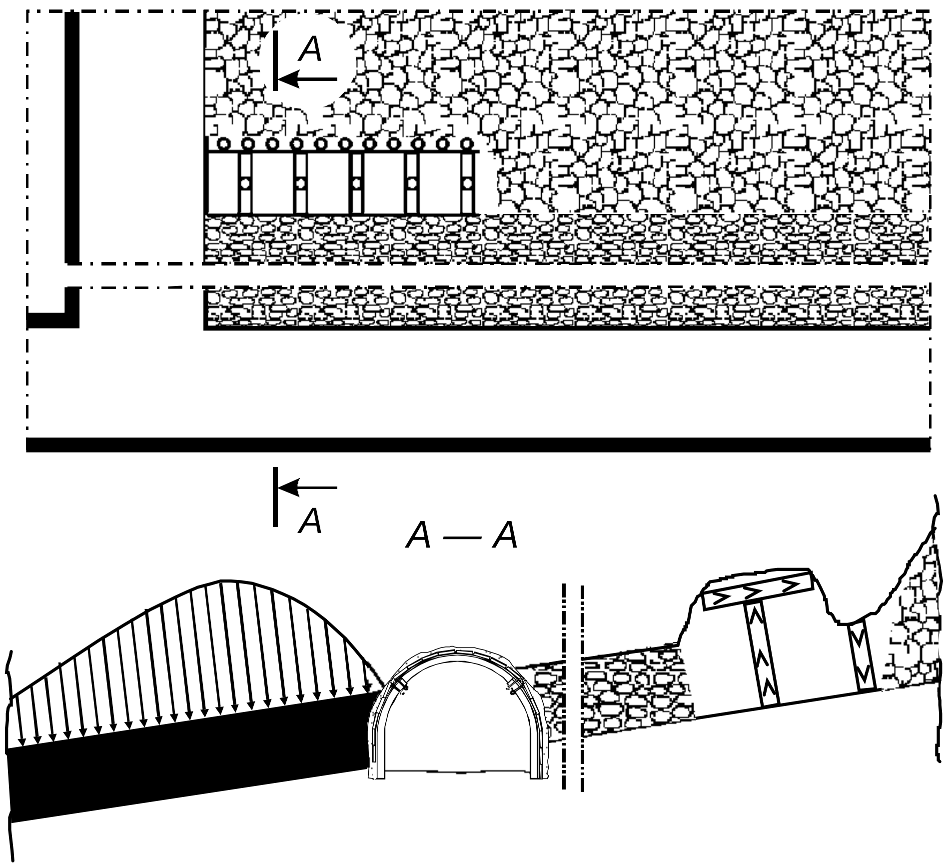



*Рисунок 7.2 – Охорона штреку однобічною бутовою смугою*

На малюнку показано бутовий штрек, в якому видобувають породи покрівлі пласта. Відбита порода вручну, або, як правило, скреперною установкою ЗУ, закладається в бутову смугу. При суцільній системі розробки порода від проведення відкаточного штреку може закладатися в бутову смугу пневмозакладальною установкою «ТИТАН». Усадка бутової смуги при зведенні вручну складає (0,5-0,6)m, при скреперній закладці (0,3-0,4)m, а при пневмозакладці - (0,2-0,25)m. Внаслідок усадки бутової смуги породи покрівлі пласта над бутовою смугою осідають і прогинаються. Над масивом вугілля вони практично нерухомі.

У результаті нерівномірної усадки порід з боків виробки виникає косо спрямоване навантаження, що призводить до значних деформацій кріплення й необхідності перекріплення виробки (рис. 7.3).

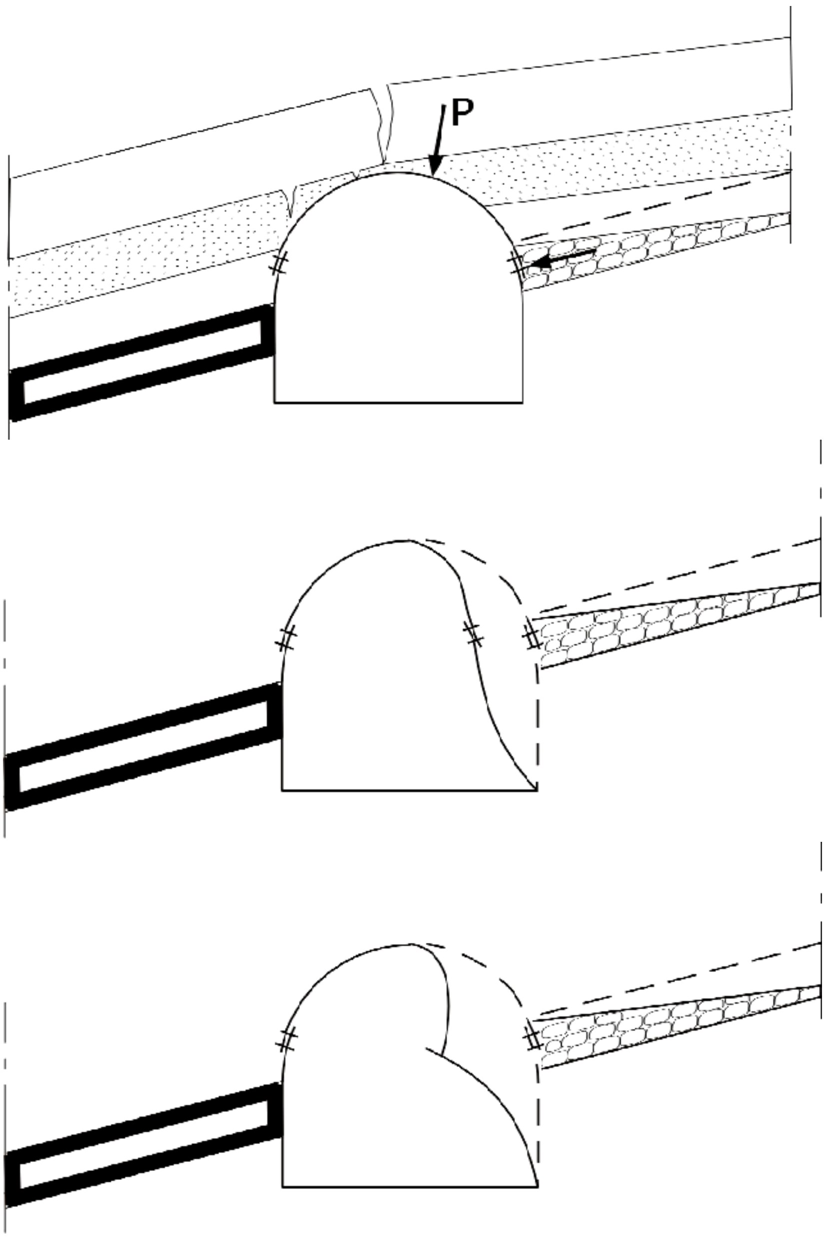



*Рисунок 7.3 – Характер деформації кріплення при зведенні з боку виробленого простору піддатливого штучного спорудження*

Щоб уникнути цього необхідно забезпечити приблизно однакову усадку порід покрівлі по обидва боки виробки. Цього можна досягти шляхом буріння розвантажувальних свердловин з боку масиву вугілля або зведенням двосторонніх бутових смуг. Буріння розвантажувальних свердловин робиться попереду лави за зоною опорного тиску і, як правило, при стовповій системі розробки (рис. 7.4).

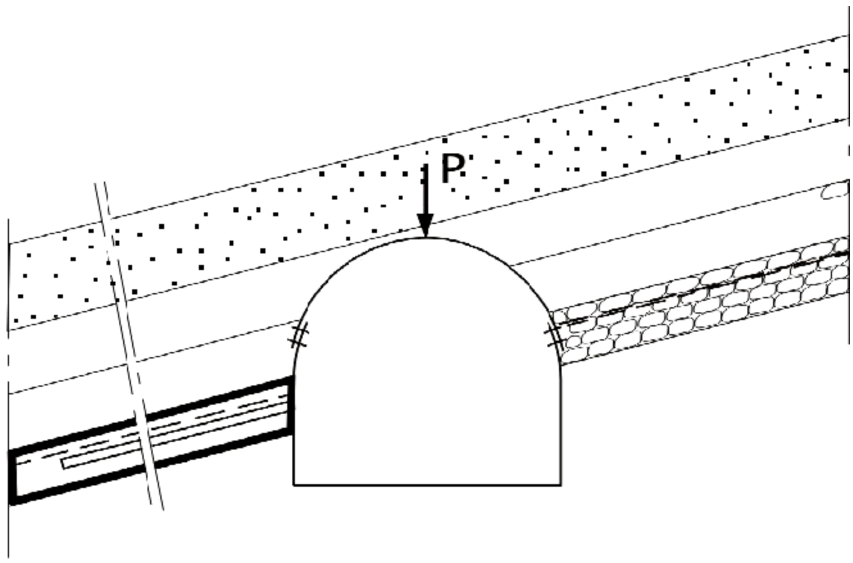



*Рисунок 7.4 – Буріння розвантажувальних свердловин*

Довжина розвантажувальних свердловин дорівнює 6-10 м, їхній діаметр складає 200-400, рідше 500 мм. Відстань між осями свердловин приймається рівним двом діаметрам свердловини. У результаті роздавлювання ціликів вугілля між розвантажувальними свердловинами породи покрівлі осідають на величину рівну приблизно половині діаметра свердловини. При суцільній системі розробки по технічних умовах буравлення розвантажувальних свердловин не робиться.

### *7.3. Охорона відкаточного штреку двосторонньою бутовою смугою*

Цей спосіб представлено на рисунку 7.5.

Порода для зведення нижньої смуги береться з відкаточного штреку, а верхньої – з бутового штреку. Довжина верхньої бутової смуги дорівнює 8-10 потужностей пласта, а нижньої 8-10м.

Цей спосіб охорони застосовується тільки при суцільній системі розробки, при проведенні штреку слідом за лавою. Для забезпечення стійкості штреку піддатливість кріплення має бути більше від усадки бутових смуг.

Як однобічна, так і двостороння бутові смуги застосовуються при потужності пласта: при зведенні вручну до 0,8-1 м, при зведенні скреперною установкою до 1-1,2 м, при зведенні пневмозакладальною установкою – до 1,5 м.

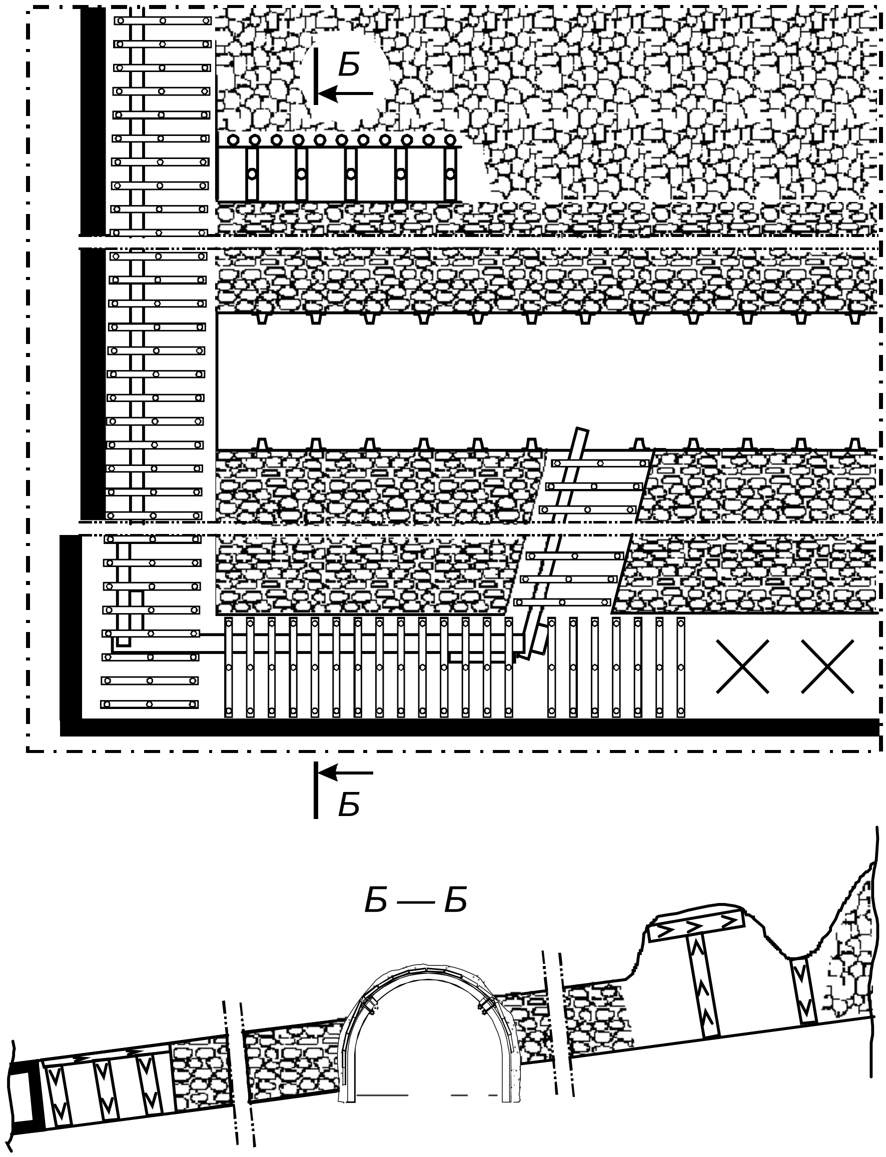
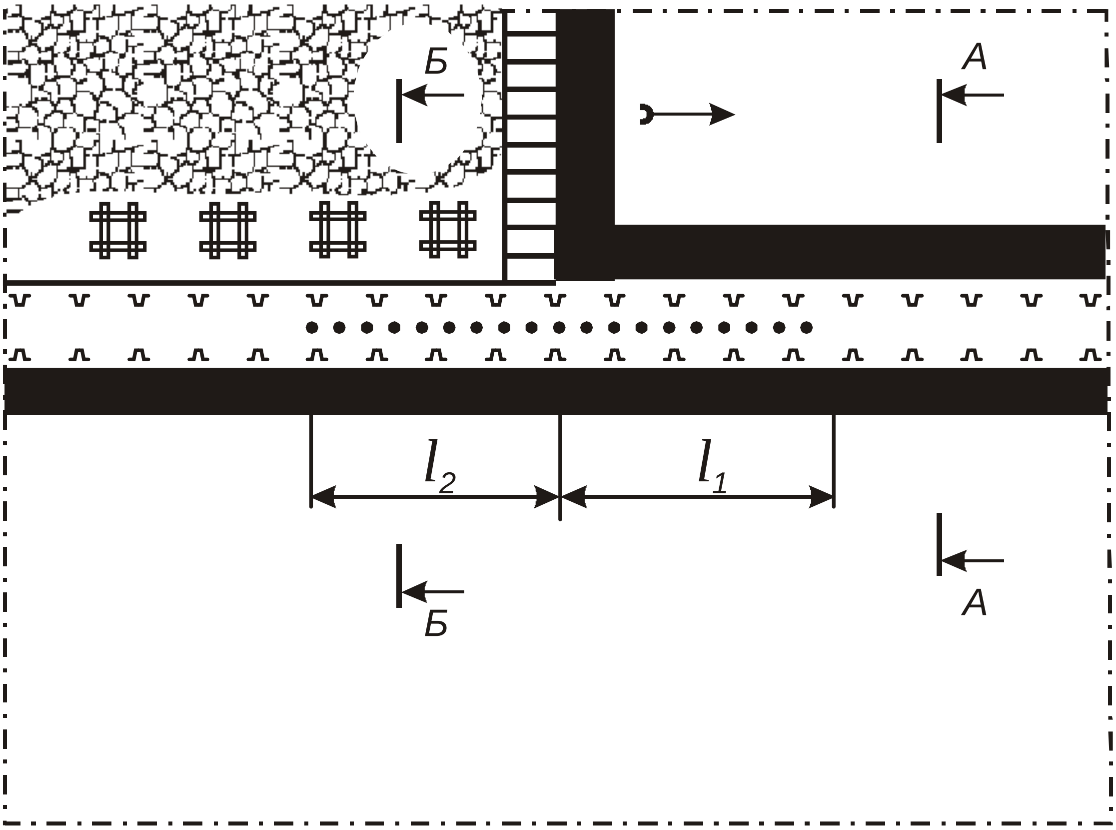



*Рисунок 7.5 – Охорона штреку двосторонньою бутовою смугою*

Незважаючи на велику трудомісткість, спосіб охорони двосторонньою бутовою смугою на великих глибинах, при слабких породах пласта, що вміщують, набуває все більшого поширення (наприклад, шахта ім. Скочинського).

### *7.4. Охорона штреку кострами (рис. 7.6)*

При потужності пласта до 2-2,5 м викладається один ряд кострів, а при потужності від 2 до 3,5 м - два ряди кострів. Довжина стояків має бути не менше 2 м. Відстань між кострами залежно від стійкості порід покрівлі приймається від 1 до 3 м. Може застосовуватися при будь-якій системі розробки і будь-яких порід, що вміщують, вугільного пласта. У зв’язку з великою витратою і дефіцитом лісоматеріалів в Україні цей спосіб застосовується рідко.



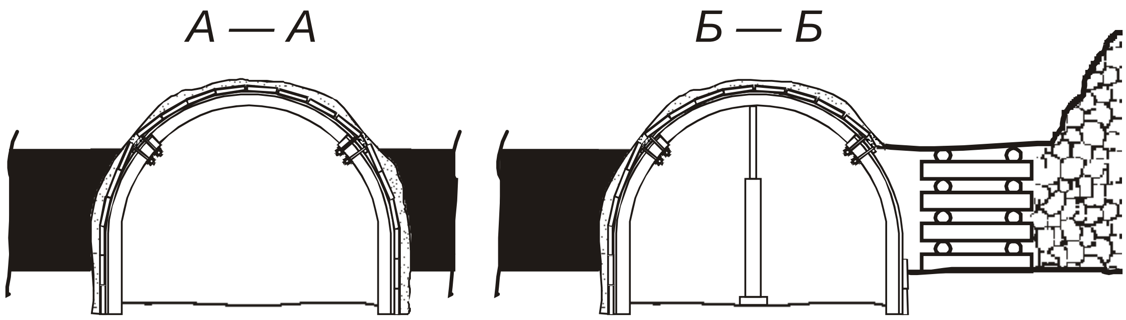




*Рисунок 7.6 – Охорона штреку кострами*

На пластах з породами, що вміщують, не нижче від середньої стійкості для охорони виробок з метою її повторного використання зводяться тверді штучні споруджения.

## *7.5. Охорона штреку органним кріпленням з «кишенями» – нішами*

Цей спосіб (рис. 7.7) застосовується при міцності порід підошви на стиск не менше 30 МПа. При необхідності по підошві або по покрівлі прокладаються розпили (бруси), під якими встановлюється органний ряд. Порода від підривання підошви в штреку вручну закладається в “кишені” - ніші. Спосіб характеризується великою трудомісткістю і витратою лісоматеріалів, тому застосовується порівняно рідко.

Наприкінці 60-х років XX сторіччя на шахтах, що розробляють напівантрацити й антрацити, почали застосовувати стінки, зведені з тумб залізобетонних блоків БЗБТ.

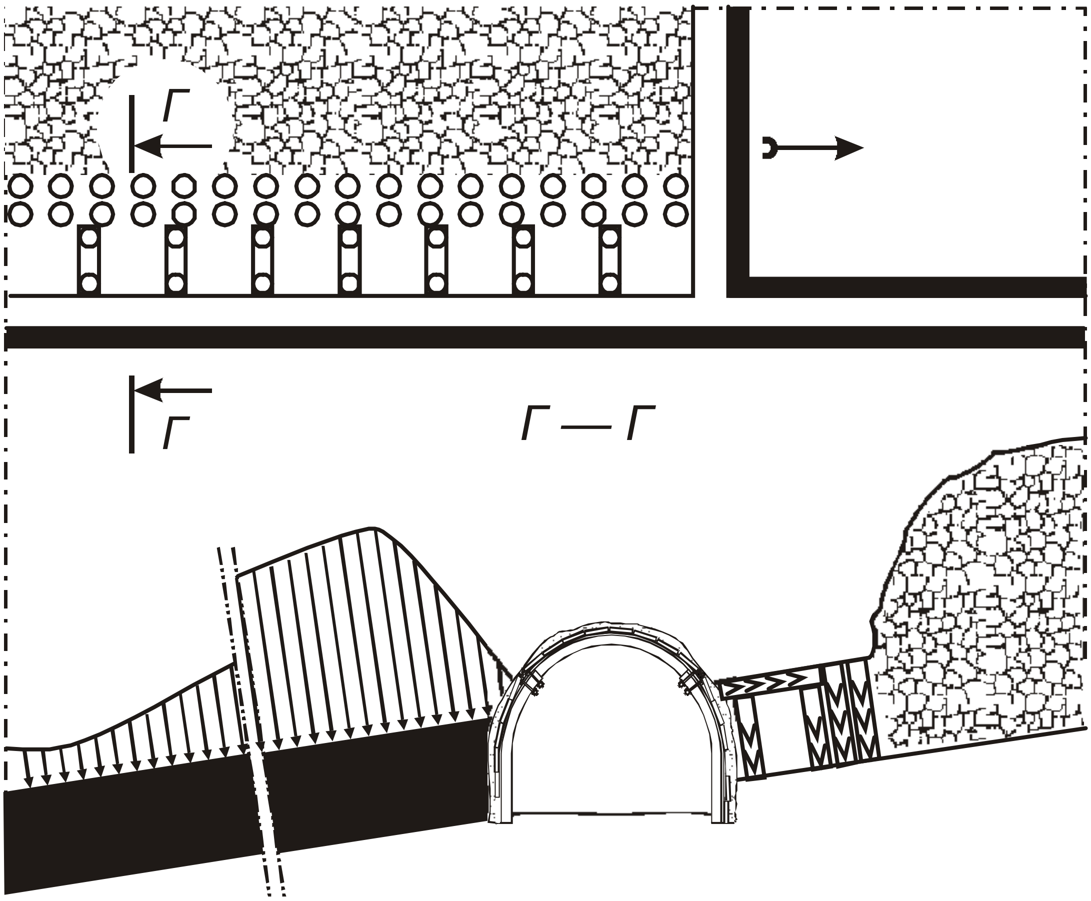



*Рисунок 7.7 – Охорона штреку органним кріпленням*

## *7.6. Охорона штреку тумбами із залізобетонних блоків (рис. 7.8)*

Стінка зводиться з плит розмірами 0,4х0,5х0,1 м (46кг) або 0,4×0,5×0,15 м (75кг). Кількість тумб, збудованих на 1 погонний метр виробки, розраховується за формулою і приймається не менше від двох при легко обвалювальних (1 суцільний ряд БЗБТ); 3 при середньо обвалювальних і 4 (2 суцільних ряди) при важко обвалювальних породах покрівлі. Щоб уникнути роздавлення плит породами покрівлі, що прогинаються, з боку виробленого простору пробивається один ряд дерев’яної органки (4 - 5 стійок на 1 погонний метр виробки). Чим слабкіші породи підошви, тим більшим має бути значення **а**. Як правило, **а** ≥ h і приймається від 0 до 1,5 м. Чим міцніші породи покрівлі, тим більшим може бути значення **а**.

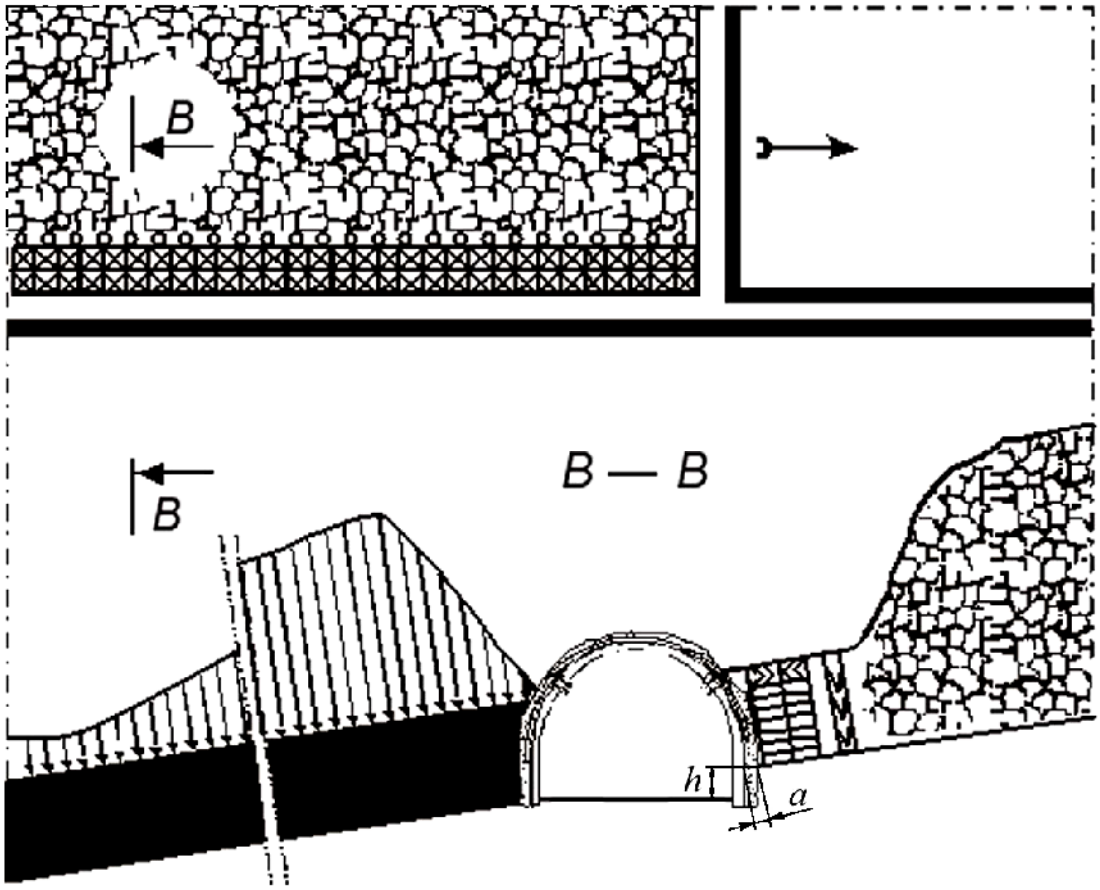



*Рисунок 7.8 – Охорона штреку тумбами БЗБТ*

Спосіб гарний, але має велику трудомісткість вантажно-розвантажувальних робіт. Цього недоліку можна уникнути при застосуванні замість БЗБТ литої смуги з матеріалу, що швидко твердіє.

## *7.7. Охорона штреку литою смугою із матеріалу, що швидко твердіє (рис. 7.9)*

Ширина литої смуги розраховується за формулою і приймається не менше 1м. Лита смуга зводиться з цементно-піскової суміші, фосфо-гіпсу, ангідриту, здрібненого доменного шлаку. Суміш готується на штреку в спеціальній бетономішалці і подається шнековими насосами по гнучкому шлангу за опалубку. Рівень механізації роботи досягає 60-70%.

Для того, щоб породи покрівлі не розшаровувались і їхній прогин був мінімальним, відставання стінки з БЗБТ або литої смуги від вугільного вибою має бути мінімальним. Тому при кількості циклів у лаві, рівному 3 і більше на добу, необхідно передбачати їхнє зведення як у ремонтну, так і в одну з видобувних змін.

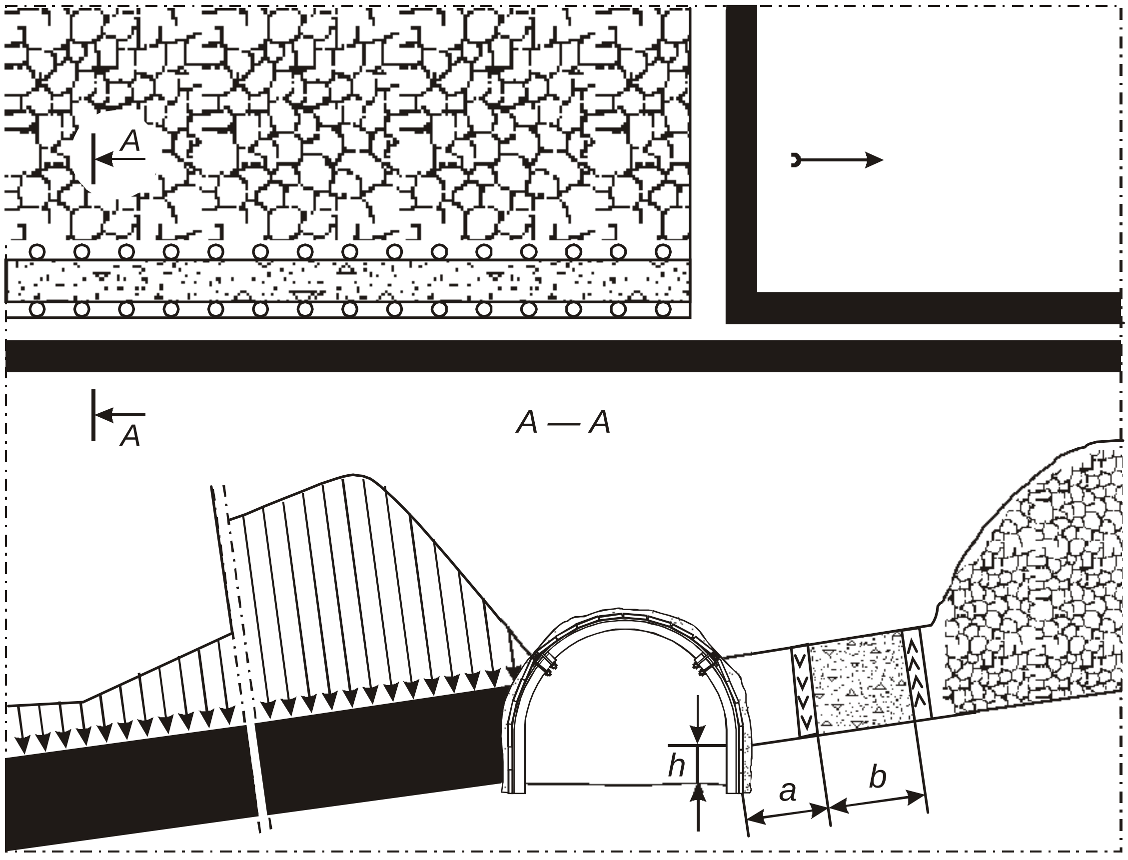



*Рисунок 7.9 – Охорона штреку литою смугою із матеріалу, що швидко твердіє*

Як БЗБТ, так і лита смуга можуть застосовуватися за будь-якої системи розробки, при міцності порід ґрунту більше 30 МПа. БЗБТ при потужності пласта до 1,5 м і куті падіння до 18°, а лита смуга – до 2,5 м і куті падіння до 35°. Останнім часом замість БЗБТ застосовуються більш легкі газобетонні блоки. У тому випадку, коли жодний з вище розглянутих способів не забезпечує експлуатаційного стану виробки для її повторного використання, виробки за лавою погашаються, а для підготовки нової лави проводяться нові.

## *7.8. Проведення виробки вприсічку до виробленого простору*

У тому випадку, коли є флангова вентиляційна виробка, присічна виробка проводиться з цієї флангової виробки (рис. 7.10).

Відставання присічної виробки від вибою лави, що відпрацьовується, залежно від глибини розробки, міцності порід покрівлі пласта і має бути в межах 90-250 м. Чи в часі від 3-х до 10 місяців.

Цей спосіб набув широкого поширення на шахтах ДХК «Селидіввугілля» і «Красноноармійськвугілля». У тому випадку, коли флангових виробок немає, відпрацьовування ярусів у панелі ведеться через один (рис. 7.11).

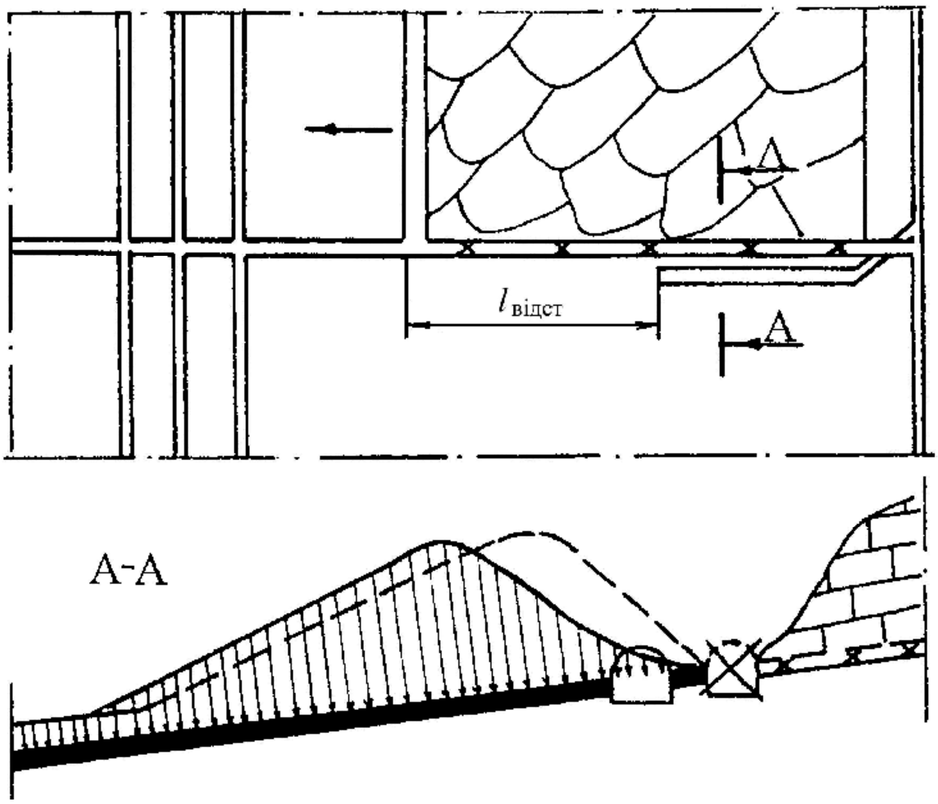



*Рисунок 7.10 – Проведення присічного штреку з флангової виробки*

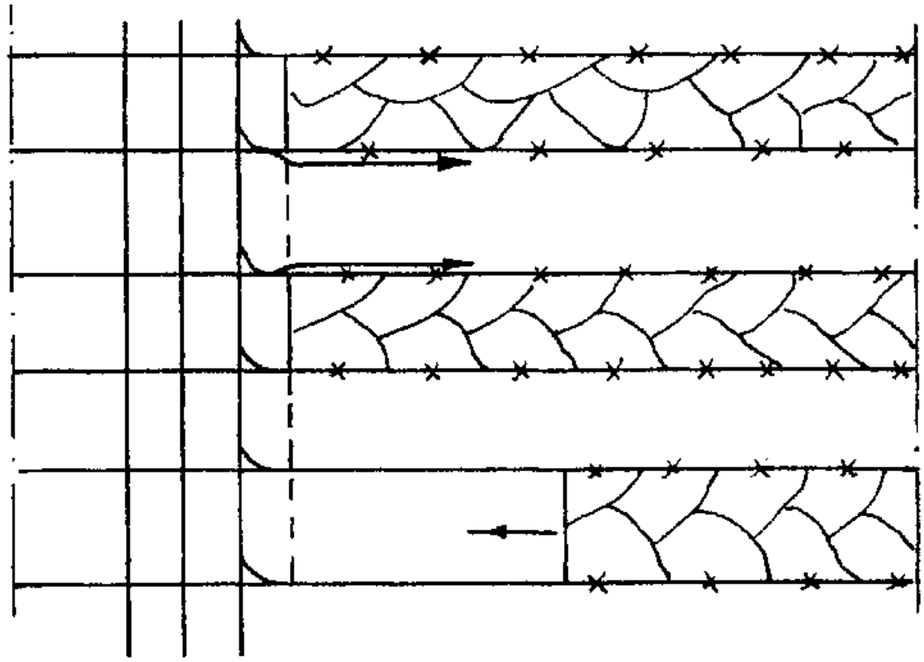


*Рисунок 7.11 – Проведення присічних штреків при відсутності флангової виробки*

ПЕРЕВАГИ цієї схеми в порівнянні з раніше розглянутою:

1) відсутність флангових виробок, а, отже, витрат на їхнє проведення і підтримку.

НЕДОЛІКИ:

1) можливість прориву води і метану з вище і нижче розташованих вироблених просторів;
2) збільшення витрат на підтримку приймально-відправних майданчиків.

Такий варіант розвитку гірських робіт застосовувався на руднику «Жовтневий».

Цей спосіб охорони набуває все більшого застосування на пластах зі слабкими породами, що вміщують.

# СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1992. – 415с.
2. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов /Д.В.Дорохов, В.И.Сивохин, И.С.Костюк и др. Под общ. Ред. Д.В.Дорохова. – Донецк: ДонГТУ, 1997. – 334с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах. – К., 2001. – 495с.
4. Машины и оборудование для шахт и рудников / С.Х.Клорикьян, В.В.Старичев, М.А.Сребный и др. – М.: МГТУ, 1994. – 471с.
5. Конспект лекций по курсу «Управление состоянием породного массива» / В.Л.Самойлов. – Донецк: ДонГТУ, 2001. – 105с.
6. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство. – ДонУГИ.: Минтопэнерго Украины, Киев, 2002. – 142с.
7. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по дисциплинам «Разработка месторождений полезных ископаемых» и «Технология разработки месторождений полезных ископаемых» (для студентов специальностей М, Ш, ГИГ) / Сост.: Н.Н.Гавриш, В.Л.Самойлов, В.И.Стукало. – ДонГТУ. 1999. – 92с.
8. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. Стандарт. – ДП «ДонВУГІ»: Мінвуглепром України, Київ, 2006. – 253 с.

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ**

**ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»**

# Конспект лекций

**по курсам**

## «Составляющие технологии очистной выемки» и «Технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых»

для студентов горного направления специальностей
7.090304-Ш и 7.090301 – РПМу

РАССМОТРЕНО
на заседании кафедры
«Разработка месторождений
полезных ископаемых»
Протокол № 6 от 09.12.2009 г.

УТВЕРЖДЕНО
на заседании учебно-
издательского совета ДонНТУ
Протокол № 1 от 01.03.2010 г.

**Донецк, ДонНТУ – 2010**

УДК 622.272

Конспект лекций по курсам «Составляющие технологии очистной выемки» и «Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых» для студентов горного направления специальностей 7.090304 – Ш и 7.090301 – РПМу /В.Л. Самойлов, П.С. Дрипан – Донецк: ДонНТУ, 2010 – 70 с.

Приведены сведения о параметрах шахтных полей, рассмотрены схемы вскрытия и способы их подготовки, системы разработки и технологии выемки угольных пластов, способы охраны горных выработок.

Составители: В.Л. Самойлов, проф.
П.С. Дрипан, ст. преп.

Ответственный
за выпуск Н.Н. Касьян, проф.

## СОДЕРЖАНИЕ

# 1 ПАРАМЕТРЫ ШАХТНОГО ПОЛЯ

## *1.1. Формы и границы шахтных полей*

***Шахтное поле*** – часть месторождения полезных ископаемых, отведенная для разработки одной шахтой. Реальное шахтное поле имеет самую различную конфигурацию.

Для простоты изложения материала будем рассматривать шахтное поле прямоугольной формы, с моноклинальным залеганием пластов (угол падения постоянен), причем линия падения пласта направлена вниз (рис 1.1).

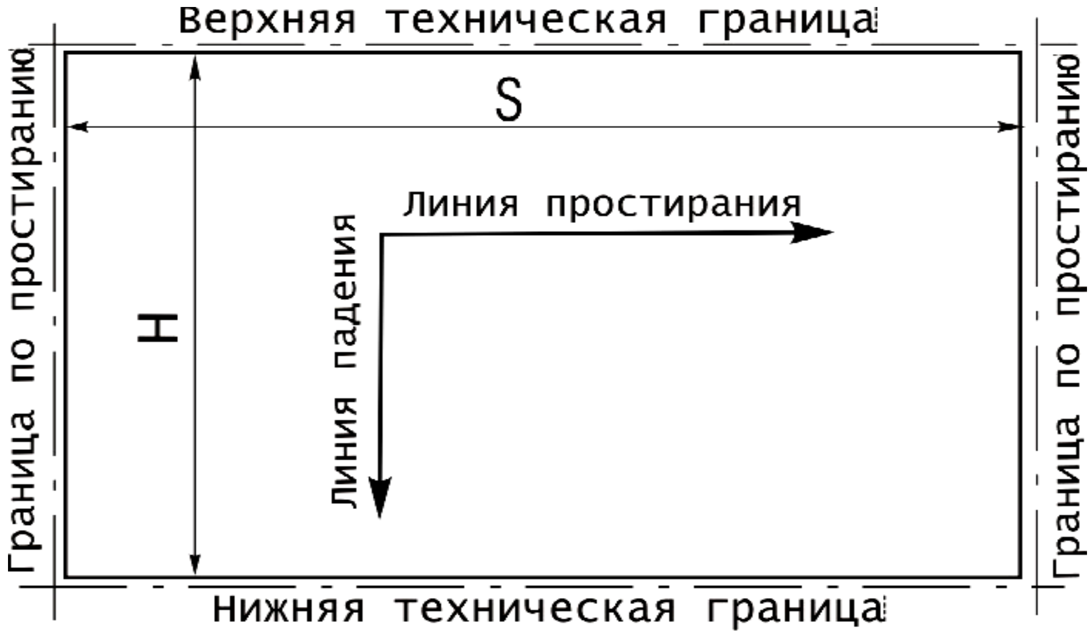



*Рисунок 1.1 – Элементы залегания угольного пласта и границы шахтного поля*

Границы шахтного поля бывают естественные, проведенные у различных горно-геологических нарушений, и технические, установленные руководством ПО или ГХК. Шахтное поле имеет размеры по простиранию – S, по падению – H.

Различают геологические, балансовые, забалансовые и промышленные запасы. $Q_г$ – геологические запасы – все запасы полезных ископаемых (ПИ), находящиеся в пределах данного шахтного поля. $Q_б$ – балансовые запасы ПИ – запасы, которые экономически целесообразно разрабатывать при данном уровне развития техники и технологии. $Q_з$ – забалансовые запасы ПИ – запасы, которые при данном уровне развития техники и технологии не целесообразно разрабатывать. $Q_{пр}$ – промышленные запасы ПИ – запасы, выдаваемые на поверхность. Для простоты изучения материала $Q_з = 0$.

Тогда

$$Q_г = Q_б, \tag{1.1}$$

промышленные запасы

$$Q_{пр} = Q_б - Q_{потерь}. \tag{1.2}$$

Потери бывают общешахтные и эксплуатационные. К общешахтным относятся потери угля в целиках, оставляемых для охраны стволов и промплощадки, а также в целиках, оставляемых у границ шахтного поля или у геологических нарушений. К эксплуатационным потерям относятся потери угля в целиках, оставляемых для охраны горных выработок, а так же потери угля в очистных забоях.

В упрощенном виде промышленные запасы рассчитываются по формуле:

$$Q_{пр} = S \cdot H \cdot \sum pc, \tag{1.3}$$

где S и H – соответственно размеры шахтного поля по простиранию и падению, м;

$\sum p$ – суммарная производительность разрабатываемых пластов, т/м$^2$;

$$\sum p = \sum (m_i \cdot \gamma_i), \tag{1.4}$$

$m_i$ – вынимаемая мощность угольного пласта, м;

$\gamma_i$ – объемный вес угля, т/м$^3$;

с – коэффициент извлечения.

В зависимости от мощности пластов и угла падения он равен 0,92-0,8.

## *1.2. Параметры шахты*

К основным параметрам шахты относятся $Q_{пр}$, $A_г$ ($A_c$) – годовая или суточная добыча и срок службы шахты Т. Между ними существует зависимость:

$$T = Q_{пр} / A_г + t_р + t_з, \tag{1.5}$$

где $t_р, t_з$ – время соответственно на развитие и затухание добычи, лет.

Чем больше добыча шахты, тем больше должен быть срок её службы, (таблица 1.1). При значительном отклонении срока службы шахты от расчетного растет себестоимость добычи угля.

Таблица 1.1 – Рекомендованные сроки и мощности шахты

| Годовая мощность шахты, $А_г$, млн. т. | Суточная мощность шахты, $А_с$, тис. т. | Расчетный срок службы шахты, Т, лет | Время на развития добычи, $t_р$, лет | Время на затухание добычи, $t_з$ , лет |
|---|---|---|---|---|
| 0,9 | 3 | 25-30 | 2-3 | 1-2 |
| 1,2 | 4 | 30-40 | 2-3 | 1-2 |
| 1,5 | 5 | 40-50 | 3-4 | 2-3 |
| 1,8 | 6 | 50-60 | 3-4 | 2-3 |
| 2,1 | 7 | 50-60 | 3-4 | 2-3 |
| 2,4 | 8 | 50-60 | 4-5 | 2-3 |
| 3,0 | 10 | 50-60 | 4-5 | 3-4 |
| 3,6 | 12 | более 60 | 5-6 | 3-4 |
| 4,5 | 15 | более 60 | 6-7 | 3-4 |
| 6,0 | 20 | более 60 | 7-8 | 4-5 |

## *1.3. Типы шахт*

Различают индивидуальные и блоковые типы шахт (рис 1.2).

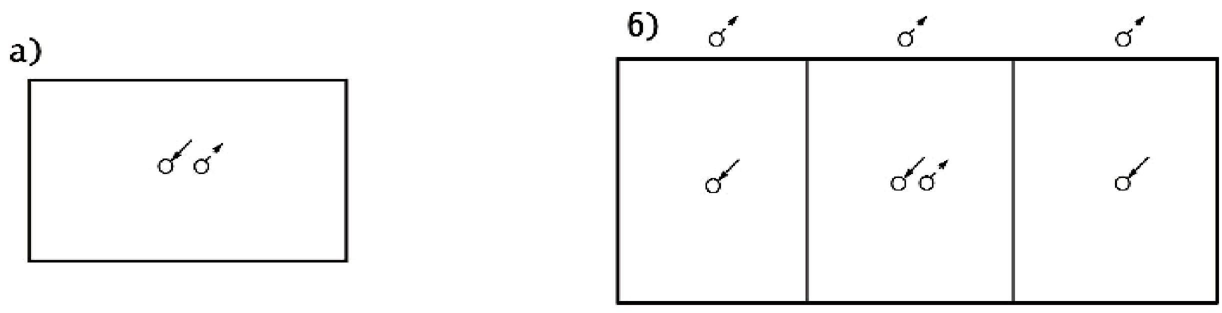



*Рисунок 1.2 – Типы шахт: а) индивидуальный, б) блоковый*

Согласно норм технологического проектирования (НТП) при размере шахтного поля по простиранию S>6 км и газообильности $q_{ch4} \geq 10$ м$^3$/т принимается блоковый тип шахты. Каждый блок имеет свою независимую схему проветривания. Для этого в каждом блоке проводятся воздухоподающий и вентиляционные стволы. Уголь со всех блоков транспортируется в центральный блок и по скиповому стволу выдаётся на поверхность. В том случае, когда шахтное поле по падению разбито на несколько транспортных ступеней и в каждой из них проводятся воздухоподающие и вентиляционные стволы, происходит деление шахтного поля на блоки и по падению. Размер блока по падению принимается $H_{бл} \leq 1{,}5\text{-}2{,}5$км, по простиранию $S_{бл}$ =3-6 км. Добыча из блока $А_{бл}$=3-5 тыс.т/сутки. Исходя из этого, одновременно в работе могут находится 2-3 блока.

# 2. ВСКРЫТИЕ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

***Вскрытием*** называется проведение горных выработок, дающих доступ с земной поверхности к полезному ископаемому и позволяющих вести подготовительные работы.

К вскрывающим выработкам относятся стволы (вертикальные, наклонные, слепые и горизонтальные, т.е. штольни), квершлаги и уклоны. Вскрытыми считаются запасы полезного ископаемого, лежащие выше пересечения вскрывающей выработки с полезным ископаемым.

## *2.1. Требования, предъявляемые к схемам вскрытия шахтных полей*

При выборе схемы вскрытия шахтного поля учитываются следующие требования:

1. Минимальные затраты средств и время на строительство шахты.
2. Минимальные затраты средств за все время работы шахты.
3. Обеспечение комфортных условий подземных рабочих и хорошего проветривания шахты (температура и скорость вентиляционной струи не должны быть больше, чем допустимые ПБ).
4. Соответствующая техника безопасности (с каждого рабочего горизонта должно быть не менее 2 выходов на земную поверхность).
5. Возможность обновления горного хозяйства (капитальных выработок, оборудования т.д.).

## *2.2. Факторы, влияющие на выбор схемы вскрытия шахтного поля*

1. Начальная глубина работ и наличие плывунов (при малой начальной глубине и отсутствии плывунов возможно вскрытие шахтного поля наклонными стволами. При наличии плывунов или при большой начальной глубине работ шахтные поля вскрываются только вертикальными стволами).
2. Угол залегания пластов (на пологом падении вскрытие возможно, как вертикальными, так и наклонными стволами, на крутом падении - только вертикальными).
3. Количество пластов (при вскрытии одного или двух пластов, далеко отстоящих друг от друга, возможно вскрытие только лишь стволами. При вскрытии большего количества пластов – стволами с дополнительными вскрывающими выработками).
4. Прочность вмещающих горных пород (вскрывающие выработки, а так же околоствольные дворы должны располагаться в прочных горных породах).
5. Газообильность угольных пластов (более 80% разрабатываемых шахто-

пластов Донбасса относится по газообильности к третьей категории и к сверхкатегорным шахтам. Для обеспечения нормальных условий работы в шахте необходимо проводить дополнительные воздухоподающие и вентиляционные скважины или стволы).

6. Наличие выбросоопасных пластов (при наличии выбросоопасных пластов должно быть минимальное количество вскрывающих выработок. Поэтому на шахтах крутого падения всё большее распространение получает блоковая подготовка свиты пластов).

7. Рельеф поверхности (в гористой местности возможно вскрытие полезных ископаемых штольнями, в равнинной – наклонными или вертикальными стволами).

8. Мощность вскрываемых пластов (при весьма тонких и тонких пластах наклонные стволы могут проходиться по угольным пластам. На пластах средней мощности и мощных стволы проводят по пустым породам).

9. Размеры шахтного поля по простиранию и падению (при S до 5-6 км, применяется индивидуальный тип шахты, при больших размерах – блоковый, т.е. проводится большее количество стволов. При Н до 2-2,5 км применяются одногоризонтные схемы вскрытия, а при больших размерах – многогоризонтные).

При выборе схемы вскрытия необходимо учитывать в совокупности все выше перечисленные факторы и требования.

## *2.3. Классификации схем вскрытия шахтных полей*

Существуют следующие классификации схем вскрытия шахтных полей.

1. По виду основной вскрывающей выработки:
   1) вертикальными стволами,
   2) наклонными стволами,
   3) штольней,
   4) наклонными стволами, пройденными по пустым породам.

На современных крупных шахтах с $A_c > 10$ тыс.т при Н<600м применяется комбинированное вскрытие вертикальными и наклонными стволами. При этом вертикальный ствол клетевой. По нему осуществляется подача свежей струи воздуха в шахту, спуск и подъём людей, материалов и оборудования. По наклонному стволу конвейерами выдаётся на поверхность уголь. По второму вертикальному стволу выводится исходящая струя воздуха (рис.2.1).

2. По количеству транспортных горизонтов (рис. 2.2):
   1) одногоризонтная,
   2) многогоризонтная,
   3) многогоризонтная схема вскрытия на крутом падении.

***Транспортным горизонтом*** называется совокупность горных выработок, расположенных в одной горизонтальной плоскости и служащих для обеспечения нормальной работы шахты (выработки околоствольного двора, квершлаги и основные штреки).

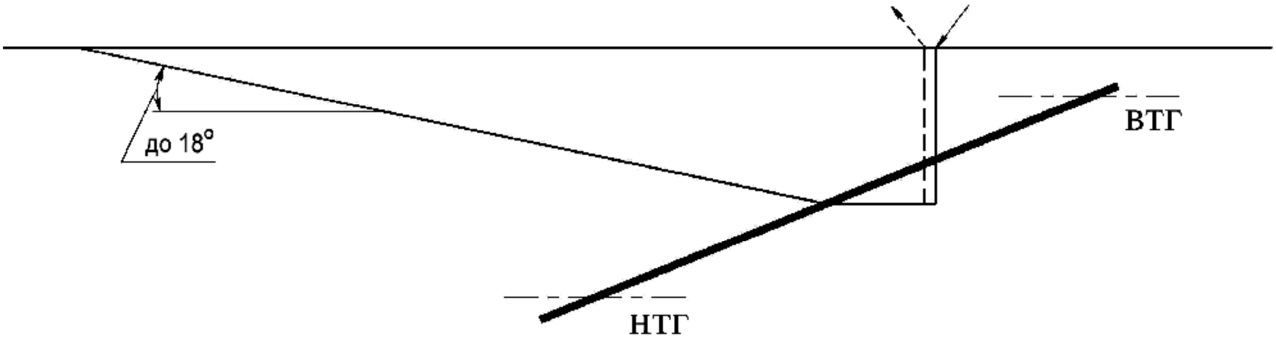



*Рисунок 2.1 – Комбинированная схема вскрытия шахтного поля*

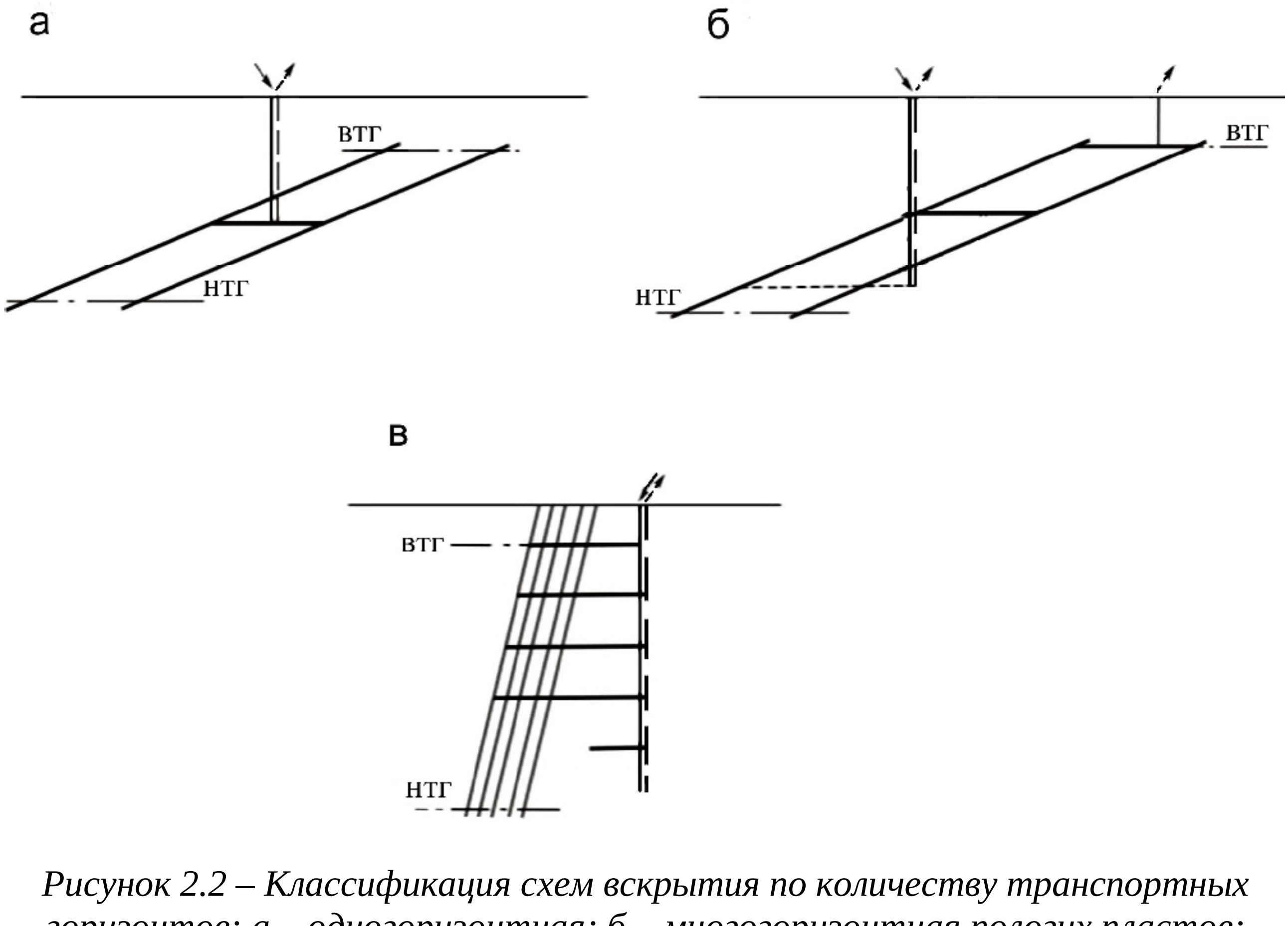



*Рисунок 2.2 – Классификация схем вскрытия по количеству транспортных горизонтов: а – одногоризонтная; б – многогоризонтная пологих пластов; в - многогоризонтная крутопадающих пластов*

3.По типу дополнительной вскрывающей выработки.

В первой классификации вскрытие осуществляется только стволами, без дополнительных вскрывающих выработок. В данной классификации при вскрытии шахтного поля применяются различные дополнительные вскрывающие выработки:

1) капитальный квершлаг,

2) капитальный гезенк,
3) погоризонтные квершлаги,
4) этажные (панельные) квершлаги.

## *2.4. Взаимное расположение стволов в шахтном поле*

Различают следующие схемы расположения стволов в шахтном поле (рис. 2.3).

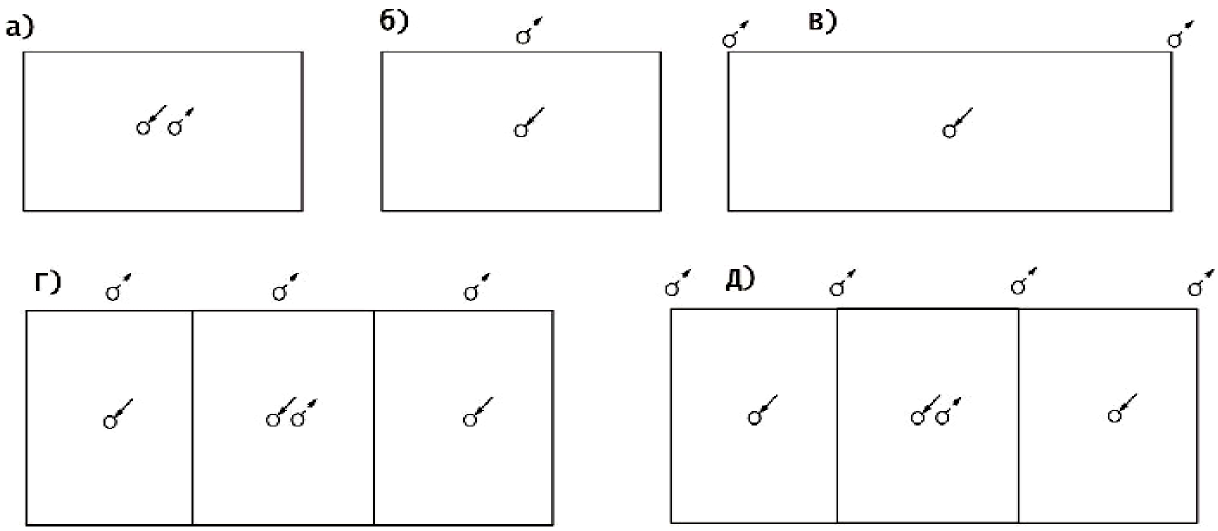



*Рисунок 2.3 - Взаимное расположение стволов в шахтном поле:*
*а – центрально-сдвоенное; б – центрально-отнесенное;*
*в – диагональное; г – секционное; д - комбинированное*

1) ***Центрально - сдвоенное расположение стволов***. Применяется при ограниченных размерах шахтных полей S до 8 км, Н до 2-2,5 км, при $А_с$ до 2-3 тыс.т, при газообильности до 10 $м^3$/т и любом угле падения пластов.

ДОСТОИНСТВА: компактность поверхности.

НЕДОСТАТКИ: в случае прирезки запасов по падению появляется вторая, может быть, и третья ступень уклонов. Схема проветривания всего шахтного поля относительно сложная, т.к. при отсутствии у верхней технической границы дополнительных вентиляционных стволов или шурфов исходящая струя воздуха движется по вспомогательному бремсбергу (ходку) вниз.

2) ***Центрально - отнесенное расположение стволов***. В данной схеме по сравнению с предыдущей лучше проветривается бремсберговая часть шахтного поля. Условия проветривания уклонной части такие же, как и в первой схеме, т.е. сложнее, чем в бремсберговой части шахтного поля. Область применения такая же, как и первой схемы.

3) ***Диагональное расположение стволов***. По сравнению с первой и второй схемами данное расположение вентиляционных стволов позволяет применить в бремсберговой части шахтного поля прямоточную схему проветривания с подсвежением исходящей струи воздуха. Это приводит к увеличению добычи из лавы по сравнению с возвратноточной схемой проветривания, применяемой в первой и второй схемах, в 1,5-2 раза. Поэтому она может применяться при S до 8 км., при Н до 2,5 км., при газообильности более 10 $м^3$/т.

4) ***Секционная схема расположение стволов***.

5) ***Комбинированная схема расположения стволов.*** Схемы 4) и 5) применяются на шахтах блокового типа при $A_c$ более 5-6 тыс.т, при S более 6 км., при q более 20 $м^3$/т. Обособленное проветривание в каждом блоке позволяет обеспечить большую добычу шахты и комфортные условия работы подземных рабочих.

## *2.5. Вскрытие пологих пластов вертикальными центрально - сдвоенными стволами и капитальным квершлагом (рис. 2.4 )*

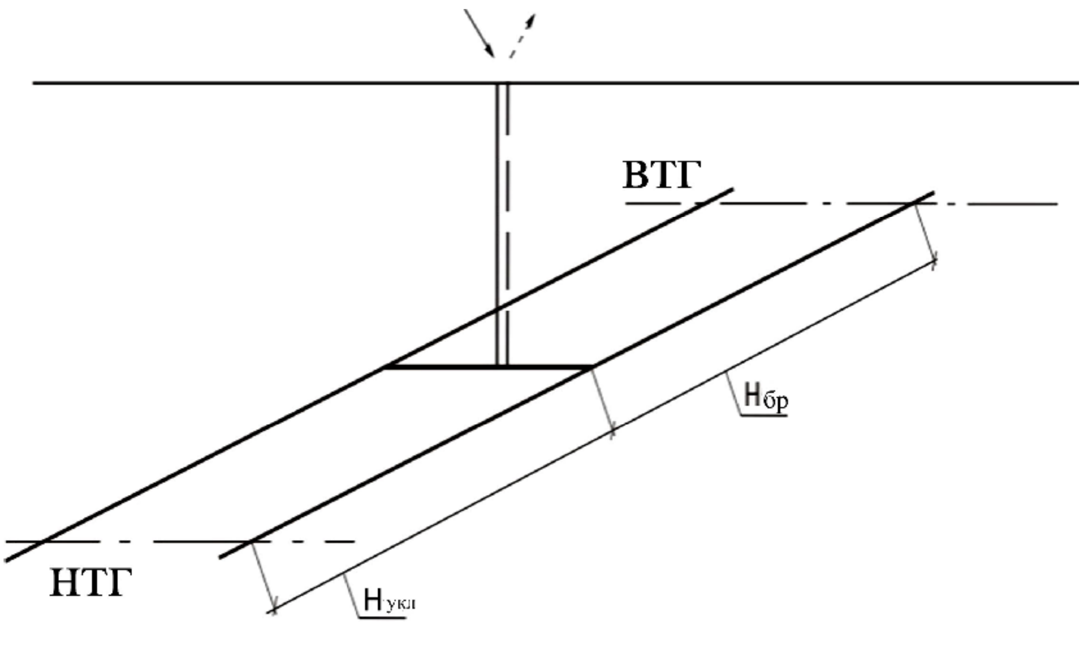



*Рисунок 2.4 – Вскрытие пологих пластов вертикальными центрально-сдвоенными стволами и капитальным квершлагом*

Сущность данной схемы вскрытия заключается в том, что все запасы шахтного поля отрабатываются на один транспортный горизонт и выдаются на поверхность с одной и той же глубины, т.е. углубок стволов нет. В этом заключается ДОСТОИНСТВО ее и одновременно НЕДОСТАТОК, так как нет возможности обновлять горное хозяйство. Исходя из возможности транспортных средств, согласно НТП размеры выемочной ступени по падению составляют 1000-1500м в бремсберговой и 800-1200м в уклонной части шахтного поля. Поэтому данная схема вскрытия применяется при размерах шахтного поля по падению до 2-2,5км. При больших размерах шахтного поля по падению возникает необходимость в сооружении второй ступени уклонов, что резко ухудшает проветривание уклонных частей шахтного поля, увеличивает затраты на транспорт, водоотлив и поддержание горных выработок. Чтобы избежать этих недостатков применяют многогоризонтные схемы вскрытия шахтного поля.

## *2.6. Вскрытие пологих пластов вертикальными центрально-сдвоенными стволами и погоризонтными квершлагами (рис. 2.5)*

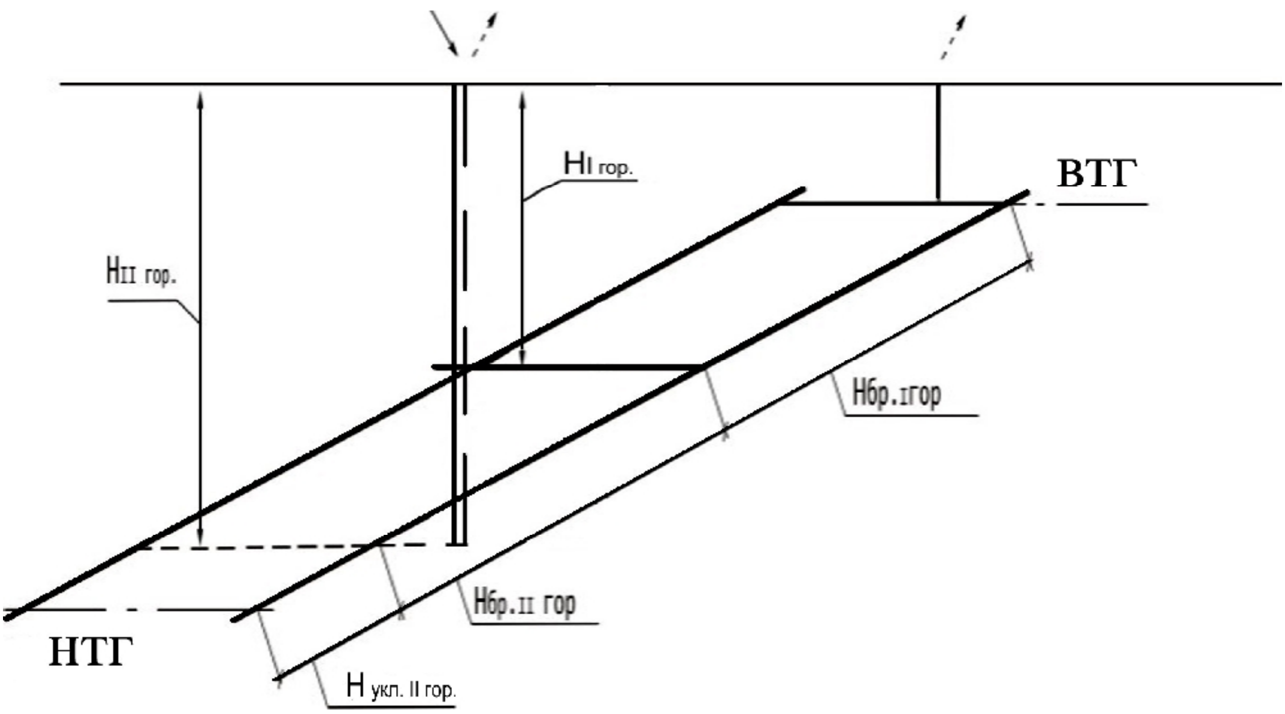



*Рисунок 2.5 – Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами*

Так же, как и в выше приведенной схеме вскрытия, $H_{бр}$ = 1000 – 1500 м, $H_{укл}$ =800 – 1200 м. В НТП 1986 г. и правилах технической эксплуатации угольных шахт 2006 г. издания рекомендуется иметь уклонные поля на каждом транспортном горизонте. НТП 1978 г. рекомендовали иметь уклонные поля только на последнем транспортном горизонте. При наличии уклонных частей шахтного поля на каждом транспортном горизонте при Н = 4,5 км может быть два транспортных горизонта. А при их наличии только в последнем – три. При этом значительно увеличиваются затраты.

Срок службы горизонта должен быть не меньше 20 лет.

Данная схема вскрытия применяется при Н до 4 и более км. По сравнению со вскрытием вертикальными стволами и капитальными квершлагами она имеет следующие ПРЕИМУЩЕСТВА: большие размеры шахтного поля и большие запасы угля, а, следовательно, и большая производительность шахты, возможность обновления горного хозяйства, меньшие первоначальные капитальные затраты и время строительства шахты и, как правило, меньшие затраты за весь срок службы шахты.

Одновременно с этим данная схема вскрытия имеет и НЕДОСТАТКИ: необходимость проведения углубки стволов усложняет ритмичную работу шахты.

После проведения стволов до отметки первого транспортного горизонта, сооружения околоствольного двора, проведения квершлагов, основных штреков, бремсбергов с ходками проводятся ярусные или этажные штреки (выемочные ходки при погоризонтном способе подготовки шахтного поля) и ведется отработка запасов бремсберговой части первого горизонта.

По мере отработки запасов бремсберговой части I горизонта осуществляется проведением уклона с ходками. Причем бремсберги с ходками проводятся сразу на всю высоту выемочной ступени, а уклоны с ходками только на высоту ярусов (этажей) и постепенно углубляются.

Постепенно при отработке запасов уклонной части на первом горизонте ведется углубка стволов, сооружение околоствольного двора и проведение всех выработок на втором горизонте. К моменту доработки запасов угля первого горизонта на втором горизонте должны вступить в строй действующих лавы бремсберговой части.

Околоствольные дворы необходимо располагать вне зон геологических нарушений, в прочных вмещающих породах. Как правило, если это позволяет рельеф поверхности и ее застройка, стволы необходимо располагать по простиранию примерно по середине шахтного поля, а по падению так, чтобы длина квершлагов справа и слева от стволов была примерно одинаковой. В этом случае затраты на проведение и поддержание квершлагов, транспорт полезного ископаемого, породы, материалов и оборудования по ним будут минимальными.

Для современных шахт Донбасса более прогрессивной является схема вскрытия вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами.

Обе выше рассмотренные схемы вскрытия применяются при угле падения пласта угля больше 8 градусов, при меньших углах падения применяются другие схемы. В частности, вскрытие вертикальными стволами и капитальным гезенком (рис. 2.6).

Эта схема вскрытия имеет преимущества, недостатки и область применения, за исключением угла падения, аналогичные схеме вскрытия вертикальными стволами и капитальным квершлагом.

При расстоянии между пластами больше чем 100 – 110 м околоствольные дворы сооружаются на каждом пласте. В скиповом стволе должно быть два независимых скиповых подъема – на каждый пласт свой. Капитальный гезенк при этом не нужен.

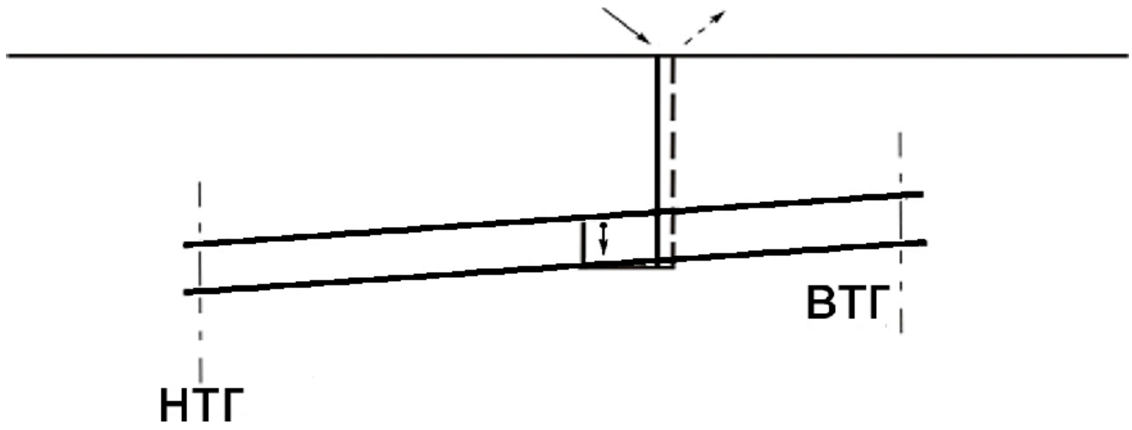



*Рисунок 2.6 – Вскрытие пологих пластов вертикальными стволами и капитальным гезенком*

## *2.7. Вскрытие свиты крутопадающих пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами*

На крутом падении шахты разрабатывают до 30 и более пластов. Как правило, вскрытие свиты крутых пластов осуществляется вертикальными стволами и этажными квершлагами, т.е. имеет место многогоризонтная схема вскрытия шахтного поля (рис. 2.7).

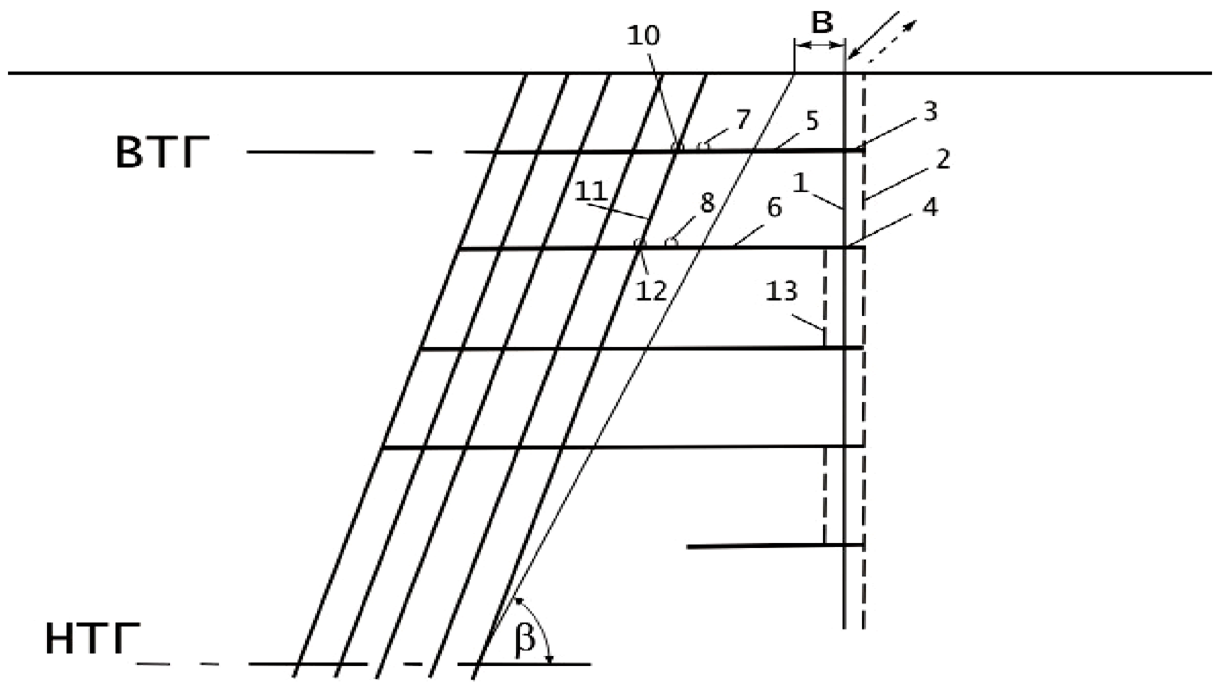



*Рисунок 2.7 – Вскрытие свиты крутопадающих пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами*

Стволы располагаются на разрезе по падению за зоной сдвижения толщи горных пород, т.е. за линией, проведенной от нижней технической границы под углом β, и с учётом бермы безопасности шириной 30-50 м. При расположении стволов по середине свиты пластов отклонение стволов от вертикали за счет многократной подработки и надработки их в начале 70-х годов XX столетия составило более 1,5м. В связи с чем около 70% стволов шахт ЦРД было остановлено и проводилось их перекрепление. По простиранию стволы располагаются в центре шахтного поля.

Первоначально клетевой ствол *1* и скиповой *2* проводятся до отметки откаточного штрека первого этажа. У ВТГ сооружается околоствольный двор *3*, а на уровне откаточного штрека первого этажа – околоствольный двор *4*. От них проводятся вентиляционный *5* и откаточный *6* квершлаги. Они вскрывают необходимое количество угольных пластов, обеспечивающих добычу шахты. От этих квершлагов проводятся по простиранию вентиляционный пластовый *10* и откаточный пластовый *12* штреки. Между ними проводятся разрезные печи *11*. Отработку запасов этажа производят от центра к границам шахтного поля по простиранию. Для охраны этажных квершлагов *6* и *5* оставляются целики угля. По мере отработки ближайших к стволам пластов производится вскрытие, подготовка и отработка более удаленных пластов.

По мере отработки запасов первого этажа осуществляется углубка стволов до отметки откаточного штрека второго этажа. По аналогии с первым этажом производится вскрытие, подготовка и отработка запасов угля второго этажа. Одновременно в работе находятся два этажа. На первом этаже ведется добыча большей части угля, на втором начинают вести добычу угля, т.е. происходит развитие горных работ. Бывший откаточный горизонт первого этажа становится вентиляционным при отработке второго этажа и т.д. Некоторое время в переходный период (2-4 года) исходящая струя воздуха со второго этажа по вентиляционным сбойкам передается на вентиляционный горизонт первого этажа, что значительно усложняет схему проветривания.

Для исключения этого недостатка необходимо проводить на каждом горизонте по два этажных квершлага и групповых штрека. По одному идет свежая, а по другому исходящая струя воздуха.

Согласно рекомендациям НТП время отработки горизонта на крутом падении должно быть более 10 лет. При малом количестве пластов и ограниченных запасах этажа время отработки будет меньше 10 лет. Время подготовки нового горизонта составляет 5-7 и более лет. Поэтому для обеспечения ритмичной работы шахты и недопущения снижения ее добычи при переходе очистных работ с одного горизонта на другой стволы проводятся сразу до отметки откаточного горизонта второго этажа. Углубку стволов производят сразу на два этажа. То есть, в том случае, когда запасов угля этажа не хватает на 10 лет отработки, производится объединение двух этажей в один транспортный горизонт. С этой целью проводится капитальный гезенк 13. Уголь с откаточного горизонта первого этажа по нему передаётся вниз на откаточный горизонт второго этажа, т.е. на транспортный горизонт.

В отличие от пологого и наклонного падения на крутом падении нет наклонных выработок. В связи с этим схема транспорта значительно проще. Постоянное ведение углубочных работ требует проведения стволов большим диаметром, чем это необходимо для размещения скипов или клетей. На современных шахтах, как правило, для обеспечения углубки стволов проводится третий ствол. Все это приводит к удорожанию стоимости строительства шахты.

Данная схема вскрытия является наиболее распространенной на шахтах ЦРД. Вертикальная высота этажа принимается 100-110 м. Для уменьшения затрат на поддержание пластовых штреков проводят полевые групповые штреки 7 и 8. В этом случае пластовые штреки поддерживаются только между промежуточными квершлагами, а не на всю длину крыла шахтного поля.

В центральном районе Донбасса с газоносностью пластов 20 $м^3$/т и более при размерах шахтных полей по простиранию более 6 км нужно использовать фланговую, а с размерами более 8 км – секционную схемы проветривания шахт с проведением соответствующего количества одиночных или спаренных воздухоподающих и вентиляционных стволов или скважин большого диаметра.

## *2.8. Особенности вскрытия шахтных полей на больших глубинах*

В Донбассе к глубоким шахтам относятся шахты с глубиной работ на пологом падении более 600 м, а на крутом более 700 м. С увеличением глубины разработки возрастает горное давление на крепь горных выработок, увеличивается пластичность вмещающих горных пород, что приводит к увеличению деформаций крепи выработок. Вышесказанное обуславливает необходимость проведения выработок с увеличенным сечением на 20-25% по сравнению с требуемым согласно с ПБ. Это приводит к увеличению стоимости проведения выработок. С целью уменьшения затрат на поддержание выработок их необходимо проводить в прочных горных породах. На многих шахтах Донбасса на глубине свыше 800м песчаники являются выбросоопасными. В результате резко снижаются темпы проведения выработок и увеличивается стоимость их сооружения. Несмотря на это, выработки с большим сроком службы необходимо проходить по песчаникам.

Повышение температуры вмещающих пород с увеличением глубины разработки требует проведения выработок завышенным сечением, проведения дополнительных воздухоподающих и вентиляционных скважин или стволов, применения секционной схемы проветривания при блоковом типе шахты.

# 3. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

После вскрытия шахтного поля приступают к проведению подготавливающих горных выработок, т.е. к подготовке шахтного поля. Существуют следующие способы подготовки шахтных полей: этажный , панельный, погоризонтный и комбинированный.

При всех выше перечисленных способах подготовки могут быть различные схемы вскрытия шахтных полей. Рассмотрим этажный способ подготовки при вскрытии шахтного поля вертикальными центрально-сдвоенными стволами и капитальным квершлагом.

## *3.1. Этажный способ подготовки шахтного поля*

Для простоты изображения все выработки показаны в одну линию, рисунок способа подготовки шахтного поля развернут на 90 градусов (рис. 3.1).

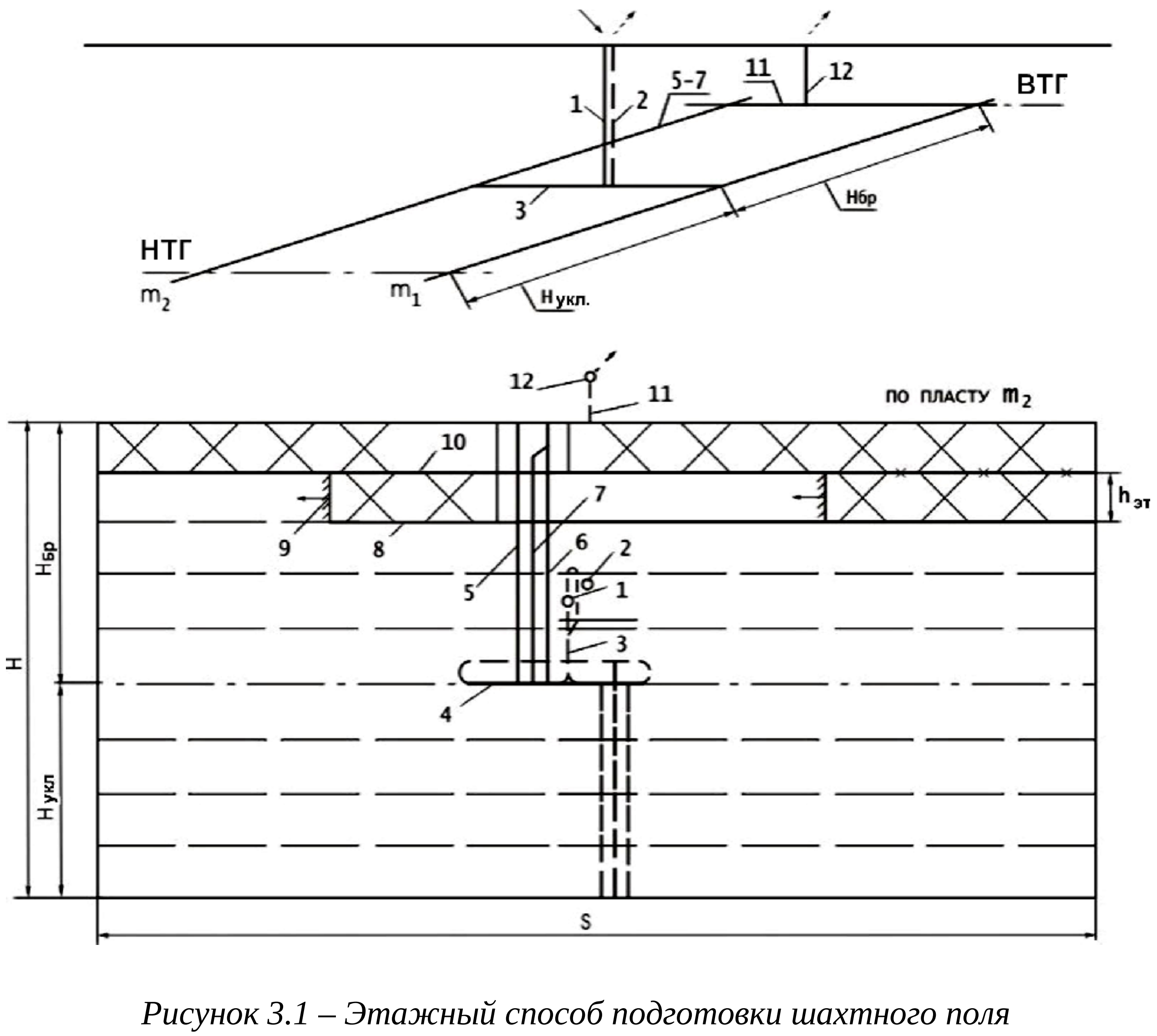



*Рисунок 3.1 – Этажный способ подготовки шахтного поля*

Суть этажного способа подготовки заключается в том, что запасы бремсберговой части шахтного поля отрабатываются на капитальный бремсберг, а запасы уклонной части – на капитальный уклон. Шахтное поле по падению делится на этажи. Границами этажа являются по восстанию этажный вентиляционный, по падению – этажный откаточный штреки, а по простиранию - границы шахтного поля. Иногда этаж делится на подэтажи. Тогда высота этажа увеличивается в два - три раза. Для этого проводятся дополнительные промежуточные бремсберги с ходками. При этом увеличивается добыча с пласта, но резко усложняются схемы транспорта и проветривания, увеличиваются затраты на проведение и поддержание горных выработок. Поэтому, как правило, в Донбассе по падению в этаже располагается две лавы – по одной в крыле.

Проветривание лав верхнего пласта осуществляется по следующей схеме: свежая струя воздуха идет по клетевому стволу *1*, по квершлагу *3*, по коренному штреку *4*, по грузовому ходку *5*, по откаточному этажному штреку *8*, по лаве *9*; исходящая струя идет по вентиляционному этажному штреку *10*, по людскому ходку *6*, по участку вентиляционного штрека первого этажа, по вентиляционному квершлагу *11* и по вентиляционному стволу *12* выходит на поверхность.

По скиповому стволу *2* идет исходящая струя от проветривания склада взрывчатки, электровозного гаража и водотрубного ходка.

ДОСТОИНСТВА: малое количество наклонных выработок, простота схемы транспорта.

НЕДОСТАТКИ: малое количество лав на пласте, а, следовательно, малая добыча с пласта. Угол залегания пласта по простиранию изменяется, поэтому изменяется и высота этажа, штрек изгибается. Эти факторы не позволяют применить по штрекам ленточные конвейера. Уголь транспортируется в вагонетках. Производительность локомотивного транспорта значительно ниже, чем конвейерного. Изменение длины лавы приводит к необходимости сокращения или увеличения длины механизированного комплекса в лаве, что затрудняет ритмичную работу лавы и увеличивает производственные затраты. Трудно обеспечить должное проветривание длинных тупиковых штреков при их проведении.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ: этажный способ подготовки применяется на крутонаклонных и крутых пластах ($\alpha > 25°$), а на пологом падении – при ограниченных размерах шахтного поля по простиранию – при S до 4-5км, при любом газовыделении, включая пласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа.

При отработке уклонной части шахтного поля необходимо иметь два коренных штрека и два квершлага. По одному идет свежая, по второму – исходящая струя воздуха.

### *3.2. Панельный способ подготовки шахтного поля*

Рассмотрим панельный способ подготовки при вскрытии пологого пласта вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при делении шахтного поля по падению на 3 выемочных ступени, а по простиранию на 2 панели, т.е. всего на 6 панелей (рис. 3.2). Число панелей может быть другим.

Размер панелей по падению равен размеру выемочной ступени по падению ($H_{бр}$. и $H_{укл}$.). Согласно НТП $S_п \le 2,5$-3км, $H_п \le 1200$-1500м. В отличие от этажного способа подготовки при панельном способе запасы каждой панели отрабатываются на свои панельные бремсберги или уклоны. Одновременно в работе могут находится 2 и более панелей. Поэтому добыча из пласта по сравнению с этажным способом будет в 2-3 раза больше. Это является значительным ПРЕИМУЩЕСТВОМ. Кроме этого к преимуществам относятся (при прочих равных условиях) следующие моменты: в связи с меньшей длиной крыла панели легче осуществить полную конвейеризацию угля, легче проветрить тупиковые выработки при их проведении, меньше изменяется длина лавы. Все это способствует использованию механизированных комплексов в лавах.

НЕДОСТАТКИ: большее количество наклонных выработок, большие затраты на их проведение.

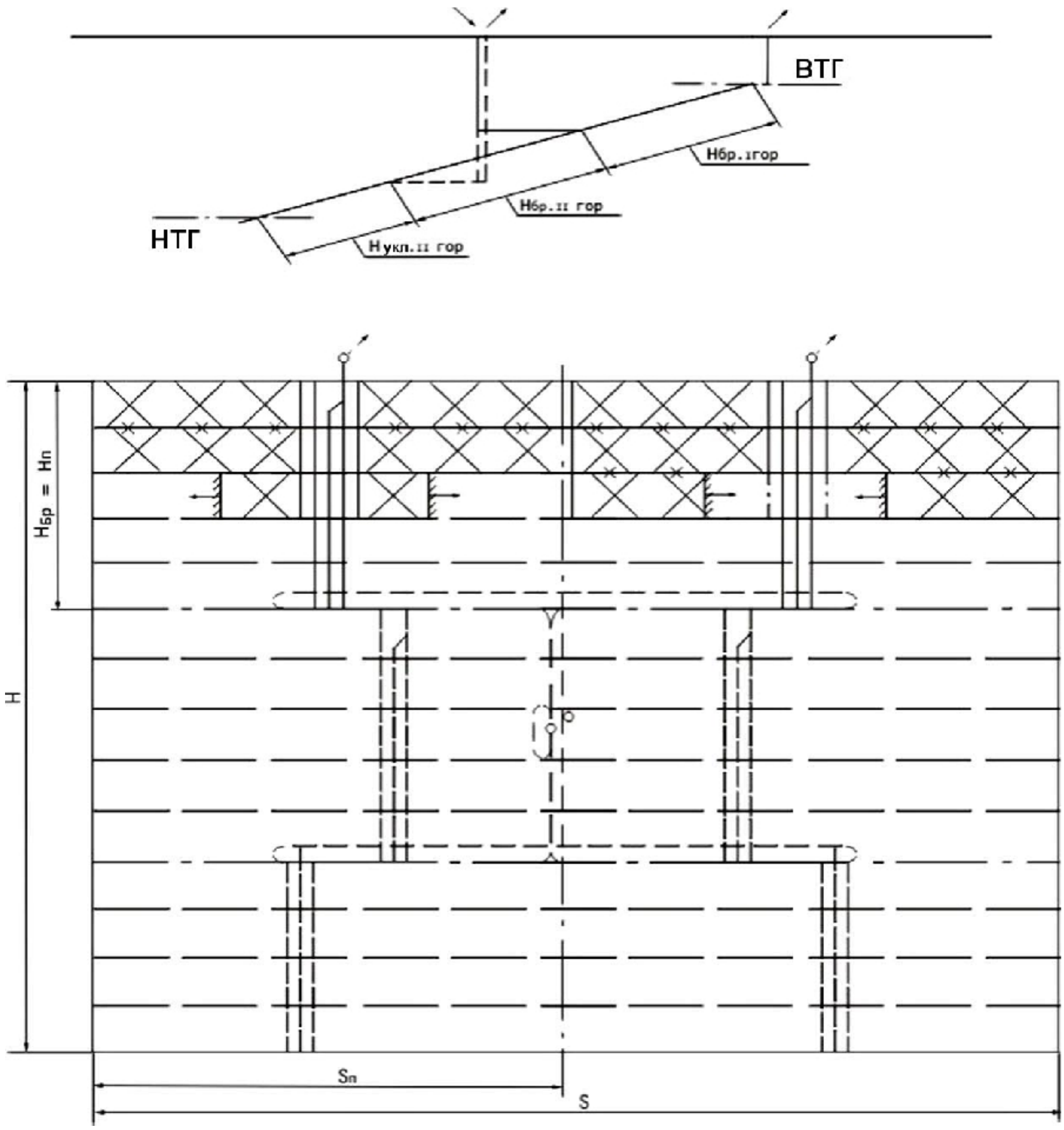



*Рисунок 3.2 – Панельный способ подготовки шахтного поля*

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ: Применяется на пологом падении (при угле падения до 25 градусов), при размере шахтного поля по простиранию более 4-5 км, при любой газообильности, водообильности и т. д.

Панельный способ подготовки является более перспективным, чем этажный. Панели по падению делятся на ярусы. Как правило, в ярусе располагается две лавы – по одной в крыле.

Ярусы, как и этажи, по простиранию могут отрабатываться обратным ходом (смотри правую панель) или прямым ходом (см. левую панель). По падению ярусы и этажи отрабатываются, как правило, в нисходящем порядке, т.е. сверху вниз. Восходящий порядок допускается при отработке запасов бремсберговой части шахтного поля на шахтах не выше II категории по газу. В уклонной части шахтного поля в любых условиях отработка ярусов или этажей производится в нисходящем порядке. При применении восходящего порядка необходимо будет поддерживать уклон с ходками в выработанном пространстве, производить откачку воды все время с максимальной глубины. Есть возможность поступления метана из ниже расположенных выработанных пространств в отрабатываемые лавы, увеличатся затраты на поддержание наклонных выработок в уклонной части шахтного поля. Кроме того в случае прирезки запасов при отработке ниже расположенных лав не исключены прорывы воды в них из выработанного пространства.

Порядок отработки панелей согласно НТП следующий: в бремсберговой части шахтного поля сначала отрабатываются центральные, а затем крайние панели, т.е. порядок отработки запасов прямой - от центра шахтного поля к границам. В уклонной части шахтного поля сначала отрабатываются крайние, а затем центральные панели. При этом уменьшаются время и затраты на строительство шахты, а также затраты на поддержание главных (коренных) штреков.

Согласно с ПТЭ (правилами технической эксплуатации) при разработке пластов на большой глубине с большой газоносностью или высокой температурой боковых пород, а также самовозгорающихся пластов необходимо предусмотреть восходящее проветривание уклонных полей.

### *3.3. Погоризонтный способ подготовки шахтного поля*

При этом способе подготовки шахтное поле делится на выемочные участки, вытянутые по восстанию и по падению. Лавы располагаются по простиранию, а отработка выемочных участков производится в бремсберговой части шахтного поля по падению от центра шахтного поля к его границам, а в уклонной части – лавами по восстанию от границ шахтного поля к центру (рис. 3.3). Сначала отрабатываются запасы бремсберговой части шахтного поля, а затем уклонной.

На рисунке 3.3 условно показаны оба этапа отработки как бремсберговой, так и уклонной частей шахтного поля одновременно.

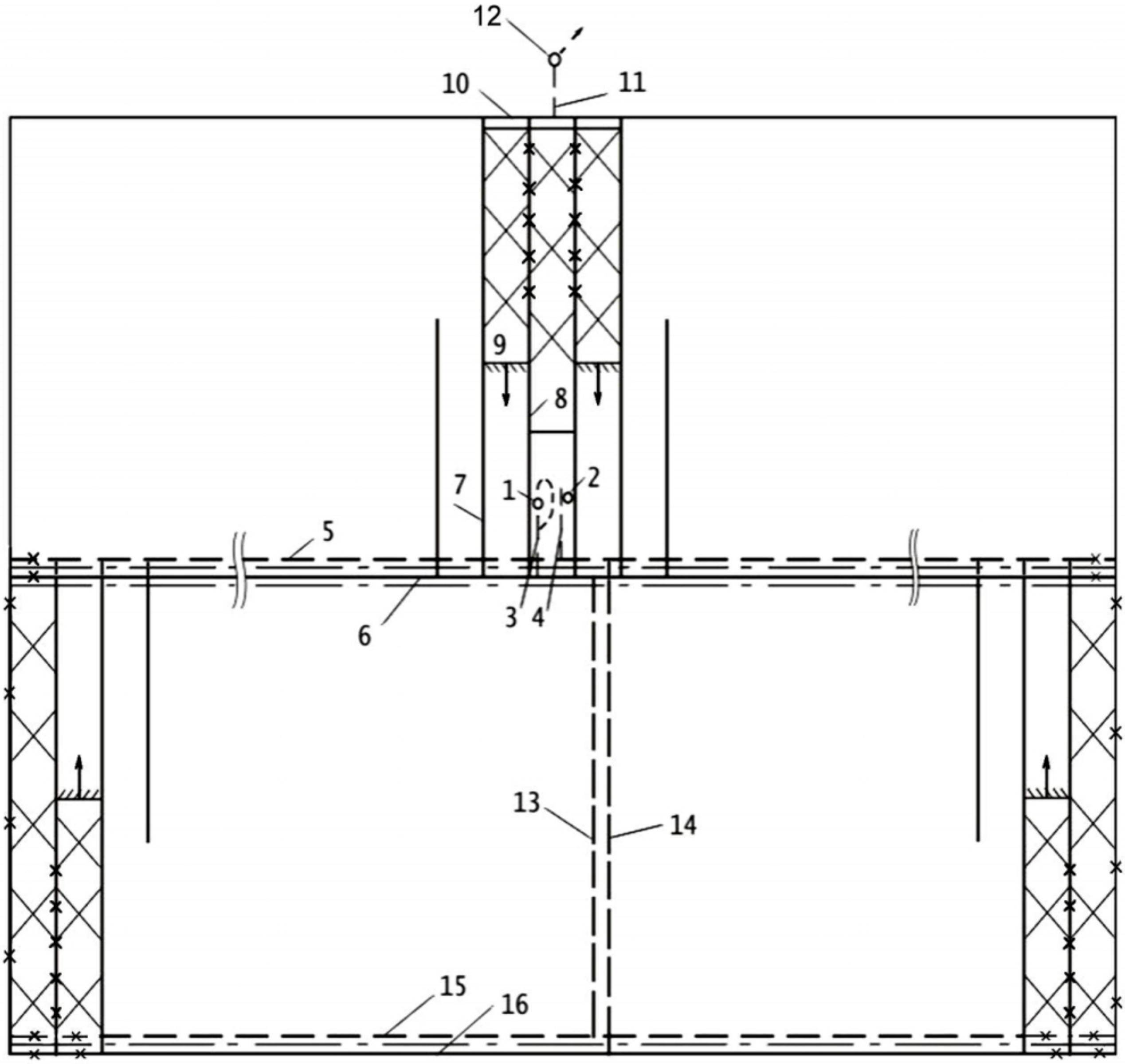



*Рисунок 3.3 – Погоризонтный способ подготовки шахтного поля*

Такой порядок отработки шахтного поля позволяет уменьшить время и затраты на строительство шахты, проводить магистральные штреки *5*, *6* и *10* постепенно по мере отработки выемочных участков в бремсберговой части шахтного поля, а, следовательно, и уменьшить затраты на их поддержание. При отработке лав в уклонной части шахтного поля погашаются магистральные штреки *5* и *6*, пройденные на уровне транспортного горизонта, а так же дренажные штреки *15* и *16*, пройденные по нижней технической границе.

Проветривание лавы в бремсберговой части шахтного поля осуществляется по следующей цепочке: свежая струя идет по клетевому стволу *1*, откаточному квершлагу *3*, пластовому магистральному штреку *6*, по выемочному ходку *8* (параллельно подсвежающая струя - по ходку *7*), по лаве 9 и исходящая струя идет по ходку *7* вверх, по вентиляционному магистральному штреку *10*, вентиляционному квершлагу *11* и вентиляционному стволу *12* на поверхность. В данном случае показана прямоточная схема проветривания выемочного участка с подсвежением исходящей струи воздуха.

Транспорт угля осуществляется по лаве *9* скребковым конвейером, по ходку *7* ленточным конвейером, по полевому магистральному штреку *5* и конвейерному квершлагу *4* к скиповому стволу ленточными конвейерами, т.е. имеет место полная конвейеризация угля. Для отработки уклонной части шахтного поля необходимо пройти капитальные уклон *13* с ходком *14* и дренажный штрек *15*. Как правило, они проводятся полевыми. Для обеспечения проветривания в период проходки чаще всего параллельно с полевым дренажным проводится пластовый магистральный штрек *16*.

Погоризонтный способ подготовки может применятся как при одногоризонтной схеме вскрытия так и при многогоризонтной. Согласно с НТП, $Н_б$ и $Н_{укл}$ (длина выемочных столбов) при благоприятных горно-геологических условиях может достигать 1,2-1,5 км на пластах средней мощности и 0,8-1,0 км на тонких и мощных пластах. По сравнению с панельным и этажным погоризонтный способ имеет следующие ПРЕИМУЩЕСТВА:

1. Меньше удельная протяженность проводимых и поддерживаемых выработок, а, следовательно, и меньшие затраты на их проведение и поддержание.

2. Ходки проводятся по направлению, поэтому легко осуществить по ним транспорт угля ленточными конвейерами, т.е. применяется полная конвейеризация угля.

3. Практически постоянная длина лавы позволяет без проблем применять механизированные комплексы.

4. Лучше схема проветривания шахтного поля.

НЕДОСТАТКИ:

1. Большое количество наклонных ходков, технология проведения которых сложнее, стоимость проведения выше, чем горизонтальных штреков.

2. Поддержание ходков сложнее и дороже, чем штреков.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ограничивается углом падения пластов до 10 градусов (при диагональном расположении лав – до 12 градусов). Применяется при любой газообильности.

При притоке воды в лаву более 5 $м^3$/ч необходимо лавы отрабатывать по восстанию как в уклонной, так и в бремсберговой части шахтного поля. Это приводит к «перепробегу» транспорта. При мощности пласта $m \geq 1{,}5\text{-}2{,}0$м отработка лав по восстанию разрешается только лишь с согласия отраслевого НИИ. В противном случае за счет вывалов кусков угля возможен травматизм горнорабочих очистного забоя. При наличии воды и большой мощности пласта необходимо переходить на панельный способ подготовки.

Погоризонтный способ является наиболее прогрессивным из всех рассмотренных.

## *3.4. Комбинированный способ подготовки шахтного поля*

На шахтах, как правило, применяется сочетание вышерассмотренных способов подготовки шахтного поля, т.е. применяются комбинированные способы (рис. 3.4).

При значительном увеличении размеров шахтного поля по простиранию в бремсберговой части шахтного поля может быть этажный, а в уклонной части – панельный способ подготовки.

В Донбассе с увеличением глубины залегания уменьшается угол падения угольных пластов, поэтому в бремсберговой части шахтного поля может применяться этажный или панельный, а в уклонной – погоризонтный способ подготовки.

Комбинированные способы подготовки обладают достоинствами и недостатками тех способов, из которых они состоят.

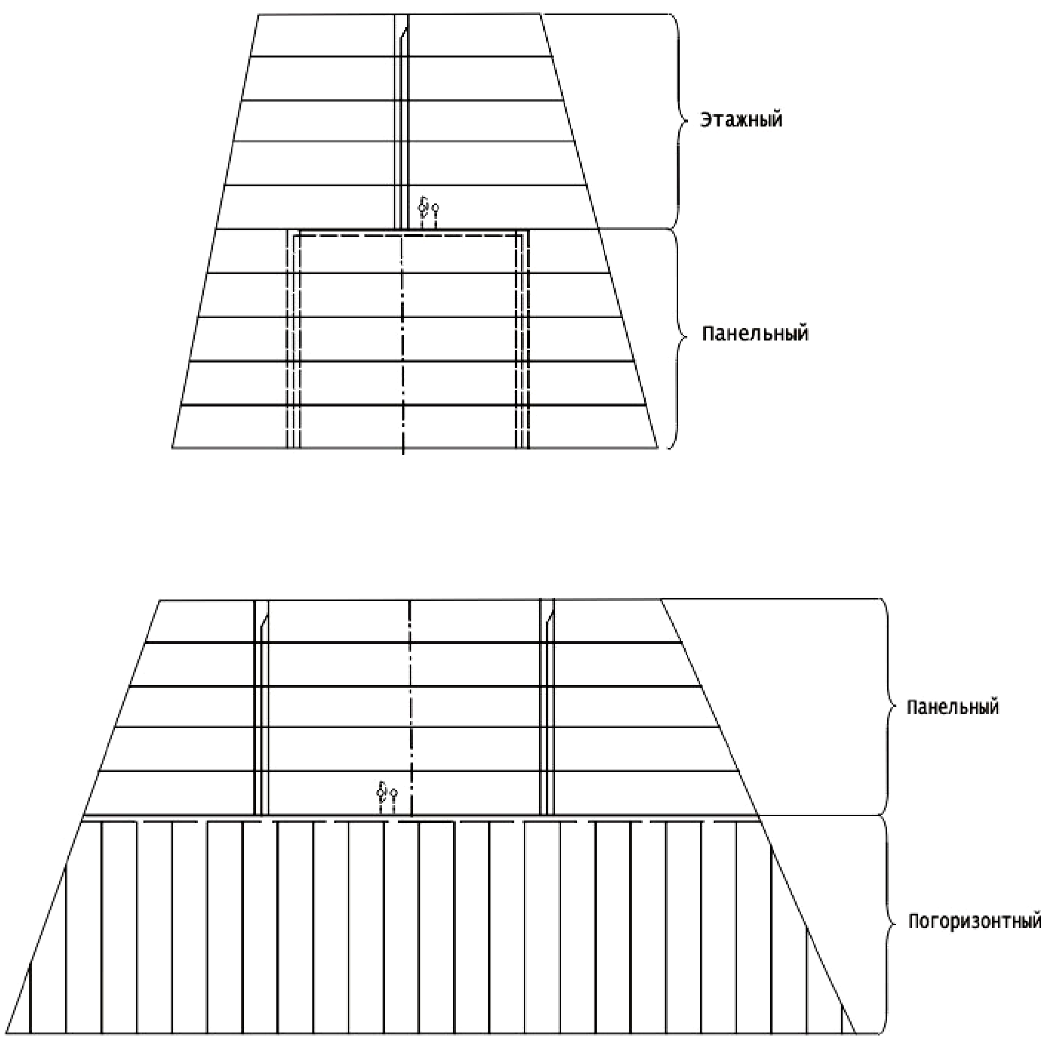



*Рисунок 3.4 – Комбинированные способы подготовки шахтных полей*

# *4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ*

***Система разработки –*** это определенный порядок ведения очистных и подготовительных горных работ, выполняемых в определенной последовательности в пространстве и во времени, с учетом схемы проветривания выемочного участка.

Существует большое количество классификаций систем разработок.

Основными признаками классификаций, применяемых в Донбассе, являются:

1. Направление движения очистных и подготовительных выработок.
2. Условия поддержания подготовительных выработок, примыкающих к очистному забою.
3. Взаимное направление движения очистного забоя и транспорта угля.
4. Схема проветривания выемочного участка.

## *4.1. Сплошная система разработки пологих пластов*

При сплошной системе разработки очистной и подготовительные забои (лава и штреки) находятся в одном и том же ярусе или этаже (для погоризонтного способа подготовки – в одной полосе, в одном выемочном участке). Направление их движения совпадает. Лава и штреки движутся от наклонных выработок к границам панели или шахтного поля (для погоризонтного способа подготовки - от магистральных штреков к границам шахтного поля по восстанию или падению). Выемочные штреки охраняются с одной стороны в выработанном пространстве. Направление движения лавы и транспорта угля не совпадают. Схема проветривания выемочного участка возвратноточная (рис. 4.1).

Для глубоких шахт Донбасса необходимо предусматривать обособленное проветривание лебёдочных камер.

Между лавами оставляются целики угля. Штреки повторно не используются.

ДОСТОИНСТВА сплошной системы разработки:

1. Малый объём подготовительных работ и затрат на момент сдачи лавы в эксплуатацию.
2. Нет длинных тупиковых выработок, и поэтому нет проблем с их проветриванием.

НЕДОСТАТКИ:

1. Взаимное влияние очистной и подготовительных выработок (при проведении БВР в откаточном штреке продукты взрывания вместе с исходящей струёй попадают в лаву. Поэтому на момент взрыва и проветривания забоя штрека работы в лаве необходимо останавливать, а рабочих выводить на свежую струю).
2. Нет доразведки пласта.

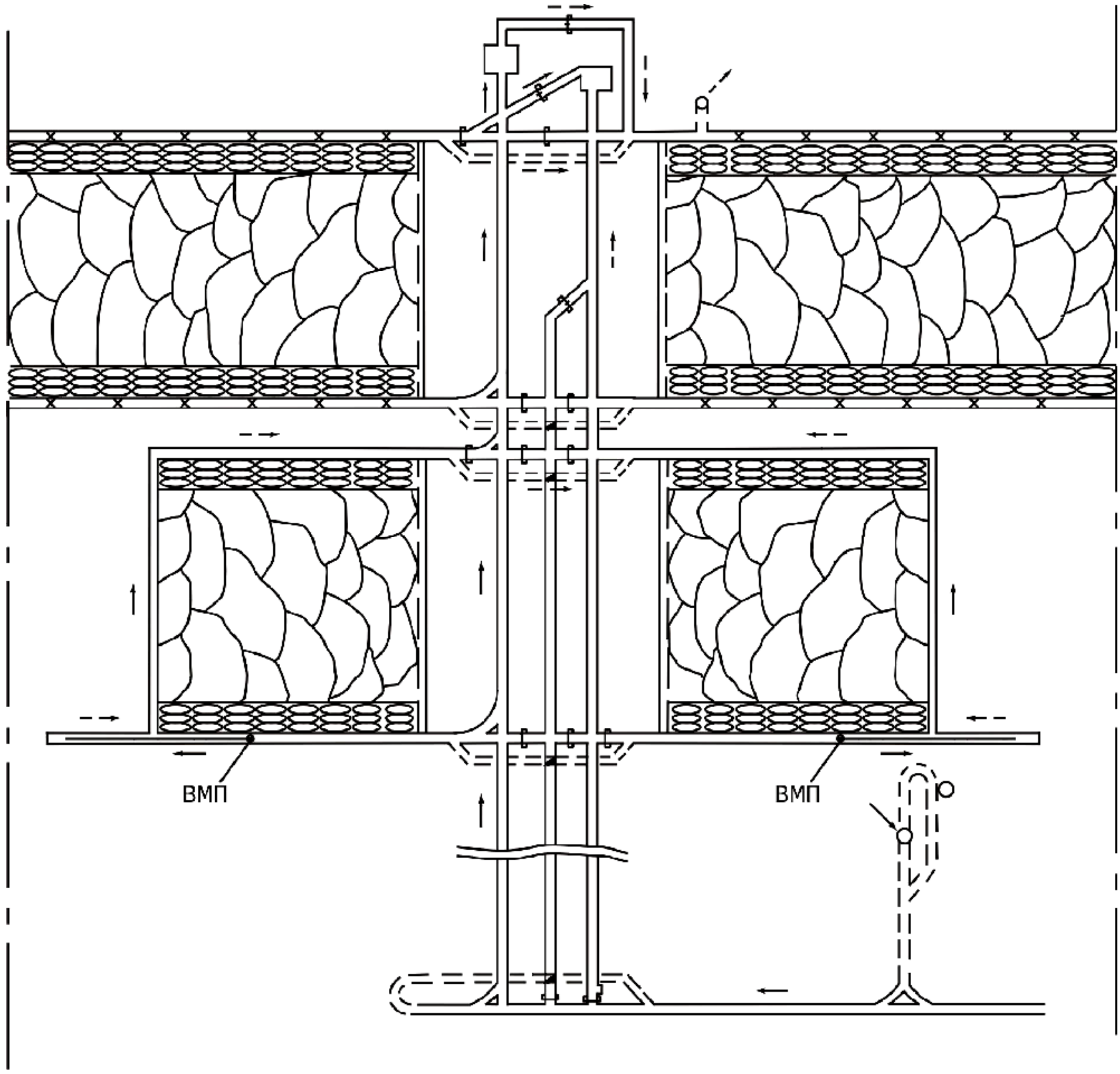



*Рисунок 4.1 – Сплошная система разработки*

3. Большие утечки воздуха через выработанное пространство.

4. Большие затраты на поддержание штреков в выработанном пространстве.

5. Взаимное влияние очистных и подготовительных выработок очень часто делает нецелесообразным применение механизированного комплекса в лаве.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ на пологом падении. Применяется при m < 1,2м, т.е. на весьма тонких и тонких пластах. При любой газообильности, при любых вмещающих породах и особенно при слабых, склонных к пучению породах почвы пласта, при любой глубине разработки. Примерно 20% добычи в Донбассе идет из лав, отрабатываемых по сплошной системе разработки. Данная система разработки не рекомендуется на пластах, уголь которых склонен к самовозгоранию, а также на выбросоопасных пластах, т.к. затруднено проведение противовыбросных мероприятий. В случае применения сплошной системы разработки на выбросоопасных пластах штреки необходимо проводить вслед за лавой. Если по техническим соображениям необходимо иметь опережающий штрек, то согласно ПБ опережение должно быть не менее 100м.

## *4.2. Столбовая система разработки пологих пластов*

Основным признаком столбовой системы разработки является оконтуривание столба подготовительными выработками до начала ведения очистных работ. Для этого от наклонных выработок к границам панелей или шахтного поля проводятся выемочные штреки. У границ проводятся разрезные печи, монтируется в них оборудование и отработка яруса или этажа осуществляется обратным ходом. Выемочные штреки вслед за лавой погашаются. Вентиляционный штрек поддерживается с одной стороны целиком угля, а с другой массивом. Откаточный штрек поддерживается с двух сторон в массиве угля. Для подготовки нового столба проводятся в следующем ярусе или этаже новые штреки. Таким образом, очистная и подготовительные выработки разнесены в пространстве и во времени, т.е. проводятся в различных этажах или ярусах. Направление движения угля от лавы к наклонным выработкам совпадает с направлением движения очистного забоя – от границ панели или шахтного поля к наклонным выработкам. Схема проветривания выемочного участка возвратноточная (рис.4.2).

ПРЕИМУЩЕСТВА столбовой системы разработки по сравнению со сплошной:

1. Очистные и подготовительные горные выработки разнесены в пространстве и во времени, поэтому они не влияют друг на друга. Исходящая струя воздуха из тупиковых выработок в лаву не идёт, а идёт на людской ходок.
2. Есть доразведка пласта, что увеличивает возможность применения механизированных комплексов в очистном забое.
3. Нагрузка на лаву значительно больше, чем при сплошной системе разработки.
4. Есть возможность проводить дегазацию пласта, а так же различные противовыбросные мероприятия.
5. Нет утечек воздуха через выработанное пространство. Поэтому проветривание очистных забоев лучше.
6. Затраты на поддержание выемочных штреков значительно меньше, чем при сплошной системе (в 1,5-2 раза).

НЕДОСТАТКИ:

1. Необходимо проводить выемочные штреки на всю длину крыла панели или шахтного поля. В связи с этим при большой газообильности сложно проветрить длинные тупиковые выработки. Этот недостаток можно устранить. Сотрудники кафедры рудничной вентиляции ДПИ с помощью специальных полиэтиленовых рукавов, вставленных в вентиляционный став, обеспечили проветривание тупиковой выработки на сверхкатегорийной шахте длинной 3,5 км.

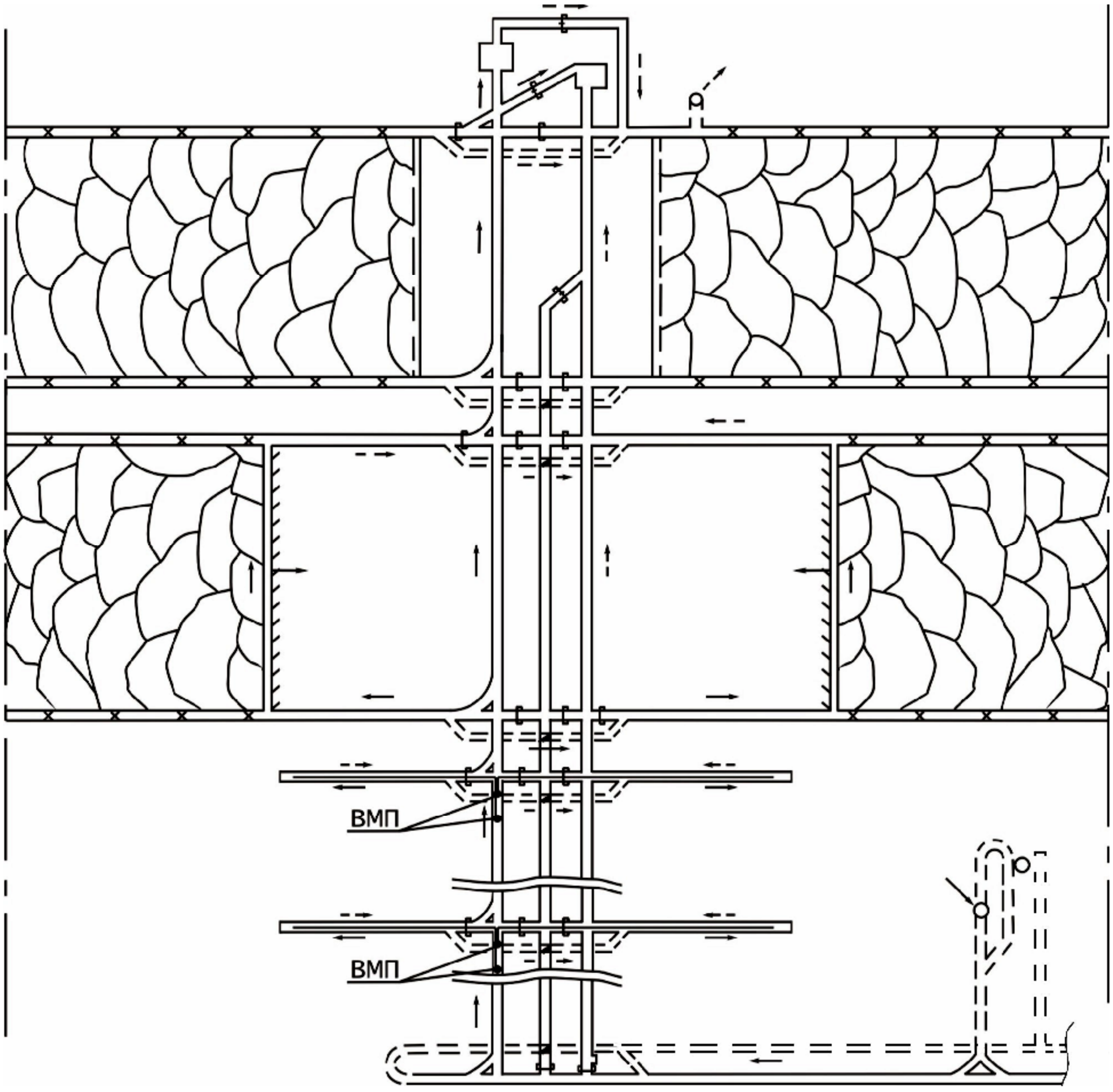



*Рисунок 4.2 – Столбовая система разработки*

2. Время подготовки столба и затраты на его подготовку значительно больше, чем при сплошной системе разработки.

3. На пластах со слабыми вмещающими породами необходимо проводить поддирку пород почвы, а иногда и перекрепление отдельных участков выработки еще до начала отработки лавы.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ столбовой системы на пологом падении.

Применяется при m>1м, а при применении высокопроизводительных проходческих комбайнов для проведения выемочных штреков – при m>0,8 м, при любой газообильности, при вмещающих породах не ниже средней устойчивости, на пластах склонных к самовозгоранию, на выбросоопасных пластах, при любой глубине разработки.

### 4.3. Комбинированная система разработки пологих пластов “парные штреки“

Очень часто применяются комбинированные системы разработки, включающие в себя элементы сплошной и столбовой систем разработки. На больших глубинах с целью быстрейшего ввода лавы в эксплуатацию, а так же уменьшения затрат на подготовку столбов и поддержание горных выработок часто применяется система разработки «парные штреки». Суть её заключается в том, что нечётные ярусы или этажи отрабатываются по сплошной системе разработки, а чётные по столбовой (рис. 4.3).

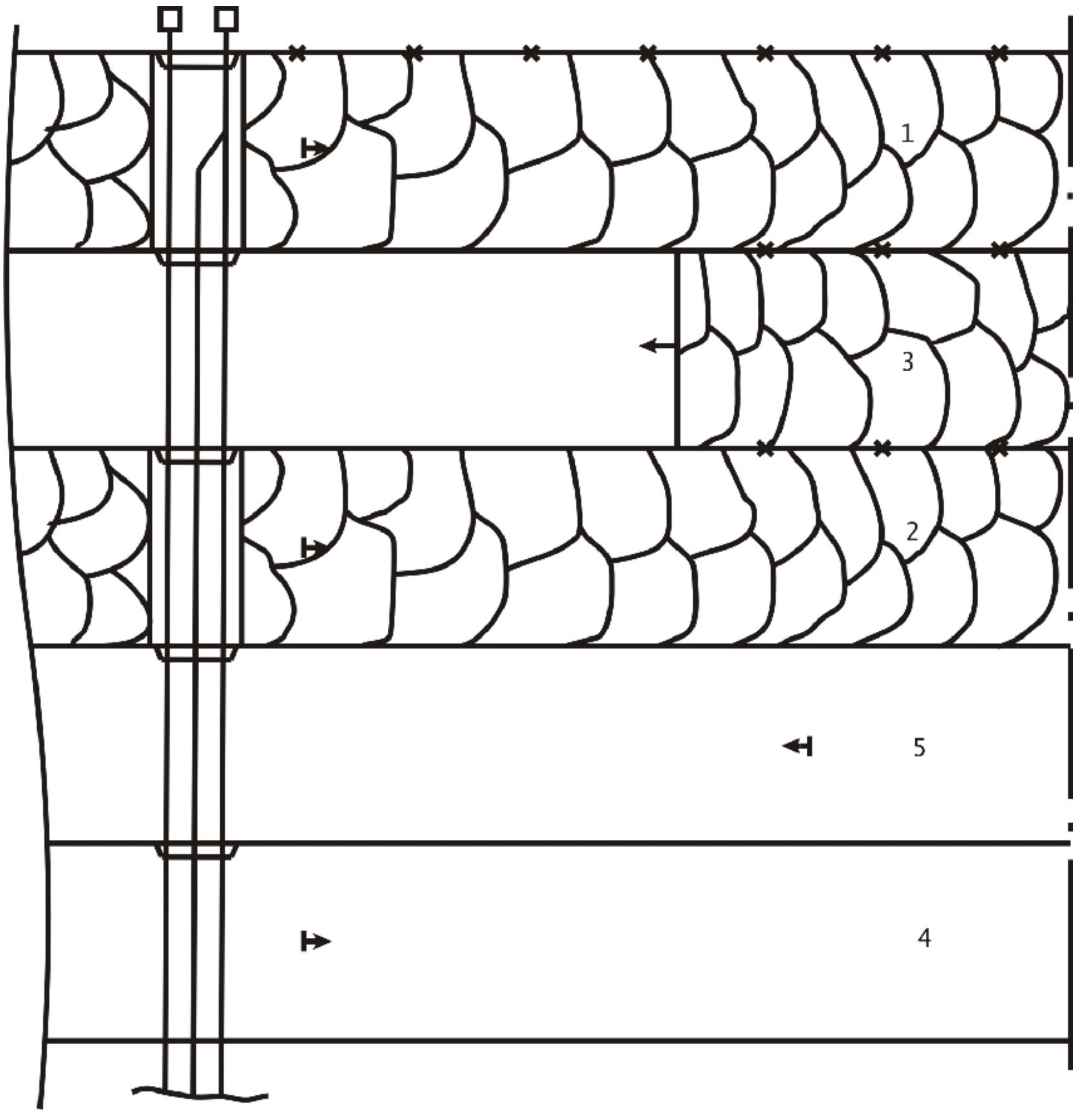



*Рисунок 4.3 – Система разработки «парные штреки». Цифрами указана очередность отработки ярусов или этажей.*

ПРЕИМУЩЕСТВА:

1. Быстрый ввод лавы в эксплуатацию.

2. Нет проблем с проветриванием тупиковых выработок.

3. Часть выемочных полей отрабатывается по столбовой системе разработки с присущими ей преимуществами.

НЕДОСТАТКИ:

1. Время поддержания штреков возрастает, следовательно, возрастают и затраты на их поддержание.

2. Нечетным ярусам присущи все недостатки сплошной системы разработки.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ. При m до 1-1,2м, на пологих пластах, при вмещающих породах не ниже средней устойчивости, при любых глубине разработки и газообильности.

Технико-экономические показатели системы разработки «парные штреки» лучше, чем у сплошной, но хуже, чем у столбовой.

На газовых шахтах с целью повышения нагрузки на лаву по газовому фактору очень часто применяются комбинированные системы разработки с прямоточной схемой проветривания выемочных участков.

## *4.4. Комбинированная система разработки с преобладанием признаков сплошной системы разработки и подсвежением исходящей струи воздуха (рис. 4.4)*

Лава движется от наклонных выработок к границам панели или шахтного поля. Штрек повторно используется.

Согласно ПБ концентрация метана в лаве у выемочной машины допускается не более 2%,а на исходящей из лавы – не более 1%, на исходящей крыла не более 0,75%. Таким образом, при возвратноточной схеме проветривания выемочного участка концентрация в лаве не должна превышать 1%, а при прямоточной с подсвежением исходящей струи воздуха – 2% (т.к. подсвежающая струя, подаваемая по верхнему штреку, разжижает концентрацию метана до 1%). Поэтому при прочих равных условиях нагрузка на лаву по газовому фактору при прямоточной схеме проветривания с подсвежением исходящей струи по сравнению с возвратноточной увеличивается в два раза. Недостатки и преимущества остаются такими же, как и у сплошной системы разработки, область применения та же.

Фланговая вентиляционная выработка будет проводится сверху вниз по мере отработки выемочных участков. Чаще она проводится сразу на всю высоту панели (выемочной ступени). На ней устанавливается подъемная машина. Откаточный штрек может проводиться вслед за лавой (правое крыло панели) или с опережением лавы (левое крыло панели).

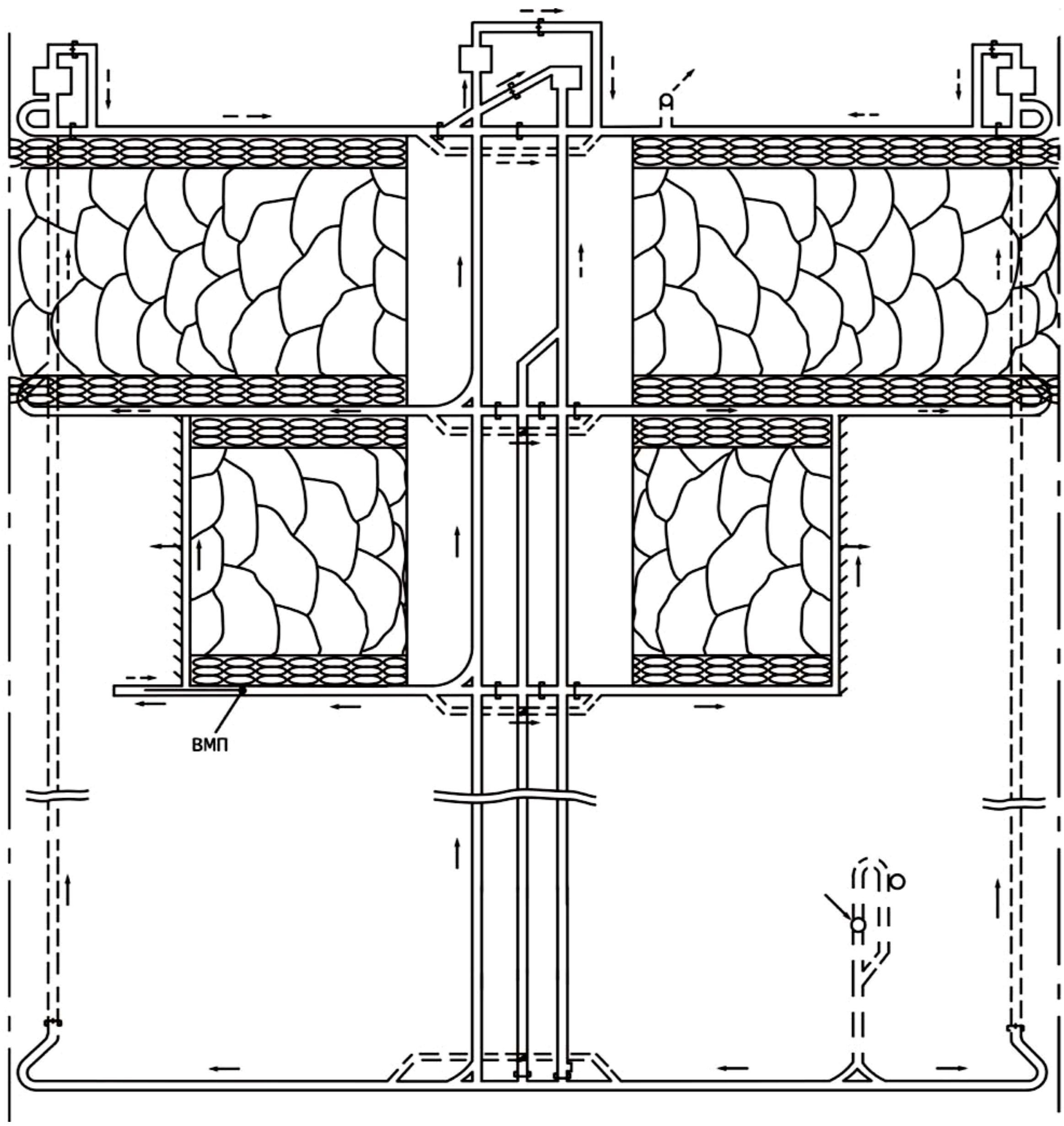



*Рисунок 4.4 – Комбинированная система разработки с преобладанием признаков сплошной*

## *4.5. Комбинированная система разработки с преобладанием признаков столбовой системы разработки с прямоточной схемой проветривания и подсвежением исходящей струи воздуха (рис. 4.5)*

Лава движется от границ панели (шахтного поля) к наклонным выработкам. Штрек повторно используется.

На правом крыле показана нисходящая схема проветривания лавы, а на левом восходящая. В лаву выделяется метан из груди забоя, а из выработанного пространства идет на исходящую струю. В зависимости от соотношения этих величин нагрузка на лаву при данной системе разработки по сравнению со столбовой системой с возвратноточной схемой проветривания возрастает в 1,5-2,5 раза. Для применения восходящей схемы проветривания лавы нет никаких ограничений, но при ней необходимо поддерживать вентиляционный штрек (бывший откаточный) с двух сторон в выработанном пространстве. Деформации крепи при этом большие и затраты на поддержание штрека так же велики. В том случае, когда практически невозможно использовать повторно откаточный штрек его погашают, а с фланговой выработки проводят присечной вентиляционный штрек для нижней лавы. При этом затраты на поддержание штреков уменьшаются, но возрастают затраты на их проведение.

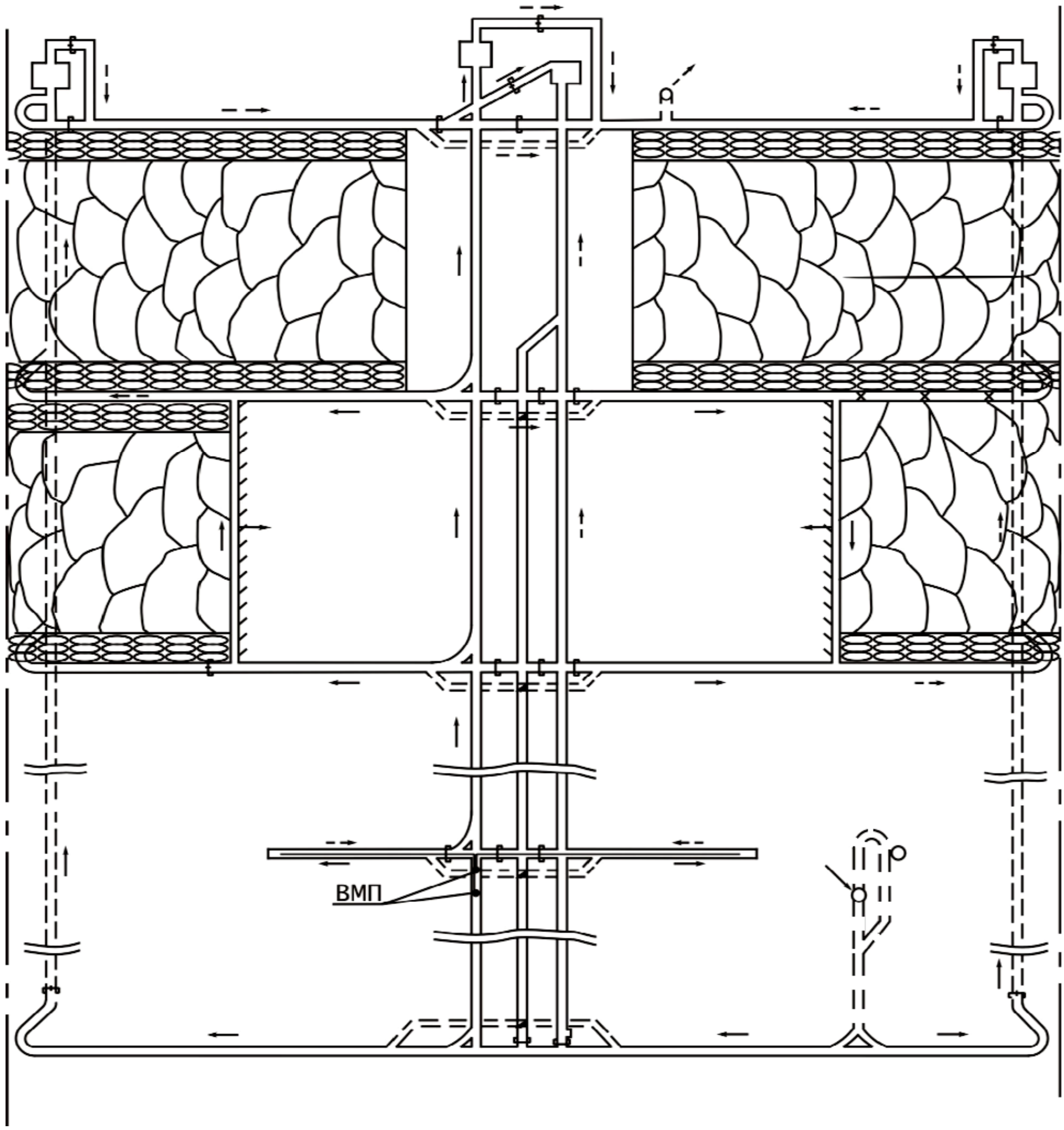



*Рисунок 4.5 – Комбинированная система разработки с преобладанием признаков столбовой*

Подвариант системы разработки, изображенный на правом крыле, лучше чем на левом, т.к. бывший откаточный штрек, используемый в качестве вентиляционного для нижней лавы, по мере подвигания лавы погашается. Поэтому затраты на проведение и поддержание штреков меньше, чем на левом крыле. Однако согласно ПБ нисходящая схема проветривания лавы на газовых шахтах разрешается при угле падения пласта до10 градусов. При угле падения более 10 градусов она допускается при выполнении следующих условий:

1. К лаве свежая струя подводится по двум выработкам.
2. Скорость движения воздуха по лаве не менее 1м/с (чтобы не было расслоения газовоздушной струи, скопления метана под кровлей пласта и повышения его концентрации до взрывоопасной).
3. Дальнейшее движение исходящей струи воздуха происходит по горизонтальным или восстающим выработкам (допускается движение исходящей струи воздуха вниз при угле наклона выработки не более 10 градусов, а при большем угле наклона – только в том случае, когда длина сбойки не превышает 30м. Причины те же, что и в п.2).

На пластах, неопасных по внезапным выбросам угля и газа, допускается нисходящее движение исходящей из очистной выработки вентиляционной струи по выработкам с уклоном наклона более 10˚ при соблюдении условий, изложенных в пункте 2, и кроме того крепь выработок должна быть несгораемая (запрещается применение деревянных межрамных расстрелов и затяжек); по пути движения исходящей струи не должно быть электропотребителей (допускается установка электропотребителей на исходящей струе воздуха при концентрации метана не более 0,5% и соответствующей настройке аппаратуры автоматического контроля содержания метана).

Данная система разработки является более предпочтительной для глубоких шахт Донбасса.

## *4.6. Системы разработки и общие сведения о технологии выемки угля на крутопадающих пластах*

На крутом падении система разработки рассматривается в пределах выемочного поля, т.е. между промежуточными квершлагами. Порядок отработки этажа прямой – от главного этажного квершлага к границам шахтного поля. При работе на задние промежуточные квершлаги имеет место сплошная, а при работе на передние промежуточные квершлаги – столбовая система разработки. В том случае, когда на вентиляционном горизонте работают на задний квершлаг, а на откаточном на передний, или наоборот, имеет место комбинированная система разработки.

### *4.6.1. Сплошная система разработки*

Рассмотрим потолкоуступную форму забоя при выемке угля отбойными молотками. Как выше сказано, лава отрабатывается на задние промежуточные квершлаги (рис. 4.6). При отработке одиночных пластов пластовые откаточный и вентиляционный штреки поддерживаются на всю длину крыла шахтного поля, равную 2-2,5км.

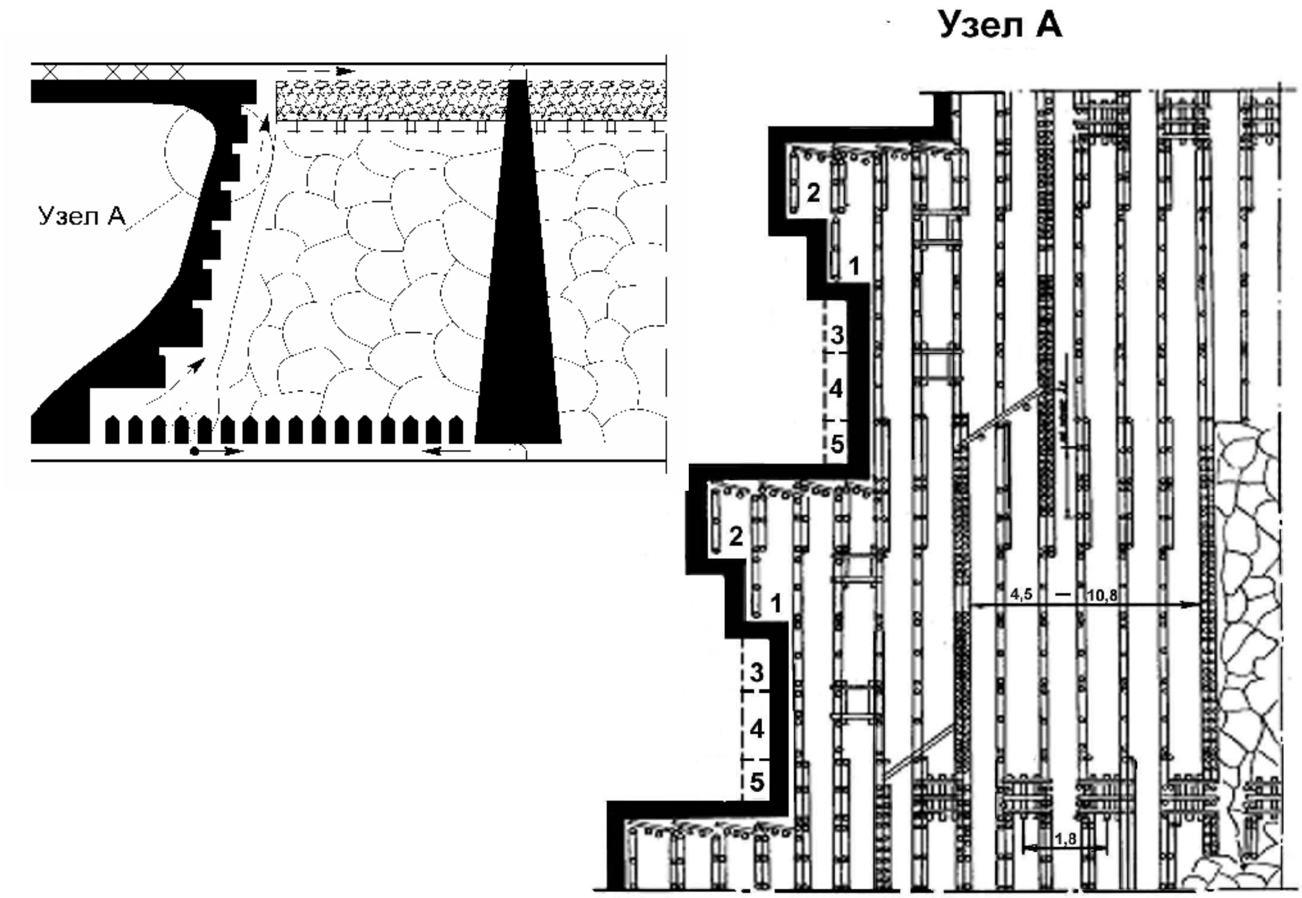



*Рисунок 4.6 – Сплошная система разработки крутопадающего пласта*

Откаточный штрек может охраняться угольными или искусственными целиками. Рассмотрим в данном случае охрану угольными целиками. Размеры угольных целиков по падению в зависимости от мощности пласта и прочности угля принимаются в пределах 6-14 м. По простиранию ширина целика принимается 4,5 или 5,4 м.

Как правило, вентиляционный штрек проводится по завалу (кроме первого этажа), т.е. по бывшему откаточному штреку.

Охрана вентиляционных штреков целиками угля допускается при наличии слабых боковых пород. При этом их размеры по падению принимаются от 8 до 14 м.

Чаще всего вентиляционный штрек охраняется бутовой полосой, возводимой из породы, получаемой от проведения вентиляционного штрека. Ее длина принимается такой, чтобы вся порода от проведения поместилась в бутовую полосу, и составляет 10-30 м. Бутовая полоса удерживается одним или двумя рядами упорных костров.

При группировании пластов с целью уменьшения затрат на поддержание выемочных пластовых штреков на всю длину крыла поддерживают лишь групповые штреки. Чаще всего они проводятся полевыми или по пласту малой мощности с прочными вмещающими породами. Тогда пластовые выемочные штреки поддерживаются только лишь между промежуточными квершлагами. Чем сложней горно-геологические условия, тем меньше расстояние между промежуточными квершлагами. Оно колеблется в пределах 100-450м.

Технология работ в «молотковой» лаве следующая (см. рис.4.6, узел а).

В каждом уступе работает один ГРОЗ – забойщик. За смену он снимает полоску угля шириной 0,9м на всю высоту уступа и осуществляет крепление. На начало смены ниша безопасности готова. После снятия полоски вниз на 2м он устанавливает комплект крепи, состоящий из двухметрового распила и трех деревянных стоек. При слабых породах почвы пласта распил укладывается также и на почву пласта. После этого производит углубку ниши безопасности на 0,9м, крепит ее и продолжает снятие полоски угля по падению. После снятия каждых двух метров устанавливает комплект крепи – «конь».

Крепежный материал (деревянные стойки, распилы и затяжки) доставляются в лаву и раскладываются вдоль нее в необходимом количестве в ремонтную смену.

Преимущества, недостатки, область применения сплошной системы разработки на крутых пластах за исключением угла падения, аналогичны сплошной системе разработки пологих пластов.

### *4.6.2. Столбовая система разработки*

При столбовой системе разработки лав отрабатывается на передние промежуточные квершлаги. По аналогии с пологим падением применение данной системы разработки позволяет использовать в лаве выемочные комбайны с индивидуальной или механизированной крепью. По сравнению с выемкой угля отбойными молотками добыча из лавы и производительность труда ГРОЗ при этом резко возрастают. Охрана откаточного штрека также, как и при сплошной системе разработки, может осуществляться угольными или искусственными целиками (на рисунке изображены искусственные целики). По данным ДонУГИ искусственные целики могут применяться примерно на 70% шахтопластов ЦРД. Охрана вентиляционного штрека производится бутовой полосой или сочетанием угольных целиков с бутовой полосой. Расстояние между промежуточными квершлагами такое же, как и при сплошной системе разработки (рис.4.7).

Машинная часть лавы и магазинный уступ разделяются рядом деревянных костров. Они предохраняют оставляемые угольные или возводимые искусственные целики от разрушения обрушившейся сверху породой. Размеры магазинного уступа, как и при сплошной системе разработки, выбираются с таким расчетом, чтобы в нем помещался весь уголь с полосы, снимаемой по всей длине лавы.

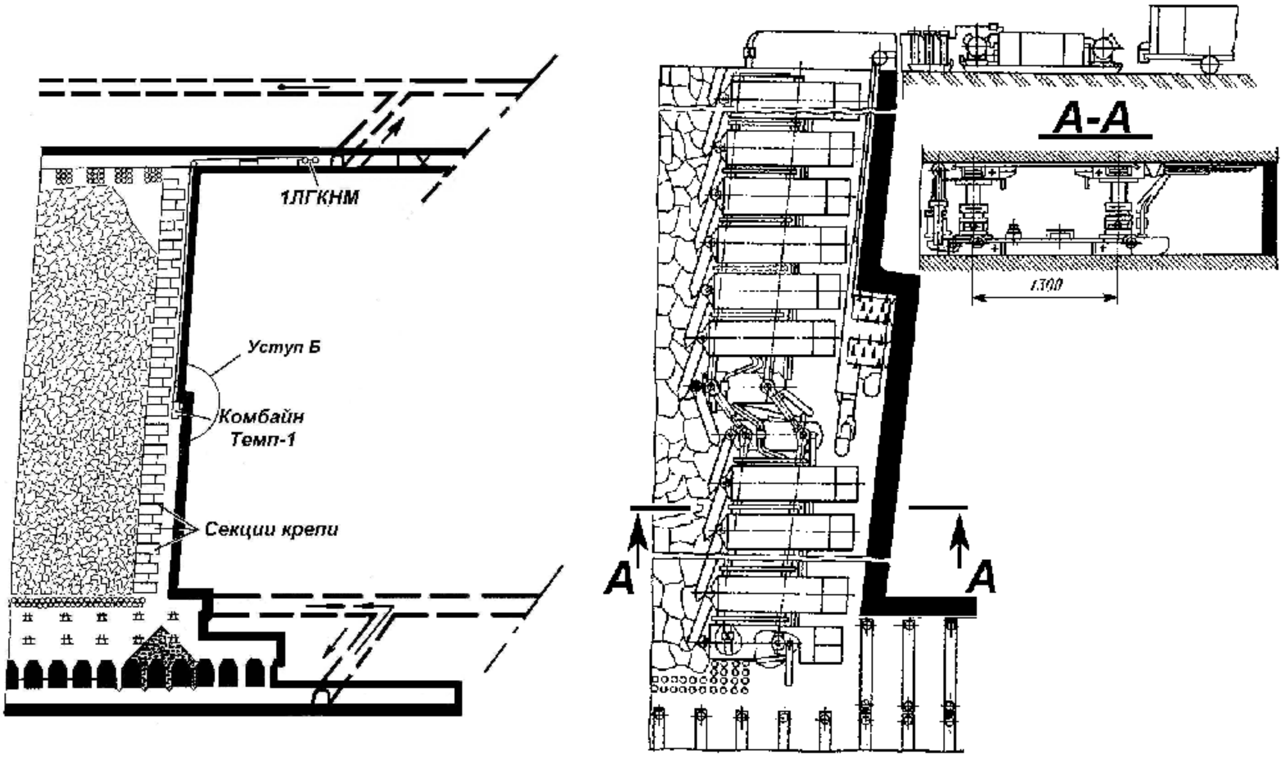



*Рисунок 4.7 – Столбовая система разработки крутопадающего пласта*

Во избежание «подсыпки лавы» расстояние между откосом насыпанного угля и выступом угля в массиве должно быть не менее 1м. Технология выемки угля в лаве с применением очистных комбайнов следующая.

Выемочными комбайнами типа УКР-1, «Поиск» или «Малыш», работают по односторонней схеме снизу вверх. Вдоль лавы они перемещаются рабочим и предохранительным канатами по почве пласта. Тяговая лебедка типа ЛГКН или ЛП устанавливается на вентиляционном штреке. Канаты перебрасываются через шкивы кран-балки. После снятия полоски угля по всей длине лавы и переноса шкивов кран-балки на величину захвата, равную 0,9м, комбайн опускается вниз и шнеками заводится в магазинный уступ.

В случае применения в лаве индивидуальной крепи после спуска комбайна вниз рабочие через 10-12м делают перекрытия и производят крепление своего участка лавы снизу вверх. Лава готова к следующему циклу. Комплекты крепи такие же как и при сплошной системе разработки. При применении в лаве механизированной крепи, например, КГУ или «Днепр», передвижка секций крепи осуществляется вслед за продвижением комбайна.

Отбитый уголь самотеком движется по почве пласта вниз и собирается в магазинном уступе, через погрузочные бункеры загружается в вагонетки. Далее транспортируется по пластовому откаточному штреку на передний промежуточный квершлаг, по полевому групповому откаточному штреку к главному откаточному квершлагу и по нему к скиповому стволу.

Так как пластовые штреки поддерживаются в массиве угля, то затраты на их поддержание значительно меньше, чем при сплошной системе разработки.

Преимущества, недостатки и область применения, за исключением угла падения, аналогичны столбовой системе разработки на пологом падении.

Столбовая система разработки более прогрессивна, чем сплошная.

# 5. ТЕХНОЛОГИЯ ВЫЕМКИ УГЛЯ

Упрощено классификацию технологии выемки угля можно представить следующим образом (рис.5.1):


*Рисунок 5.1 – Классификация технологии выемки угля*

Рассмотрим кратко основные способы добычи угля.

## *5.1. Открытый способ добычи угля*

Открытым способом в Украине добывают бурый уголь в Днепровском буроугольном бассейне. На крупных разрезах в России применяются мощные многоковшевые экскаваторы с вылетом стрелы до 60-100м и ёмкостью ковша до 8м$^3$. Ленточные конвейера транспортно – отвальных мостов имеют длину до 200м. Производительность труда рабочего на разрезах по сравнению с шахтой в 10-15 раз выше, а себестоимость меньше в 3-5 раз. Такое несоответствие объясняется очень высокой стоимостью применяемого на разрезах оборудования и большим расходом электроэнергии.

Перспективы добычи угля открытым способом в Украине ограничены. Различные строительные материалы, доломитизированный известняк, железная руда, полиметаллические руды добываются на Украине открытым способом.

### *5.2 Гидродобыча*

На Украине вблизи г. Красноармейска работал один из крупнейших в Советском Союзе гидрорудник «Пионер». Добыча угля велась с помощью гидромониторов и в экспериментальном порядке гидропушек. Уголь на сборные штреки, проведенные под уклоном, смывался струей воды. По сборным штрекам этой же струей воды по желобам транспортировался до пульпосборников. Оттуда насосами перекачивался в зумпф главного ствола. По нему эрлифтной установкой выдавался на поверхность. На поверхности происходило обезвоживание угля и отправка его потребителям. Применялась система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля заходками по падению. Производительность труда в 1,5-2,5 раза выше, чем на традиционных шахтах, себестоимость 1т добытого угля 2-3 раза ниже. Однако из-за профессиональных болезней подземных рабочих, связанных со 100% относительной влажностью шахтного воздуха; сложности поддержания выемочных выработок из-за резкого снижения под влиянием влаги прочности вмещающих пород; большого износа труб эрлифта; очень большого расхода воды; а также больших потерь угля гидрорудник, постепенно переводится на сухую технологию добычи угля, т.е. превращается в обычную шахту.

### *5.3. Подземная газификация*

Идея подземной газификации угля высказана Д. И. Менделеевым в 1888г. Суть ее состоит в сжигании в пласте угля и выдачи на поверхность генераторного газа, состоящего из продуктов неполного окисления (сгорания) углерода, азота; паров воды, кислорода и водорода и т.д. Перед 2-й Мировой войной в Советском Союзе было построенно две станции, одна из них на Украине. В настоящее время переспективы подземной газификации очень малы, т.к. теплотворная способность газа намного ниже, чем природных газов, а стоимость выше, процесс горения практически неуправляемый. По данным ДонУГИ можно управлять этим процессом при мощности сжигаемого пласта более 1-1,2м. Но такие пласты успешно разрабатываются по традиционной технологии.

### *5.4. Механизированный способ выемки без постоянного присутствия рабочих в лаве*

Данный способ базируется на применении механизированных автоматизированных комплексов и агрегатов, управляемых автоматикой или дистанционно. Комплексы КМ-87А, «Донбасс-А», были изготовлены и испытаны более 30 лет назад. Они показали свою работоспособность.

На сегодняшний день средства автоматизации стоят в несколько раз больше, чем механизированный комплекс. С учетом мирового опыта при серийном производстве применение автоматизированных комплексов и агрегатов является перспективным для Украины.

### *5.5. Подземный механизированный способ добычи угля с постоянным присутствием рабочих в очистном забое*

Практически повсеместно применяется подземный механизированный способ добычи угля с постоянным присутствием рабочих в лаве. Эта технология включает в себя следующие процессы: выемку и навалку угля на конвейер, транспортировку угля вдоль забоя, крепление и управление кровлей, концевые операции. Кроме этого для бесперебойной работы лавы необходимо обеспечить нормальное проветривание выемочного участка, доставку крепёжного и других материалов, поддержание выемочных выработок в эксплуатационном состоянии.

**Выемка угля** может осуществляться выемочными комбайнами, стругами, скреперо-стругами, бурошнековыми установками, отбойными молотками.

Комбайны бывают широкозахватные с величиной захвата более 1м., такие как «Кировец», «КЦТГ». У них величина захвата равна 1,6; 1,8; и 2,0м. Эти комбайны движутся по почве пласта с помощью тягового каната или тяговой цепи. (рис. 5.2). Работают они по односторонней схеме снизу вверх. Вслед за проходом комбайна осуществляется крепление лавы металлическими или деревянными стойками под верхняки (распилы). Сверху вниз комбайн перегоняется в транспортном положении.

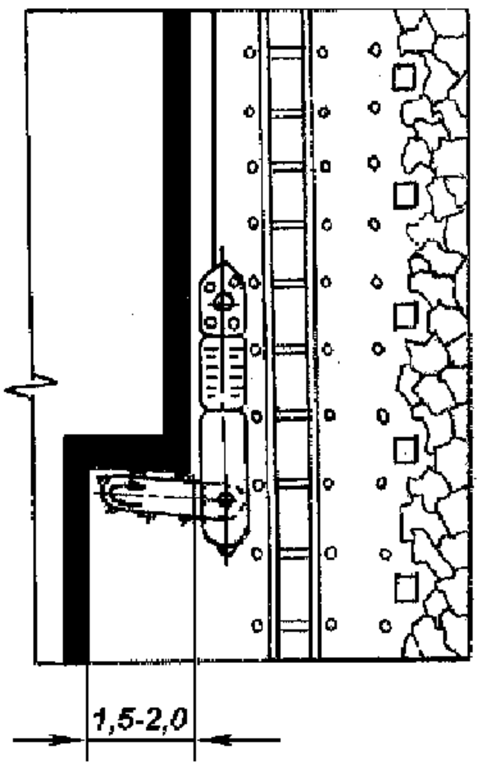



*Рисунок 5.2 – Схема расположения широкозахватного комбайна в лаве*

Узкозахватные комбайны выпускаются с величиной захвата 0,5; 0,63; и 0,8м. Комбайны бывают с расположением шнеков с одной стороны, например, 1К-101, 2К-52 и с расположением шнеков по краям комбайна,например ГШ-68, ряд РКУ. У последних оба шнека регулируются по мощности. Комбайны кроме шнекового могут иметь барабанный исполнительный орган, например, К-80, К-90. Все эти комбайны передвигаются вдоль забоя по раме конвейера с помощью тяговой цепи (рис.5.3) или бесцепной системы подачи.

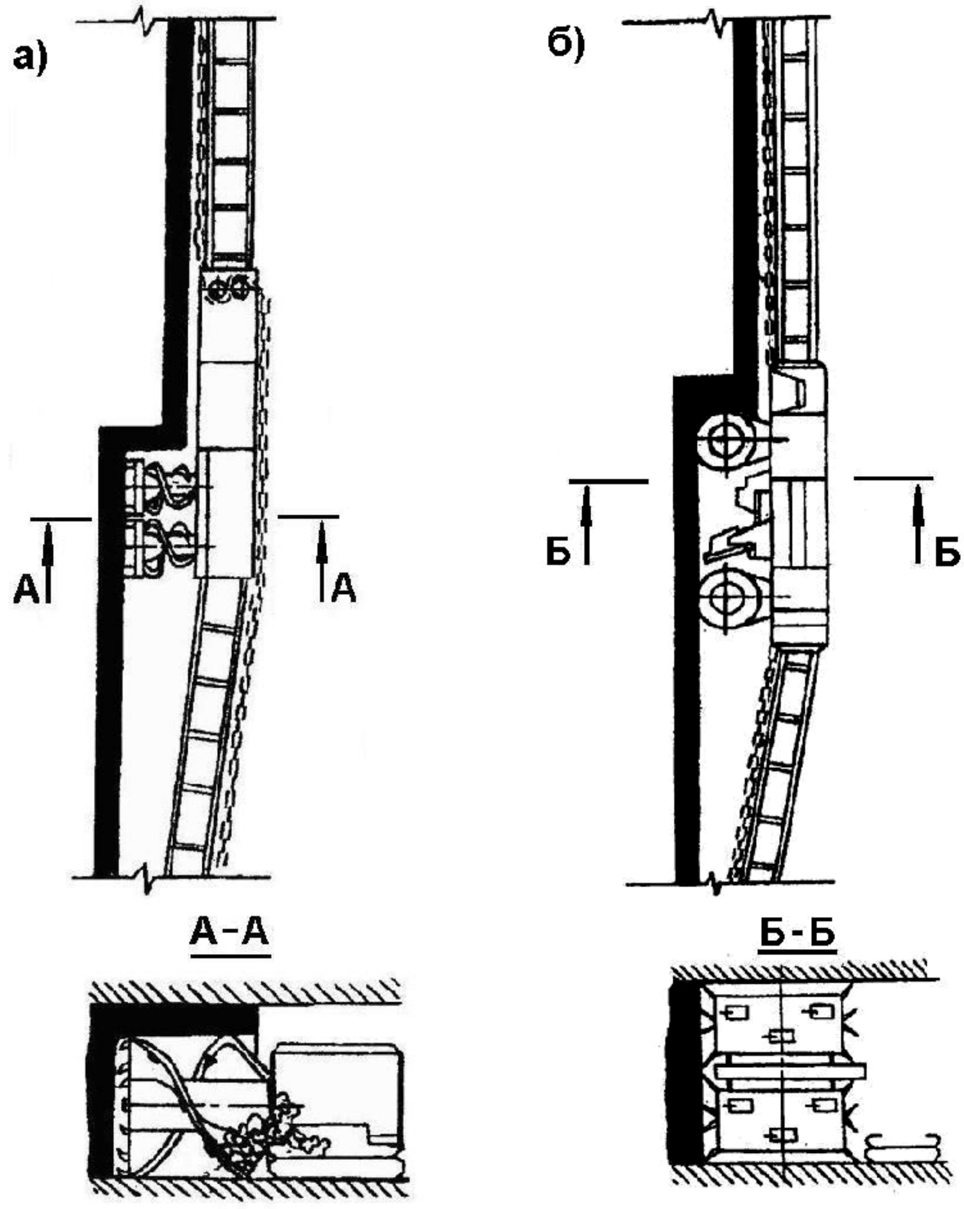



*Рисунок 5.3 – Схема расположения узкозахватного комбайна в очистном забое: а – 1К-101; б – КА-90*

Традиционный комбайн, например, 1К-101, 2К-52, ГШ-68, РКУ имеет три составные части:

1. Электродвигатель.
2. Режущая часть.
3. Подающая часть.

Последние десятилетия серийно выпускаются комбайны с вынесенной подающей частью (ВСП), например, К-80, К-90, К-103. Подающая часть комбайна расположена на приводных головках конвейера.

За счет этого длина комбайна сокращается. Так, длина комбайна РКУ составляет более 10м, а К-80,К-90 и К-103 около 5м. Это позволяет при расположении приводных головок конвейеров в лаве резко сократить длину ниш. В комплексно-механизированной лаве трудоемкость выемки угля в нишах и их крепления достигает 40% общей трудоемкости всех работ в лаве. При выносе приводных головок конвейера на выемочные выработки можно вообще не проводить ниши.

Все современные комбайны позволяют осуществлять самозарубку косыми заездами, а некоторые из них - фронтальную самозарубку, а также работать по челноковой схеме, т.е. проводить выемку угля в двух направлениях.

**Струг** представляет собой металлическую конструкцию, которая перемещается вдоль лавы тяговой цепью. Толщина снимаемой стружки в зависимости от сопротивляемости угля резанью колеблется от 1 до 12см. Основание струга состоит из трех частей, и проходит под конвейером. Струг прижимается вместе с конвейером к груди забоя гидродомкратами. Уголь на конвейер грузится корпусом струга. Бывают статические и динамические струги. Струг работает по челноковой схеме в сочетании с индивидуальной или механизированной крепью (рис. 5.4).

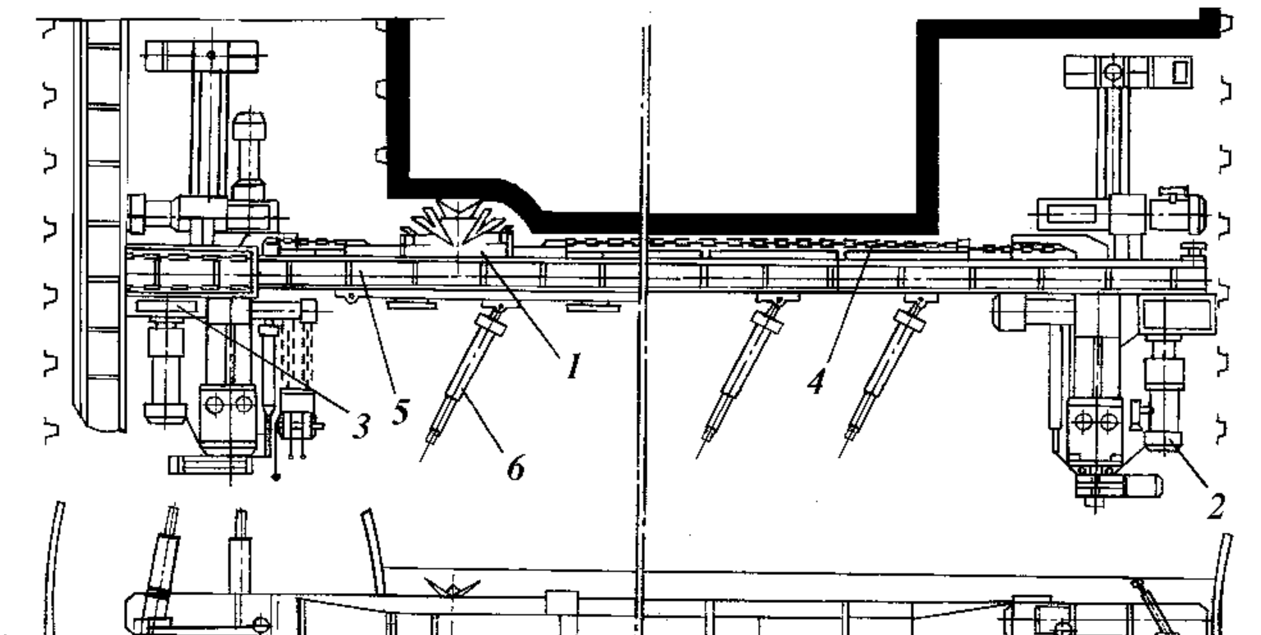



*Рисунок 5.4 – Схема струга*

**Бурошнековая выемка.** При выемке ранее оставленных целиков угля или некондиционных по мощности запасов угля применяется выбуривание угольного пласта буровыми установками. Выемку угля в нормальных горно-геологических условиях с помощью этих установок проводить нецелесообразно, т.к. потери угля составляют 40-60% (рис.5.5).

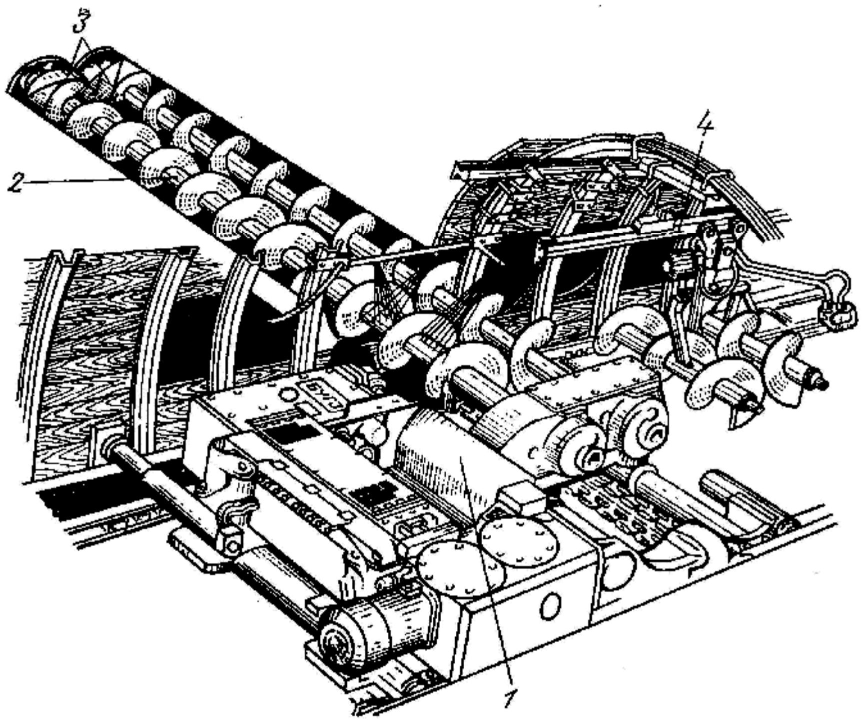



*Рисунок 5.5 – Бурошнековая выемка: 1 – бурошнековая машина; 2 – шнековый секционный став; 3 – буровые коронки; 4 – монорельс устройства для наращивания и складирования секций шнекового става (подвешивается к верхнякам крепи и служит для перемещения подъемника).*

**Скрепероструг (рис.5.6)** представляет собой составной ящик, который скалывает тонкую стружку угля, загружает его в себя и транспортирует на откаточный штрек. Применяется он на мягких углях с мощностью пласта от 0,4 м и выше (шахта «Холодная балка» в г.Макеевке). Учеными ДонГТУ разработана и реализована технология крепления и управления кровлей в лаве путем дистанционного возведения бутовых полос с помощью приставки, закрепленной на скрепероструге с завальной стороны. В этом случае имеет место выемка угля без постоянного присутствия ГРОЗ в очистном забое.

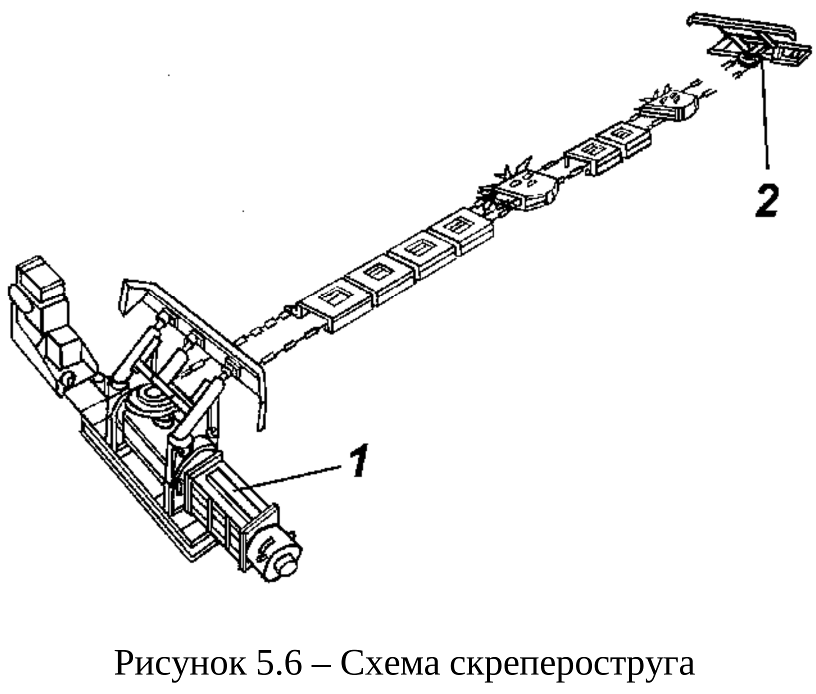
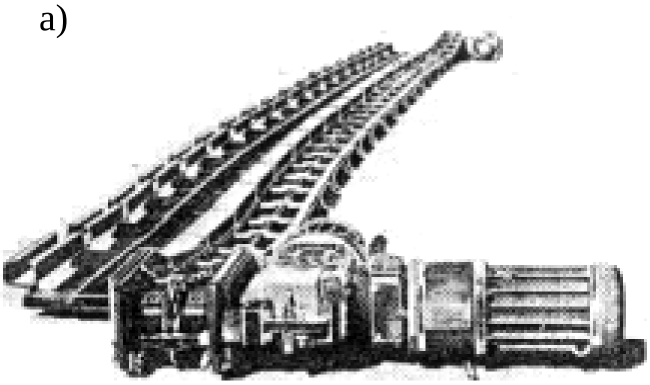



Рисунок 5.6 – Схема скрепероструга

## Транспортировка угля вдоль забоя

Раньше на весьма тонких пластах вместе с врубовыми машинами и широкозахватными комбайнами применялись разборные конвейеры типа СР и консольные конвейеры типа СК. В настоящее время они применяются очень редко. С узкозахватными комбайнами, стругами как с механизированными, так и с индивидуальными крепями применяются передвижные конвейеры типа СП (рис.5.7).

а)



б)

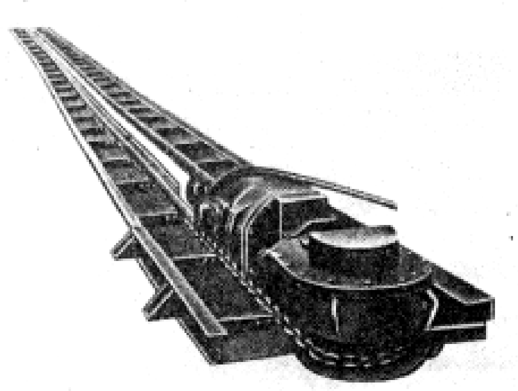


*Рисунок 5.7 – Схема конвейеров: а - типа СП;, б – типа СК*

При применении в лаве механизированных крепей на конвейере крепятся специальные погрузочные лемехи, которые при задвижке конвейера загружают уголь, оставшийся между конвейером и забоем. Конвейер состоит из линейных секций (рештаков), приводной и обводной головок. При длине лавы 170 и более метров на конвейере устанавливаются две приводные головки.

## Крепление призабойного пространства, управление кровлей

Для обеспечения безопасных условий работы ГРОЗ в лаве осуществляется крепление призабойного пространства механизированной или индивидуальной призабойной крепью.

В настоящее время широко применяются механизированные крепи, которые позволяют механизировать процесс крепления, управления кровлей в лаве, передвижки самой крепи и призабойного конвейера. Крепи различают поддерживающего и ограждающего типа, а так же их производные. Секция крепи состоит из основания, верхняка, гидравлических стоек, поддерживающих верхняк, ограждения, домкратов передвижки крепи и конвейера (рис.5.8).

Индивидуальная призабойная крепь представляет собой деревянные стойки с деревянными распилами( широко применяется на крутом падении и редко на пологом), металлические стойки с металлическими верхняками различной конструкции. На весьма тонких пластах применяются уголковые, трубчатые, а на пластах тонких и средней мощности – стойки трения и гидравлические стойки. Уголковые, трубчатые и стойки трения относятся к стойкам нарастающего сопротивления. Стойки выглядят следующим образом (рис.5.9):

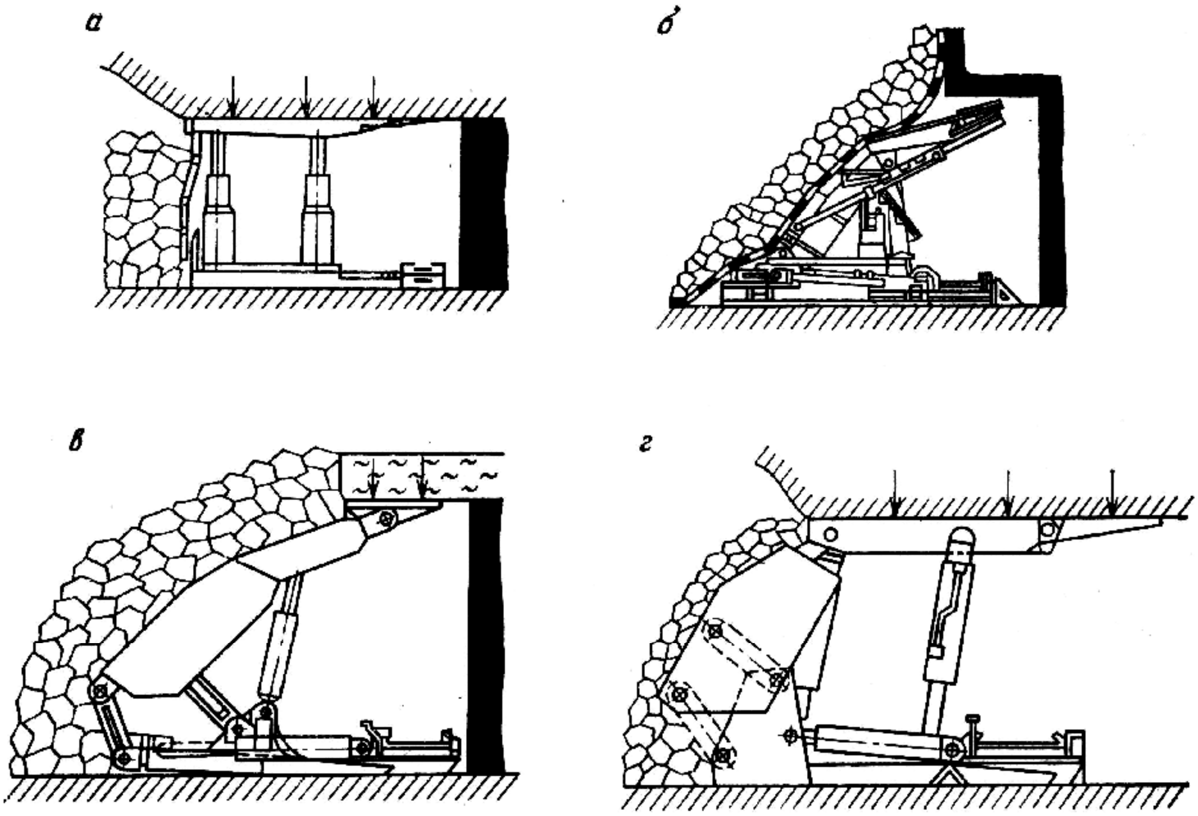



*Рисунок 5.8 – Типы механизированных крепей: а – поддерживающая;
б – оградительная; в – оградительно-поддерживающая;
г – поддерживающе-оградительная.*

а) б) в) г)

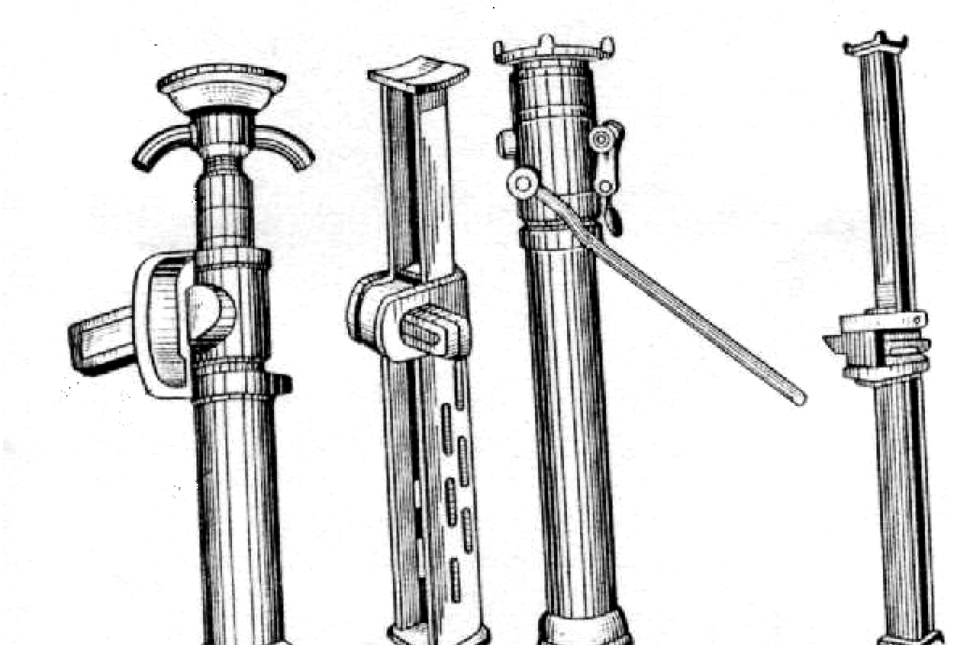


*Рисунок 5.9 – Виды индивидуальных призабойных стоек: а – трубчатая;
б – трения клиновая ТКУ; в – гидравлическая СУГ 30; г уголковая ТУ*

Наиболее широко применяются гидравлические стойки с постоянным рабочим сопротивлением (рис.5.10). Они более удобны в эксплуатации, имеют больший первоначальный распор.

С целью управления горным давлением в лаве применяются специальные посадочные крепи в сочетании с индивидуальной призабойной крепью.

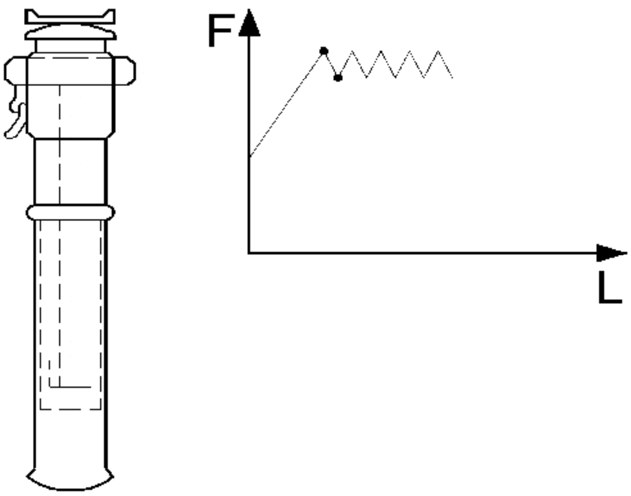



*Рисунок 5.10 – Гидравлическая стойка и ее рабочая характеристика*

До сих пор в качестве специальной посадочной крепи применяются тумбы ОКУм (рис.5.11а). Они состоят из основания, выдвижной части, верхней опоры. Передвигается ОКУм вручную.

Более прогрессивной является гидравлическая посадочная крепь «СПУТНИК», позволяющая управлять кровлей полным обрушением, передвигать себя и производить передвижку конвейера (см. рис. 5.11б).

а) б)

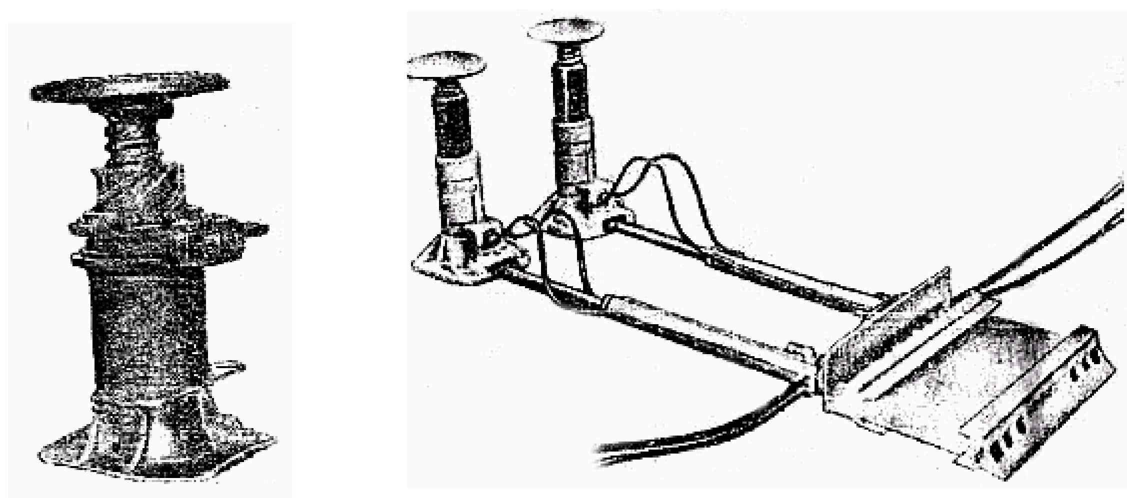


*Рисунок 5.11 – Специальные посадочные крепи: а – ОКУм; б – «Спутник»*

На пластах средней мощности и тонких при легко обрушаемых породах кровли иногда в качестве специальной посадочной крепи применяется обычная призабойная крепь. При необходимости в режущем ряду устанавливаются дополнительные стойки.

Более, чем в 90% лав, на шахтах Украины управление кровлей осуществляется полным обрушением (рис. 5.12а).

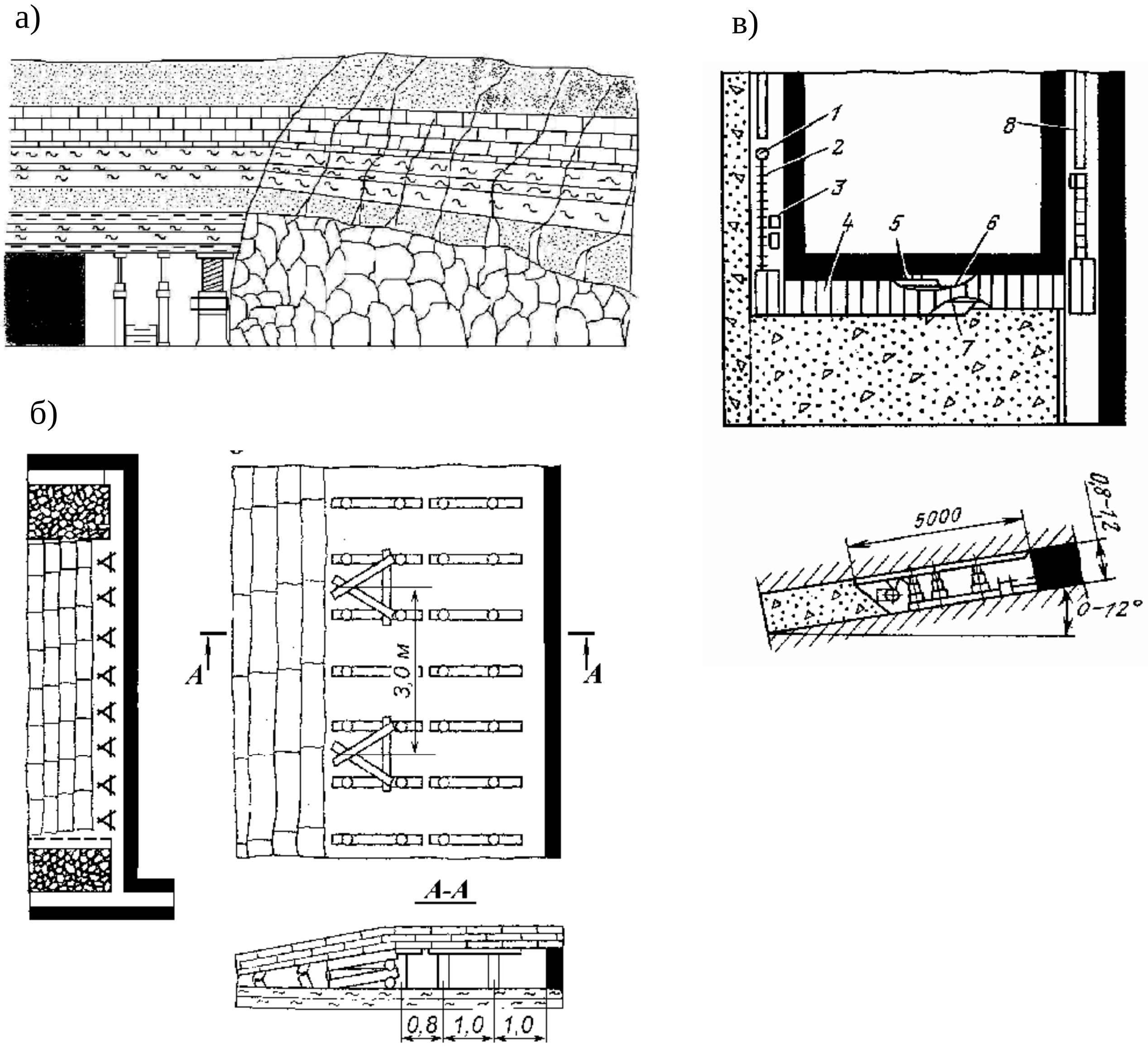



*Рисунок 5.12 – Способы управления кровлей: а – полным обрушением;*
*б – плавным прогибом; в – полной закладкой*

Механизированные крепи выполняют функции как призабойной, так и посадочной крепи.

При применении механизированных крепей обрушение кровли происходит после передвижки крепи, иногда после двух, трех передвижек крепи. Шаг передвижки крепи равен величине захвата комбайна. В том случае, когда после нескольких передвижек крепи обрушение кровли не происходит, применяются мероприятия по ее принудительному обрушению (торпедирование, гидроразрыв, гидроторпедирование).

Около 1,5% всех лав работает с управлением кровлей плавным прогибом (см. рис. 5.12б). Для плавного прогиба кровли выкладываются треугольные деревянные костры. За счет смятия острого угла происходит плавный прогиб известняка. В последние годы на шахтах Донбасса на пласте $k_8$, в кровле которого залегает известняк, для управления кровлей плавным прогибом успешно применяется гидрофицированная посадочная крепь «СПУТНИК».

Сравнительно редко применяется управление кровлей полной (см. рис. 5.12в) или частичной закладкой, частичным обрушением, удержанием на угольных целиках.

На крутом падении при применении индивидуальной призабойной крепи широко применяется управление кровлей удержанием на кострах, а при применении щитовых агрегатов или механизированных комплексов - полным обрушением.

**Концевые операции**

Концевые операции включают в себя выемку угля в нишах, крепление ниш, передвижку приводных головок конвейера, возведение искусственных сооружений для поддержания сопряжения лавы с выемочными выработками или для охраны выемочных выработок.

Выемка угля в нишах осуществляется БВР или отбойными молотками. Применение специальных нишенарезных агрегатов экономически нецелесообразно.

Крепление ниш осуществляется инвентарной крепью – деревянными или металлическими балками, установленными в шахматном порядке, с индивидуальными призабойными стойками. Для поддержания бровки производится анкерование кровли пласта с выемочной выработки.

Для повторного использования выработки возводятся различные искусственные сооружения: бутовые полосы, литые полосы из быстротвердеющего материала, БЖБТ, деревянные костры, органные ряды или оставляются угольные целики.

## *5.6. Технология выемки угля на пологом падении механизированным комплексом*

В том случае, когда приводные головки конвейера располагаются в лаве, проводятся ниши. Их длина должна быть такой, чтобы в них разместились приводные головки конвейера и комбайн. В зависимости от их типов длина ниш равна 6-12м.

В исходном состоянии конвейер задвинут к груди забоя, верхняки секций крепи расположены от забоя на минимальном расстоянии, равном 100-300мм. Комбайн шнеками заведен в нишу. По мере продвижения комбайна происходит передвижение секций механизированной крепи. Отставание передвигаемой секции от корпуса комбайна не должно превышать 1,5-2,5м. После снятия полоски угля и передвижки крепи по всей длине лавы комбайн находится во второй нише. При фронтальной задвижке конвейера включается в работу и вторая маслостанция. ГРОЗ на своих участках длиной 10-15м устанавливают рукоятки блока управления на передвижку конвейера. Конвейер одновременно по всей длине лавы передвигается к забою (рис.5.13).

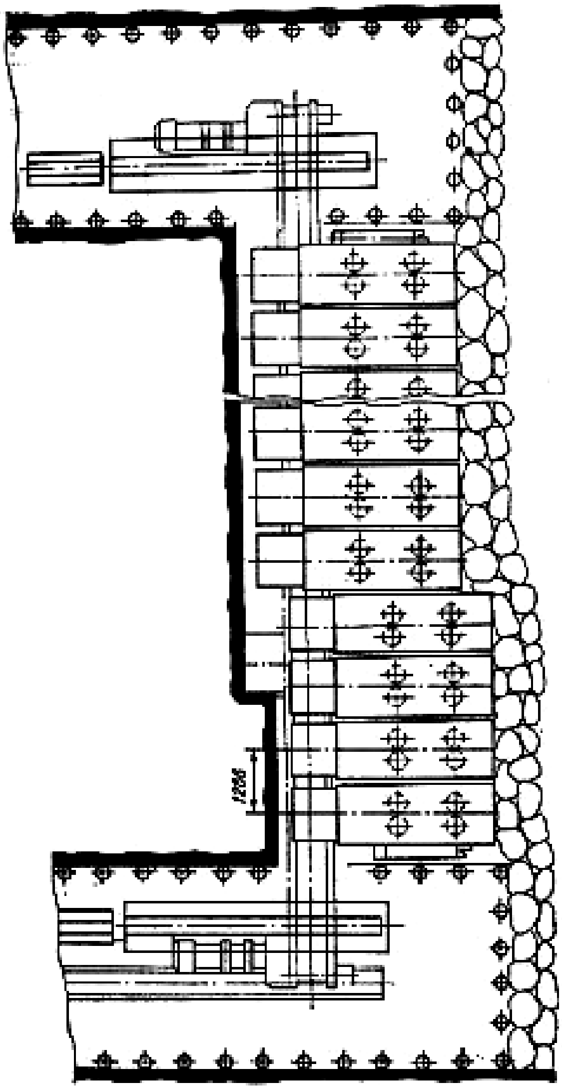



*Рисунок 5.13 – Схема работы механизированного комплекса*

По такой схеме работают не все механизированные комплексы. Чаще передвижка конвейера осуществляется вслед за проходом комбайна. В этом случае после передвижки механизированной крепи на участке длиной в 10-12м при глубине захвата, равной 0,63м, или на участке в 15-20м при глубине захвата 0,8м осуществляется плавный изгиб конвейера, т.е. передвижка его к груди забоя. После снятия полоски угля, передвижки крепи и задвижки конвейера по всей длине лавы, т.е. после выполнения всего цикла, комплекс находится в исходном положении. Выемка угля осуществляется в обратном направлении. Цикл повторяется. В этом случае комбайн работает по челноковой схеме. На пластах с мощностью более 2м, а также на выбросоопасных пластах целесообразно принимать одностороннюю схему работы комбайна. В одном направлении производится выемка угля, а в другом – зачистка оставшегося на почве угля шнеками комбайна на маневровой скорости.

Величина опережения ниши должна быть равна двум-трем величинам захвата комбайна (до 2,4м). Задвижка приводных головок конвейера осуществляется под инвентарной крепью (деревянный брус или металлическая балка длиной до 4-4,5 м). Трудоемкость выемки ниш и их крепления составляет до 40% общей трудоемкости всех процессов, выполняемых в механизированной лаве. С целью снижения трудоемкости работ в лаве необходимо приводные головки конвейера выносить на выемочные штреки (ходки). В этом случае необходимо применять механизированные крепи сопряжения лавы со штреками или гидростолы СО-75. Если приводные головки конвейера расположены в нишах, то для их задвижки применяют секции «СПУТНИКа». В случае применения механизированных крепей сопряжения лавы со штреками или СО-75 задвижка головок осуществляется ими.

Последовательность выполняемых в лаве процессов отражается на планограмме работ. Примеры планограмм работ в лаве в добычную смену приведены на рис. 5.14

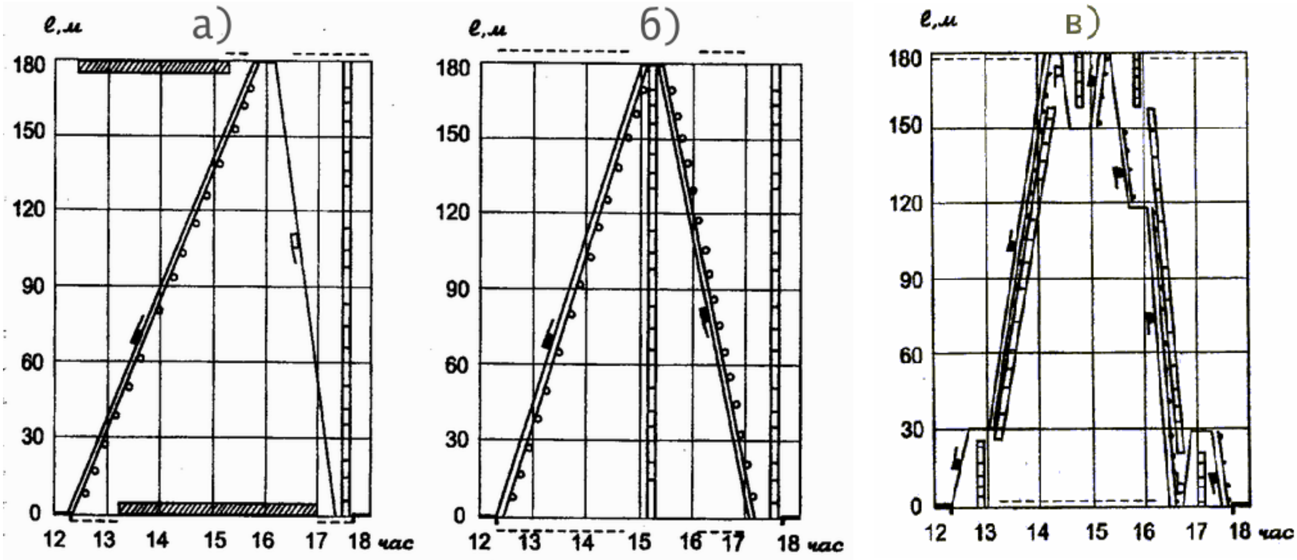



*Рисунок 5.14 – Планограммы работ в добычную смену в лаве:*
*а – при односторонней выемке угля в лаве с нишами и фронтальной передвижкой конвейера; б – при челноковой схеме выемке угля в лаве с фронтальной передвижкой конвейера (при любой схеме зарубки комбайна); в - при челноковой схеме выемке угля и самозарубке комбайна «косыми заездами»*

## 5.7. Технология выемки угля на пологом падении узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью

Очередность выполнения процессов в лаве такая же, как и при выемке механизированным комплексом. Разница состоит в том, что крепление и управление кровлей осуществляется индивидуальной призабойной и специальной посадочной крепями. По мере продвижения комбайна навешиваются шарнирные верхняки. Под шарнирными верхняками осуществляется передвижка конвейера. После завершения передвижки конвейера под ранее навешанные верхняки устанавливаются стойки. Управление кровлей в лаве осуществляется с помощью гидрофицированной крепи «СПУТНИК», ею же задвигается конвейер. Ниши крепятся как и в предыдущем случае.

Выемка угля с индивидуальной крепью комбайнами или стругами применяется в тех случаях, когда по каким - то причинам нельзя или нецелесообразно применять механизированный комплекс.

Типовые паспорта крепления и управления кровлей в очистных забоях при применении индивидуальной и механизированных крепей приведены в «Руководстве…», разработанном ДонУГИ.

# 6. ОХРАНА ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Подготавливающие горные выработки, к которым относятся капитальные или панельные бремсберги и уклоны с ходками, коренные или магистральные штреки, являются артериями, обеспечивающими нормальную работу всей шахты. От их состояния зависят условия работы подземного транспорта, вентиляции и ТЭП шахты. Существуют разные способы охраны подготавливающих горных выработок. Рассмотрим наиболее часто применяемые на шахтах Донбасса на примере наклонных выработок.

## *6.1. Охрана наклонных выработок целиками угля*

В настоящее время около 90% общей протяженности пластовых наклонных выработок охраняется целиками угля (рис.6.1).

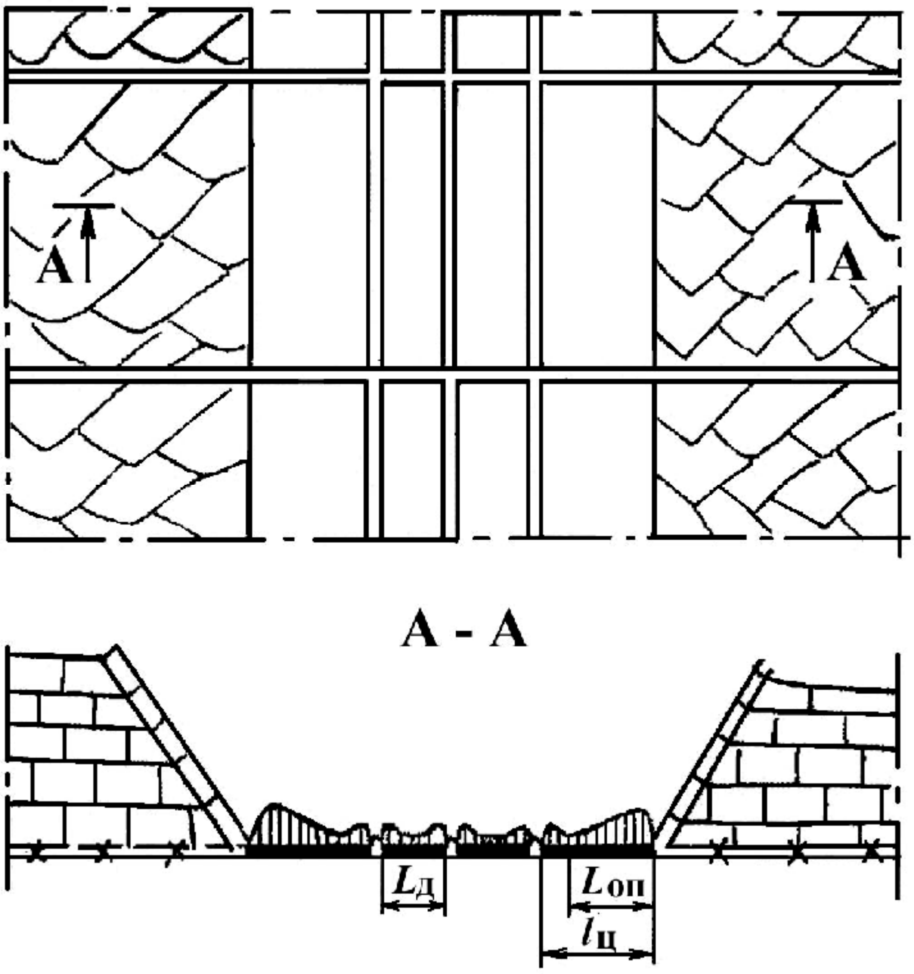



*Рисунок 6.1 – Охрана наклонных выработок целиками угля*

Такое широкое применение данного способа охраны подготавливающих выработок объясняется его простотой.

Во избежание влияния очистных работ на подготавливающие горные выработки, поддерживаемые десятки лет, необходимо оставлять целик угля размером, как правило, больше длины опорного давления. При прямом порядке отработки крыла $L_ц \geq (0{,}8 \div 1{,}0) \cdot L_{оп}$, а при обратном порядке- $\ell_ц \geq (1{,}0 \div 1{,}2) \cdot L_{оп}$.

Длина зоны опорного давления рассчитывается по формуле:

$$L_{оп} = 250\sqrt{mH} \cdot \left( \frac{1 + \frac{1}{f}}{90 + f^2} \right) \cdot n \text{, м} \tag{6.1}$$

где m и H – соответственно вынимаемая мощность и глубина разработки, м;

f – коэффициент крепости пород на контуре выработки;

n – коэффициент, учитывающий обрушаемость пород основной кровли:

для легкообрушаемых пород n= 0,6;

для среднеобрушаемых пород n=0,8;

для труднообрушаемых пород n=1,0.

Максимальная величина опорного давления $P_{оп}$ превышает $\gamma H$ в 2,5-4,5 раза, а иногда в 9 раз. Для средних условий Донбасса $L_{оп}$=70-110м.

Для исключения взаимного влияния двух параллельных выработок расстояние между ними должно быть

$$L_д \geq (B_1 + B_2) \cdot K_1, \tag{6.2}$$

где $B_1$ и $B_2$ – ширина выработок в проходке, м;

$K_l$ – коэффициент, учитывающий глубину расположения выработок и прочность вмещающих пород, определяется по таблицам. $K_l$=1-5,5.

Согласно НТП $L_д$ для капитальных или панельных наклонных выработок принимается не менее 30-40м.

В связи с очень большими потерями угля в целиках данный способ охраны для Донбасса не перспективен. В последние годы проводят наклонные выработки в почве пласта по более прочным вмещающим породам и охраняют их полосой угля. В этом случае улучшение состояния выработок обеспечивается только лишь за счет проведения их по более прочным породам. Размеры целиков угля определяются таким же образом, как и при охране целиками угля.

Начиная с конца 60 годов XX столетия на глубоких шахтах Донбасса широкое распространение получила охрана полевых наклонных выработок расположением их в зоне разгрузки. Зону разгрузки можно получить предварительной или последующей отработкой разгрузочной лавы.

## *6.2. Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой последующей их надработкой*

На действующих шахтах в панелях или в бремсберговых частях при этажном способе подготовки, подготавливаемых шахтостроителями, возможно применение только лишь последующей надработки.

В зонах разгрузки величина напряжения в 2,5-4,5 раза меньше, чем в нетронутом массиве, а поэтому и давление на крепь выработки будет меньше примерно в 2-3 раза (рис.6.2).

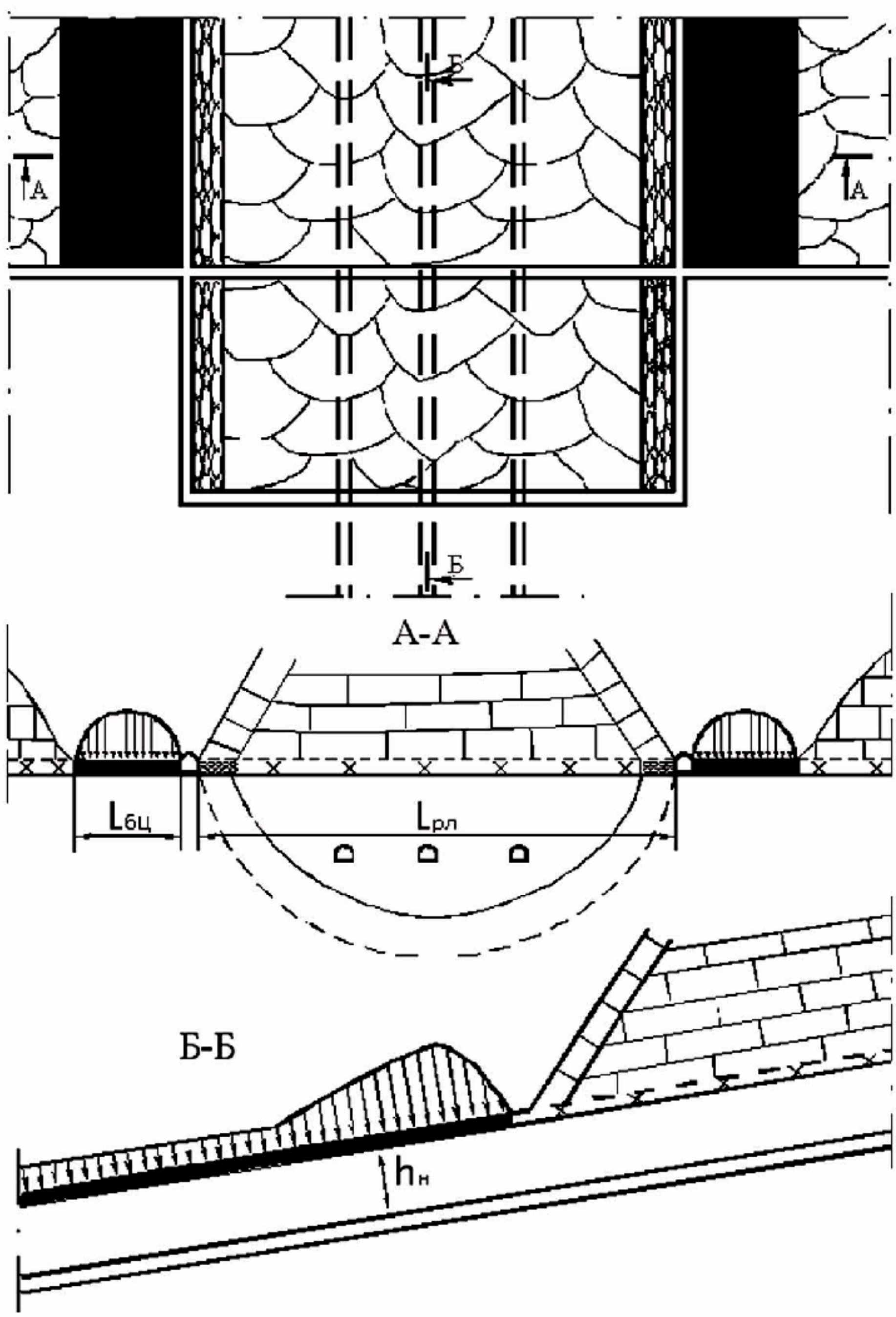



*Рисунок 6.2 – Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой последующей отработкой разгрузочной лавы*

В результате последующей надработки полевые наклонные выработки, по которым прокатывается волна опорного давления, необходимо перекрепить. Т.к. выработки служат десятки лет, то суммарные затраты за весь срок их службы будут в 2-2,5раза меньше, чем при охране пластовых выработок целиками угля. Для того, чтобы после перекрепления все оставшееся время службы полевые выработки требовали минимум затрат на их поддержание, необходимо сохранить зону разгрузки. Для этого необходимо предотвратить объединение сводов полных сдвижений разгрузочной лавы и лав, отрабатываемых по простиранию. С этой целью между выработанными пространствами этих лав оставляют барьерный целик размером $\ell_{бц} \geq (0{,}1 \div 0{,}15)H$ (как показано на рис.6.2) или при отработке разгрузочной лавы по её бокам возводить бутовые полосы длинной $L_{бп} \geq 30 \div 60$ м с помощью пневмозакладочных установок «ТИТАН» (как будет показано в следующем варианте охраны).

На действующих шахтах при подготовке новых панелей, блоков или последующих ступеней шахтного поля (вторая бремсберговая и уклонные части) есть возможность применения предварительной надработки полевых выработок.

### *6.3. Предварительная надработка полевых наклонных выработок*

В отличие от последующей надработки в данном случае полевые выработки проводятся в уже сформировавшейся зоне разгрузки (рис.6.3).

Для того чтобы забои полевых выработок находились уже в образовавшейся зоне разгрузки $\ell_{отс} \geq (06 \div 08)\ell_{рл}$. Чтобы бутовые полосы сохранили зону разгрузки, их длина должна быть $\ell_{бл} \geq 30 \div 60$ м, они должны возводиться с помощью пневмозакладочных установок. При мощности пласта до 1-1,2м можно проводить выемочные ходки разгрузочной лавы завышенным сечением (18-26 м$^2$ в проходке) и породу от их проведения закладывать в бутовые полосы. При мощности пласта до 1,5м породу необходимо будет доставлять извне, что резко усложняет схему транспорта. При мощности более 1,2 м возводить бутовые полосы не рекомендуется, т.к. транспортировать извне породу для закладки практически не реально. Поэтому при $m > 1{,}0 \div 1{,}2$ м для сохранения зоны разгрузки необходимо оставлять барьерные целики угля.

При выборе длины разгрузочной лавы необходимо принимать ее с учетом длины бутовых полос такой, чтобы после уплотнения бутовых полос полевые наклонные выработки оставались во вторичной зоне разгрузке (см.сплошную линию на рис.6.3).

При предварительной надработке $h_н \geq 5$ м, а при последующей $h_н \geq 10$ м, для того, чтобы опорное давление не продавило породы в полевые выработки.

При сохранении зоны разгрузки бутовыми полосами у границ разгрузочной лавы оставляются технологические целики размером $\ell_{тц} \geq 10 \div 30$ м. Они

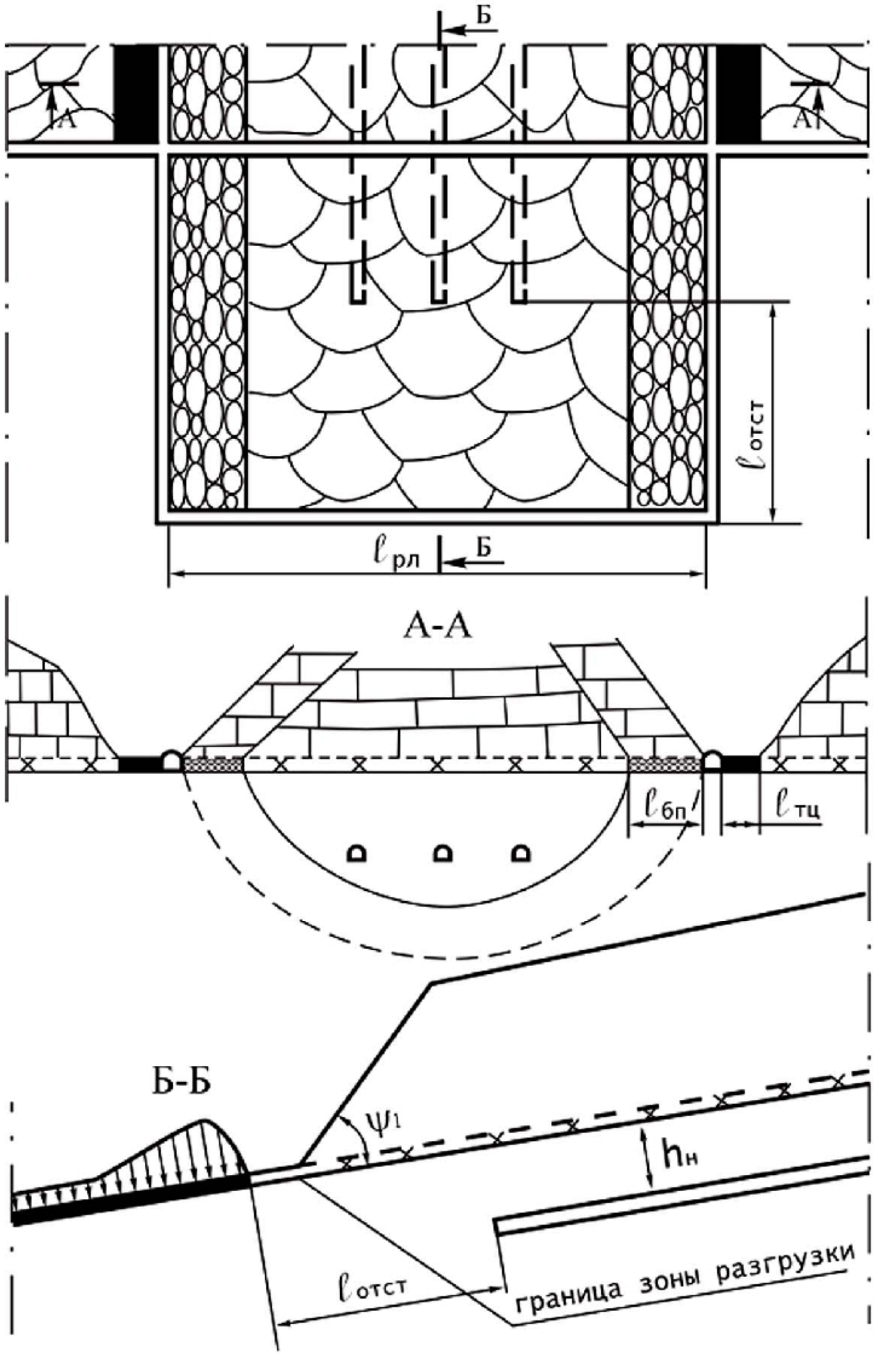



*Рисунок 6.3 – Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой предварительной отработкой разгрузочной лавы*

нужны для обеспечения безопасных условий монтажа оборудования (при отработке лав прямым ходом) или демонтажа (при отработке лав обратным ходом) в лавах, отрабатываемых по простиранию. При обратном порядке отработки лав размер целиков больше, чем при прямом.

Предварительная надработка лучше последующей, т.к. при ней нет необходимости перекрепления выработок. Как последующая, так и предварительная надработки имеют следующие недостатки по сравнению с расположением выработок в плоскости пласта:

1) необходимо проводить сбойки, соединяющие пластовые и полевые выработки, что приводит к увеличению затрат на проведение и поддержание горных выработок;

2) усложняются схема транспорта и вентиляции;

3)необходимо оставлять барьерные целики или возводить бутовые полосы в разгрузочной лаве для сохранения зоны разгрузки.

Этих недостатков можно избежать при проведении выработок по обрушенным и уплотненным породам (в плоскости пласта).

## *6.4. Проведение выработок по обрушенным и уплотненным породам*

Для того, чтобы выработки служили без перекреплений десятки лет, их необходимо проводить уже в уплотненных породах (рис.6.4).

Для этого $\ell_{отс} \geq (06 \div 08)\ell_{рл}$. Зона разгрузки может сохранятся как оставлением барьерного целика (как показано на рисунке), так и возведением длинных бутовых полос в разгрузочной лаве. Для того чтобы крайние наклонные выработки не попали в зону активизации сдвижения подработанной толщи горных пород, принимается **а**≥20-25м. Расстояние между параллельными выработками во избежание утечек воздуха между ними должно быть не менее 30м.

Этот способ получает все большее распространение на шахтах Донбасса, однако условиями его применения являются:

1) в кровле пласта залегают слабые, легко обрушающиеся и хорошо уплотняющиеся породы мощностью более 5м. Как правило, это глинистые или слабометаморфизированные песчанные сланцы;

2) вмещающие породы не обводнены;

3) мощность пласта более 1,2-1,5м.

Других ограничений нет. Способ охраны перспективен.

До сих пор мы рассматривали способы охраны подготавливающих горных выработок на примере наклонных горных выработок. Все выше сказанное справедливо и для главных штреков (коренных, магистральных). Рассмотрим комбинированный способ охраны магистральных штреков, который в последние годы получает все большее распространение.

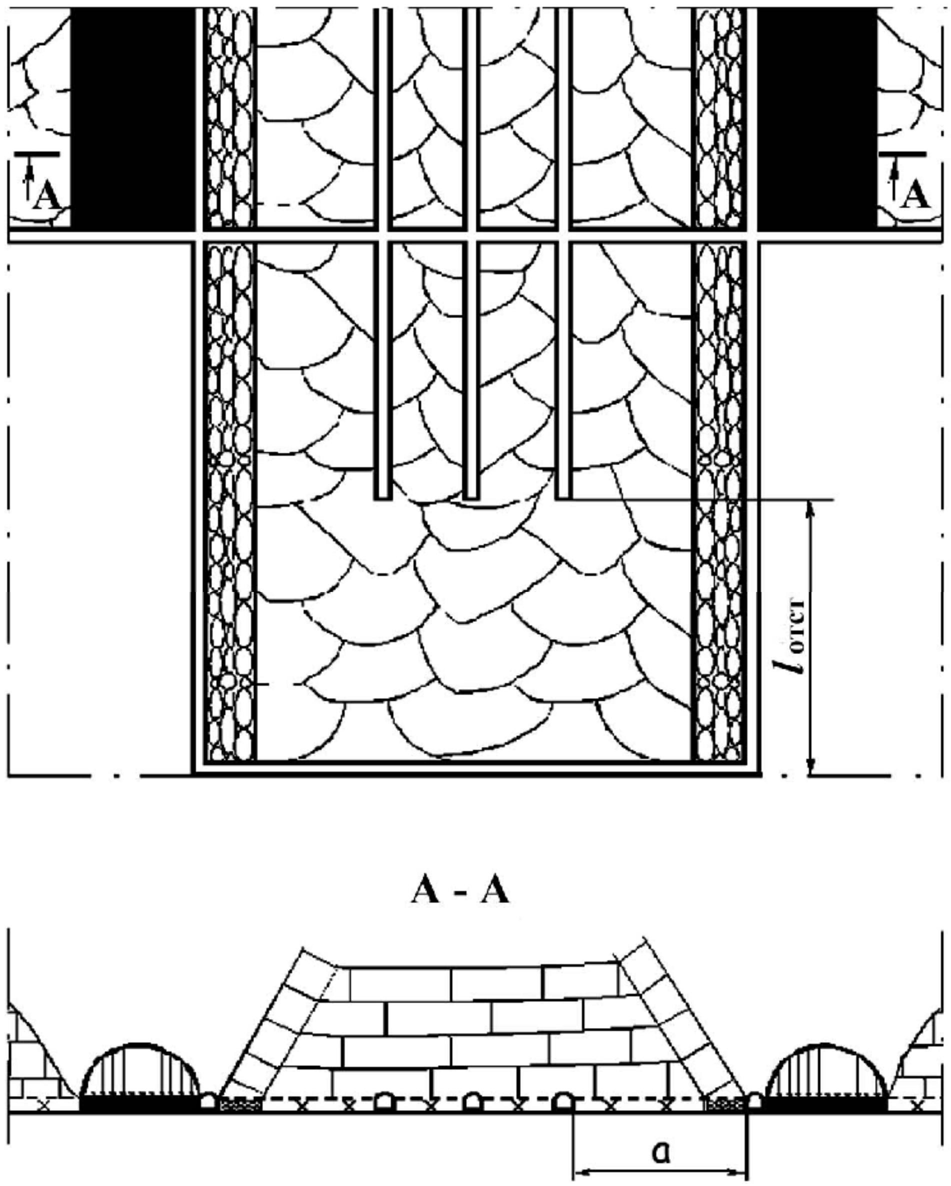



*Рисунок 6.4 – Охрана выработок в обрушенных и уплотненных породах*

### *6.5. Проведение транспортного магистрального штрека полевым в зоне разгрузки, а второго штрека по обрушенным породам*

Для полевого штрека имеет место последующая надработка (рис.6.5).

Поэтому $h_н \geq 10$м. В зависимости от глубины разработки и прочности вмещающих пород $h_н$ принимают по таблице или расчитывают по формуле, приведенной в методических указаниях к курсовому проекту по данной дисциплине. Для того, чтобы полевой штрек не попал под влияние опорного давления $L_н$ должно быть $\geq$25-40м (принимается так же по таблице). Длина целика расчитывается по формулам. Область применения штрека, проведенного по обрушенным и уплотненным породам, такая же как в ранее рассмотренном способе охраны наклонных выработок.

Этот вариант позволяет иметь оба штрека в одной плоскости, а, следовательно, упростить схему транспорта и вентиляции при их проведении и эксплуатации, уменьшить потерю угля в целиках и обеспечить хорошее состояние этих штреков. При этом необходимо помнить, что полевой штрек испытывает последующую надработку. Поэтому в нем необходимо при надработке установить крепь усиления для уменьшения деформации крепи.

В том случае, когда есть возможность, целесообразно полевой штрек проводить в уже сформировавшейся зоне разгрузке. Для этого необходимо поддерживать верхний штрек разгрузочной лавы на участке уже отработанной по падению лавы. Через него передавать уголь по сбойке на полевой штрек. Такое развитие горных работ приводит к усложнению схем транспорта и вентиляции, но обеспечивает хорошее состояние магистральных штреков и минимальные затраты на их поддержание.

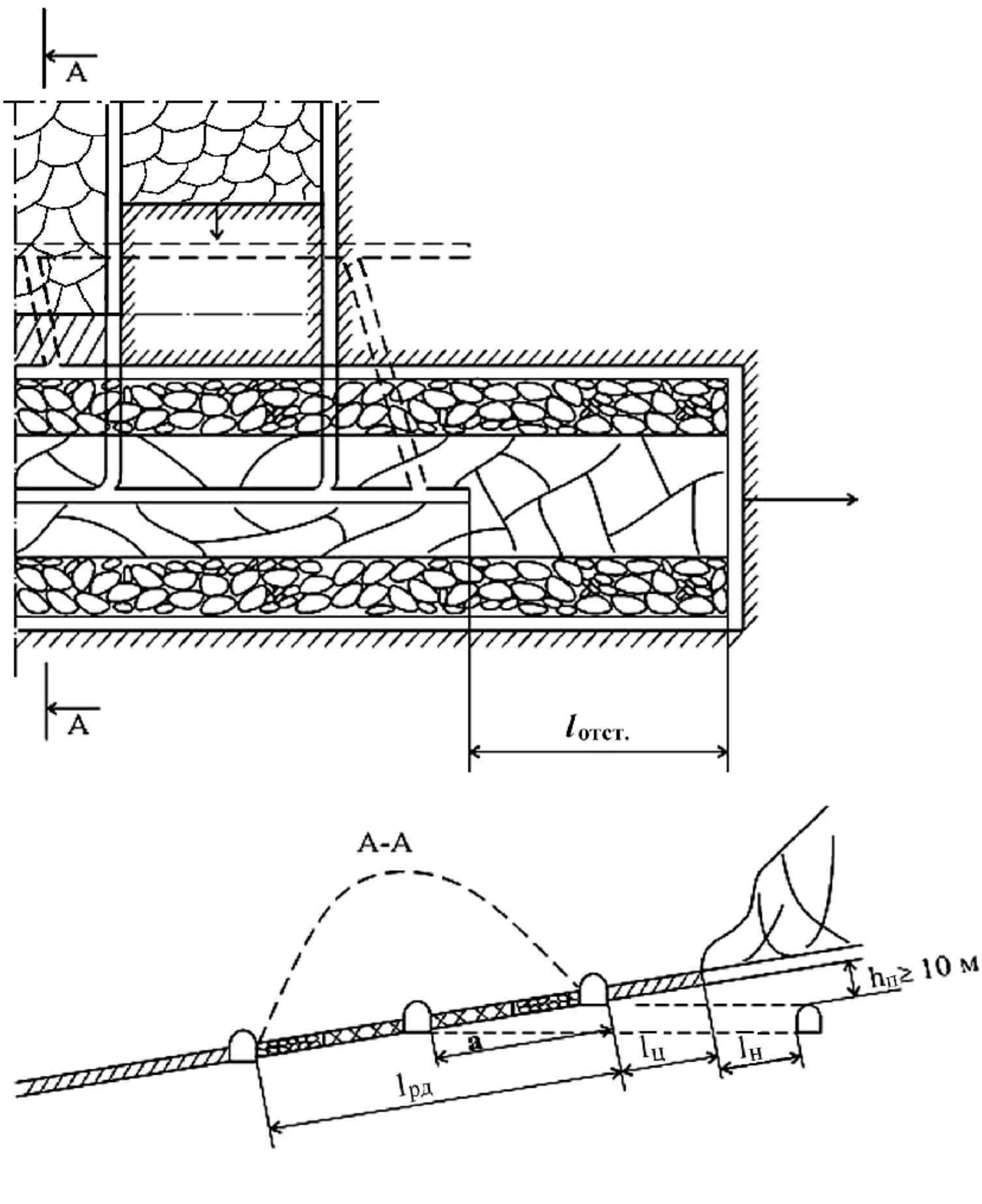



*Рисунок 6.5 – Комбинированный способ охраны магистральных штреков*

# 7. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРИМЫКАЮЩИХ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ

Выемочные выработки служат на много меньше, чем подготавливающие горные выработки. Поэтому для них применяются менее дорогие способы охраны. На пологом падении способы охраны выемочных штреков такие же, как и выемочных ходков. Рассмотрим способы охраны на примере откаточного штрека.

## *7.1. Охрана откаточного штрека целиком угля*

Данный способ охраны может применятся при любой системе разработки. Целики могут оставляться как между лавами, так и между просеком и откаточным штреком (рис.7.1).

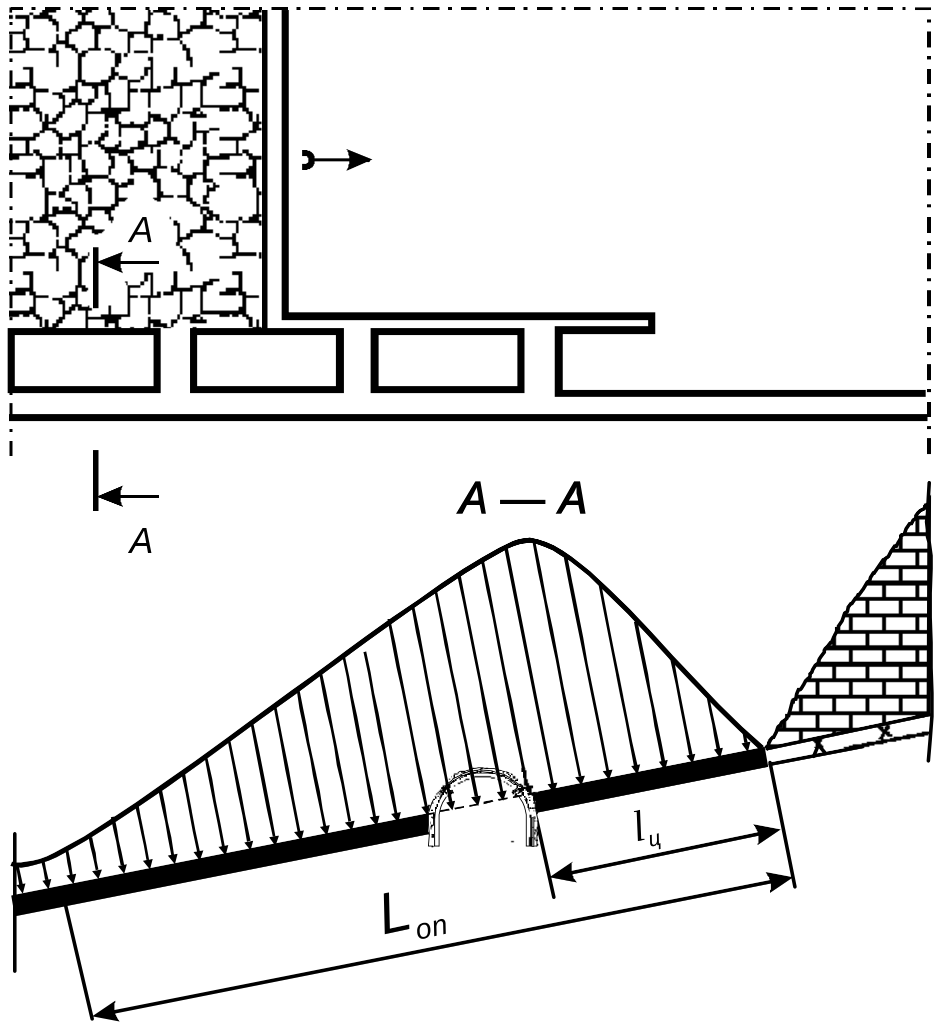



*Рисунок 7.1 – Охрана откаточного штрека целиками угля*

Размер целика определяется по формуле. Для антрацитов $\ell_{ц} = 0{,}03mH + 6$ м, для каменных углей $\ell_{ц} = 0{,}04mH + 6$ м. Для средних условий Донбасса (m=1м, H=800м) для каменных углей получается $\ell_{ц} = 38$ м. Несмотря на большие размеры оставляемых целиков угля, выработка находится в зоне, в которой напряжение близко к максимальному опорному давлению. Поэтому деформации крепи выработки будут значительными.

Данный способ охраны для глубоких шахт Донбасса не перспективен. Необходимо также помнить, что оставление угольных целиков запрещено или не рекомендуется нормативными документами на выбросоопасных, склонных к горным ударам, защитных, а также на пластах, уголь которых склонен к самовозгоранию.

В настоящее время в Донбассе более половины всех лав пологого падения отрабатываются по бесцеликовой технологии. Для повторного использования выработки возводятся различные искусственные сооружения: податливые (односторонние и двухсторонние бутовые полосы, костры); жесткие (БЖБТ, литая полоса из быстротвердеющих материалов, органный ряд); ограниченно-податливые (бутокостры, накатные костры). Рассмотрим их.

## *7.2. Охрана откаточного штрека односторонней бутовой полосой*

Данный способ охраны может применятся при любой системе разработки (рис.7.2).

На рисунке показан бутовый штрек, в котором взрываются породы кровли пласта. Взорванная порода вручную или, как правило, скреперной установкой ЗУ закладывается в бутовую полосу. При сплошной системе разработки порода от проведения откаточного штрека может закладываться в бутовую полосу пневмозакладочной установкой «ТИТАН». Усадка бутовой полосы при возведении вручную составляет (0,5-0,6)m, при скреперной закладке (0,3-0,4)m, а пневмозакладочной установкой – (0,2-0,25)m. В результате усадки бутовой полосы породы кровли пласта над бутовой полосой оседают и прогибаются. Над массивом угля они практически неподвижны.

В результате неравномерной усадки пород по бокам выработки возникает косонаправленная нагрузка, которая приводит к значительным деформациям крепи и необходимости перекрепления выработки (рис.7.3).

Во избежание этого необходимо обеспечить примерно одинаковую усадку пород кровли с обеих сторон выработки. Этого можно достичь путем бурения разгрузочных скважин со стороны массива угля или возведением двухсторонних бутовых полос. Бурение разгрузочных скважин производится впереди лавы  за зоной опорного давления и, как правило, при столбовой системе разработки (рис.7.4).

Длина разгрузочных скважин равна 6-10м, их диаметр составляет 200-400, реже 500мм. Расстояние между осями скважин принимается равным двум диаметрам скважины. В результате раздавливания целиков угля между разгрузочными скважинами породы кровли оседают на величину равную примерно половине диаметра скважины. При сплошной системе разработки по техническим условиям бурение разгрузочных скважин не производится.

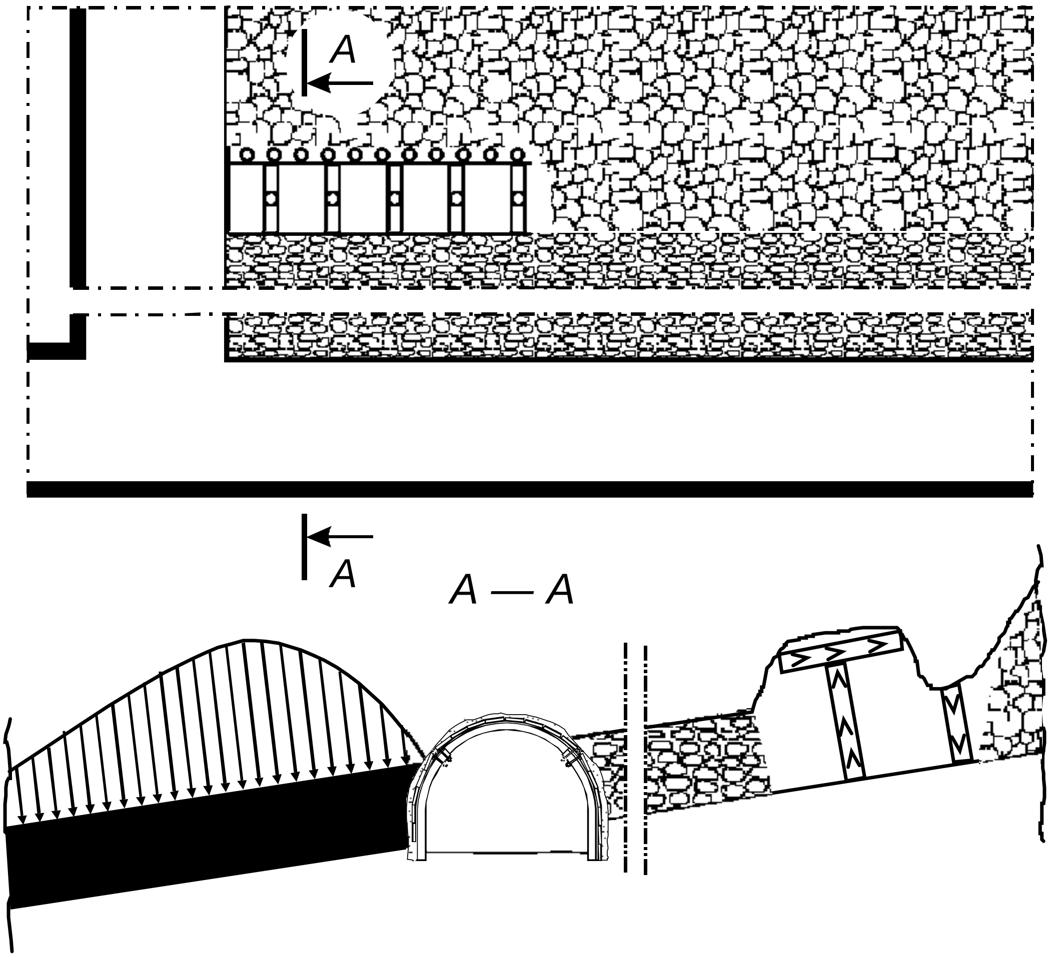



*Рисунок 7.2 – Охрана штрека односторонней бутовой полосой*

## *7.3. Охрана откаточного штрека двухсторонней бутовой полосой*

Этот способ представлен на рис.7.5.

Порода для возведения нижней полосы берется из откаточного штрека, а верхней – из бутового штрека. Длина верхней бутовой полосы равна 8-10 мощностей пласта, а нижней 8-10м.

Данный способ охраны применяется только лишь при сплошной системе разработки, при проведении штрека вслед за лавой. Для обеспечения устойчивости штрека податливость крепи должна быть больше усадки бутовых полос.

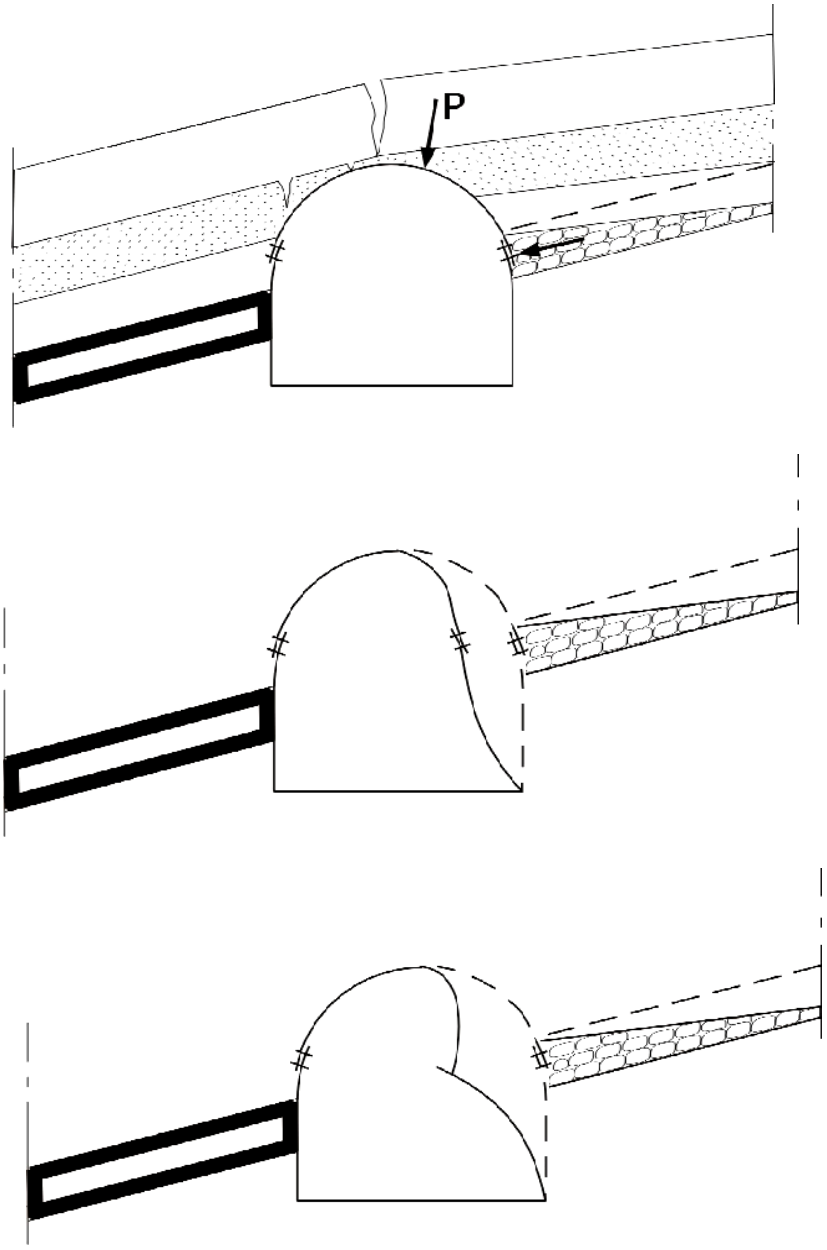



*Рисунок 7.3 - Характер деформации крепи при возведении со стороны выработанного пространства податливого искусственного сооружения*

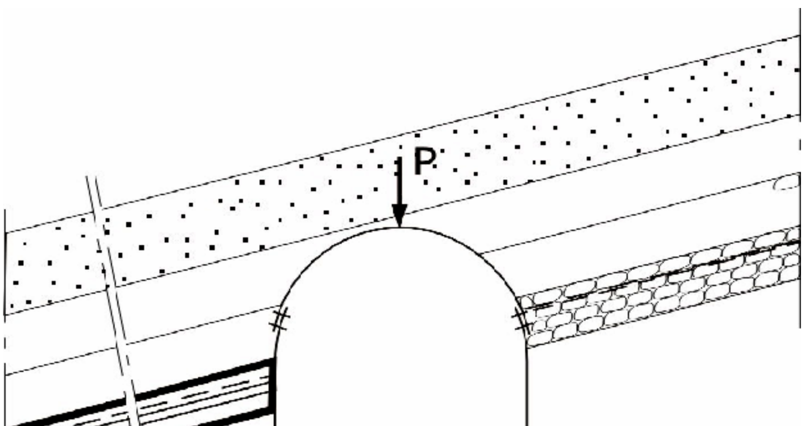



*Рисунок 7.4 – Бурение разгрузочных скважин*

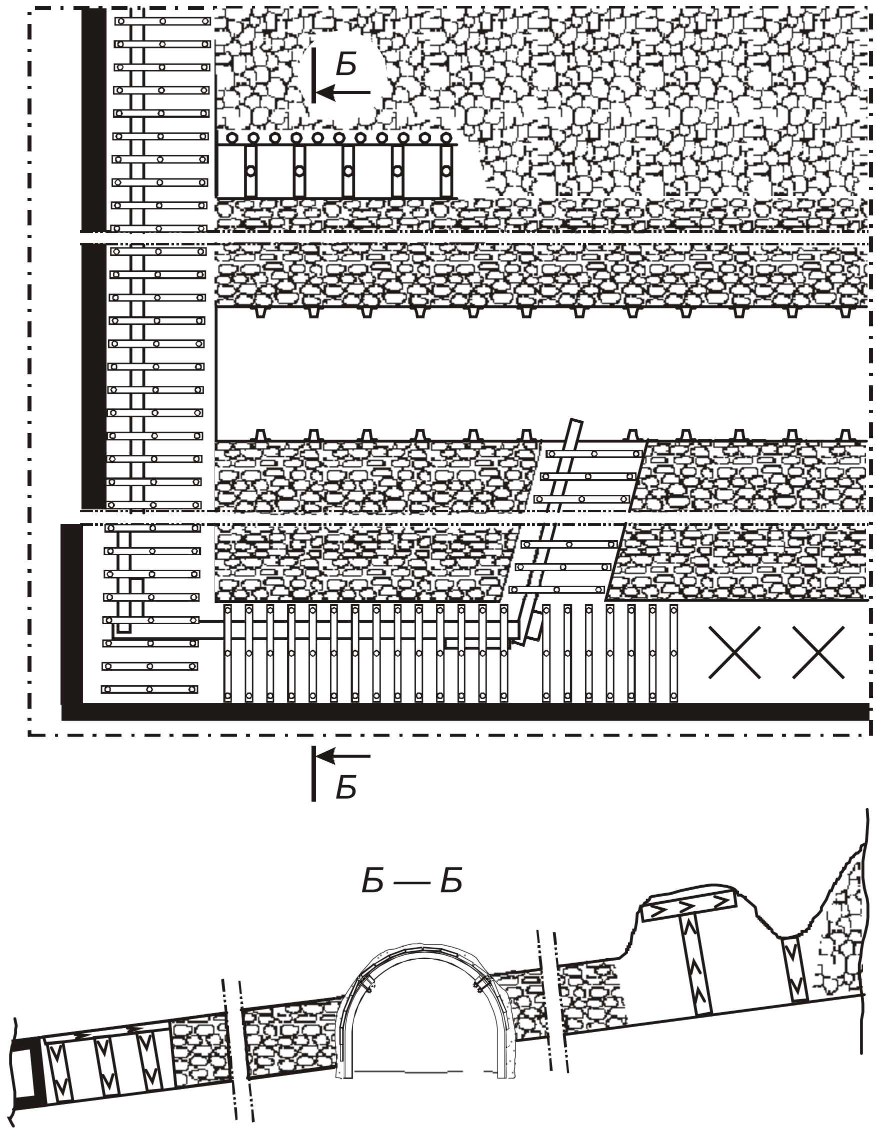



*Рисунок 7.5 – Охрана штрека двухсторонней бутовой полосой*

Как односторонняя, так и двухсторонняя бутовые полосы применяются при мощности пласта при возведении вручную до 0,8-1м, при возведении скреперной установкой до 1-1,2 м, при возведении пневмозакладочной установкой – до 1,5 м.

Несмотря на большую трудоемкость, способ охраны двухсторонней бутовой полосой на больших глубинах, при слабых вмещающих породах пласта получает все большее распространение (например, шахта им. Скочинского).

### *7.4. Охрана штрека кострами (рис.7.6)*

При мощности пласта до 2-2,5 м выкладывается один ряд костров, а при мощности от 2 до 3,5 м – два ряда костров. Длина стоек должна быть не меньше 2м. Расстояние между кострами в зависимости от устойчивости пород кровли принимается от 1 до 3м. В связи с большим расходом и дефицитом лесоматериалов в Украине этот способ применяется редко. Может применяться при любой системе разработки и любых вмещающих породах угольного пласта.

На пластах с вмещающими породами не ниже средней устойчивости для охраны выработки с целью ее повторного использования возводятся жесткие искусственные сооружения.

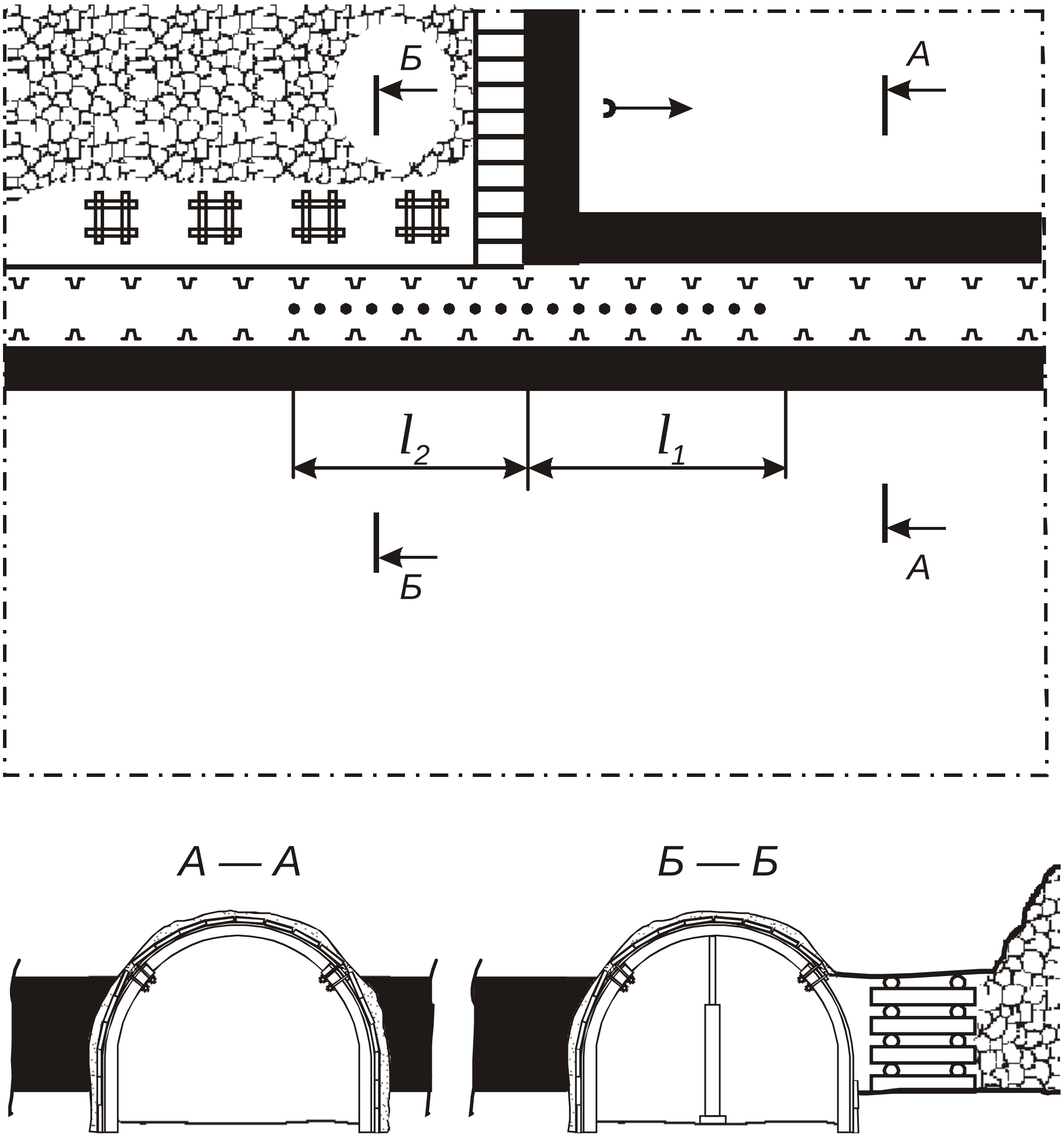



*Рисунок 7.6 – Охрана штрека кострами*

## *7.5. Охрана штрека органной крепью с «карманами» – нишами (рис.7.7)*

Этот способ применяется при прочности пород почвы на сжатие не менее 30 МПа. При необходимости по почве или по кровле прокладываются распилы (брусы), под которые устанавливается органный ряд. Порода от подрывки почвы в штреке вручную закладывается в “карманы” - ниши. Способ характеризуется большой трудоемкостью и расходом лесоматериалов, поэтому применяется сравнительно редко.

В конце 60-х годов XX века на шахтах, разрабатывающих полуантрациты и антрациты, стали применять стенки, возведенные из БЖБТ.

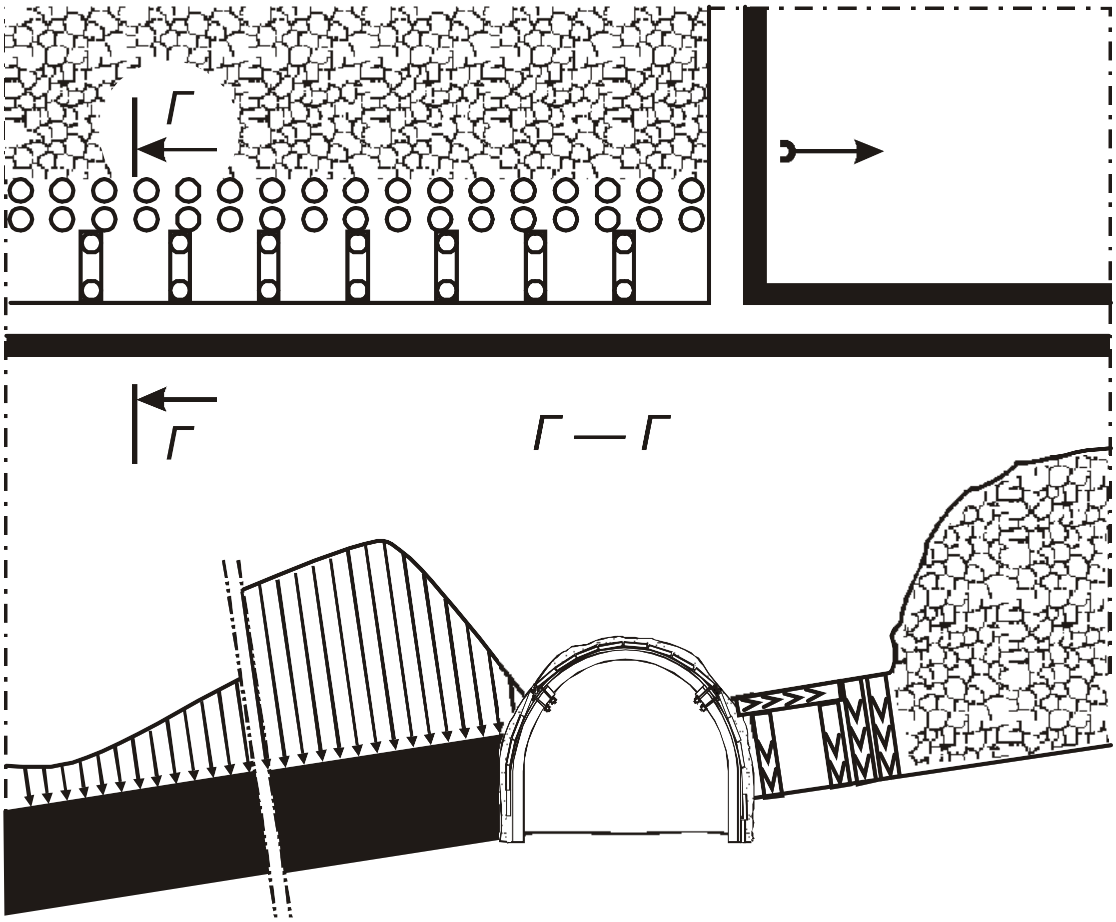



*Рисунок 7.7 – Охрана штрека органной крепью*

## *7.6. Охрана штрека тумбами из железобетонных блоков (рис.7.8)*

Стенка возводится из плит размерами 0,4×0,5×0,1м (46кг) или 0,4×0,5×0,15м (75кг). Количество тумб, возводимых на 1 погонный метр выработки, рассчитывается по формуле и принимается не менее двух при легкообрушаемых (1сплошной ряд БЖБТ); 3 при среднеобрушаемых и 4 (2 сплошных ряда) при труднообрушаемых породах кровли. Во избежание раздавливания плит прогибающимися породами кровли со стороны выработанного пространства пробивается один ряд деревянной органки (4-5 стоек на 1 погонный метр выработки). Чем слабее породы почвы, тем больше должно быть значение **a**. Как правило, **a** ≥ h и принимается от 0 до 1,5м. Чем прочнее породы кровли, тем больше может быть значение **a**.

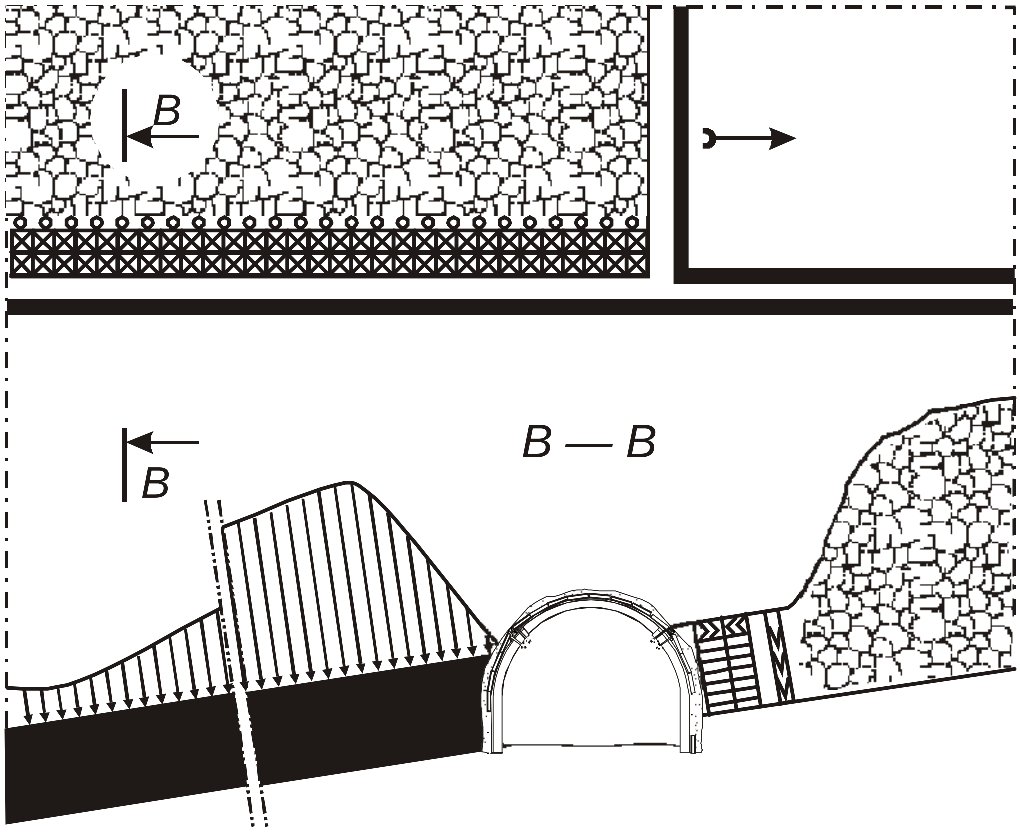



*Рисунок 7.8 – Охрана штрека тумбами БЖБТ*

Способ хороший, но имеет большую трудоемкость погрузочно-разгрузочных работ. Этого недостатка можно избежать при применении вместо БЖБТ литой полосы из быстротвердеющего материала.

## *7.7. Охрана штрека литой полосой из быстротвердеющего материала (рис.7.9)*

Ширина литой полосы рассчитывается по формуле и принимается не менее 1м. Литая полоса возводится из цементнопесочной смеси, фосфогипса, ангидрита, измельченного доменного шлака. Смесь готовится на штреке в специальной бетономешалке и подается ею или шнековыми насосами по гибкому шлангу за опалубку. Уровень механизации работы достигает 60-70%.

Для того, чтобы породы кровли не расслаивались и их прогиб был минимальным, отставание стенки из БЖБТ или литой полосы от угольного забоя должно быть минимальным. Поэтому при количестве циклов в лаве, равном 3 и более в сутки, необходимо предусматривать их возведение как в ремонтную, так и в одну из добычных смен.

Как БЖБТ, так и литая полоса могут применяться при любой системе разработки, при прочности пород почвы более 30 МПа. БЖБТ при мощности пласта до 1,5м и угле падения до 18°, а литая полоса – до 2,5м и угле падения до 35°. В последние годы вместо БЖБТ применяются более легкие газобетонные блоки. В том случае, когда ни один из выше рассмотренных способов не обеспечивает эксплуатационное состояние выработки для ее повторного использования, выработки за лавой погашаются, а для подготовки новой лавы проводятся новые.

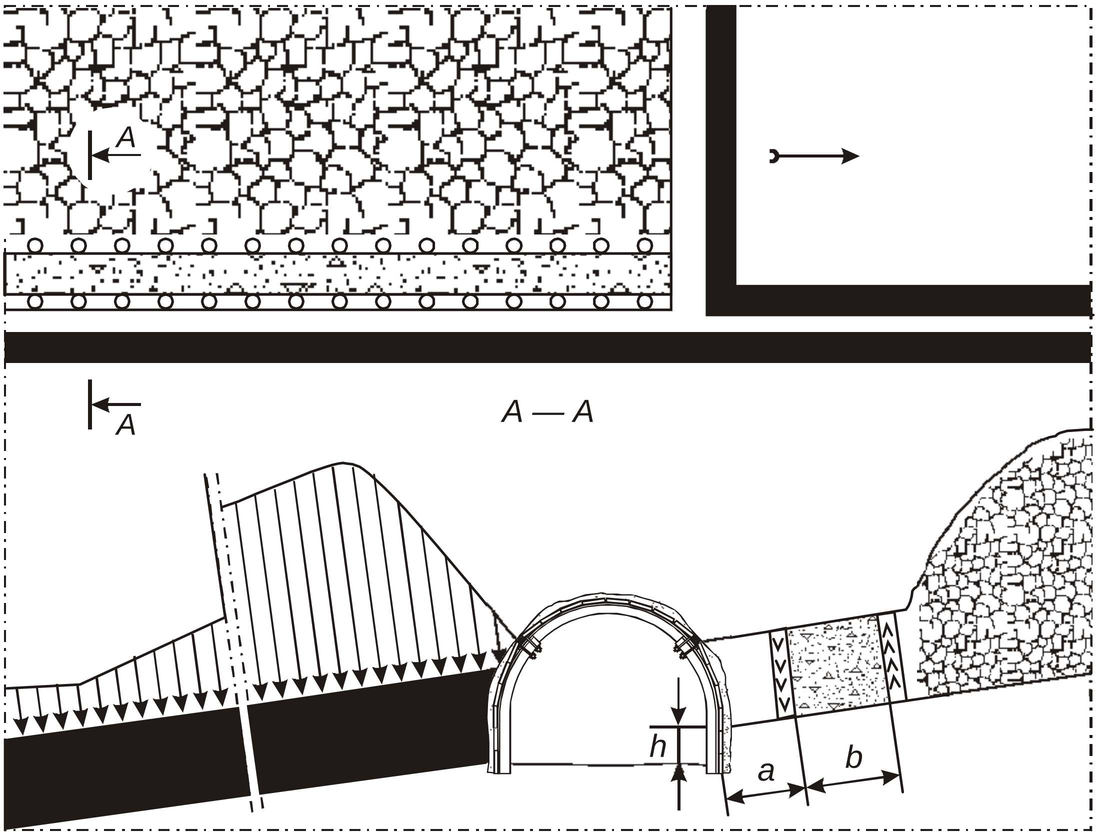



*Рисунок 7.9 – Охрана штрека литой полосой из быстротвердеющего материала*

## *7.8. Проведение выработки вприсечку к выработанному пространству*

В том случае, когда есть фланговая вентиляционная выработка, присечная выработка проводится с этой фланговой выработки (рис.7.10).

Отставание присечной выработки от забоя отрабатываемой лавы в зависимости от глубины разработки и прочности пород кровли пласта должно быть в пределах 90-250 м. Или во времени от 3-х до 10 месяцев.

Этот способ нашёл широкое распространение на шахтах ГХК «Селидовуголь» и «Красноармейскуголь». В том случае, когда фланговых выработок нет, отработка ярусов в панели ведется через один (рис.7.11).

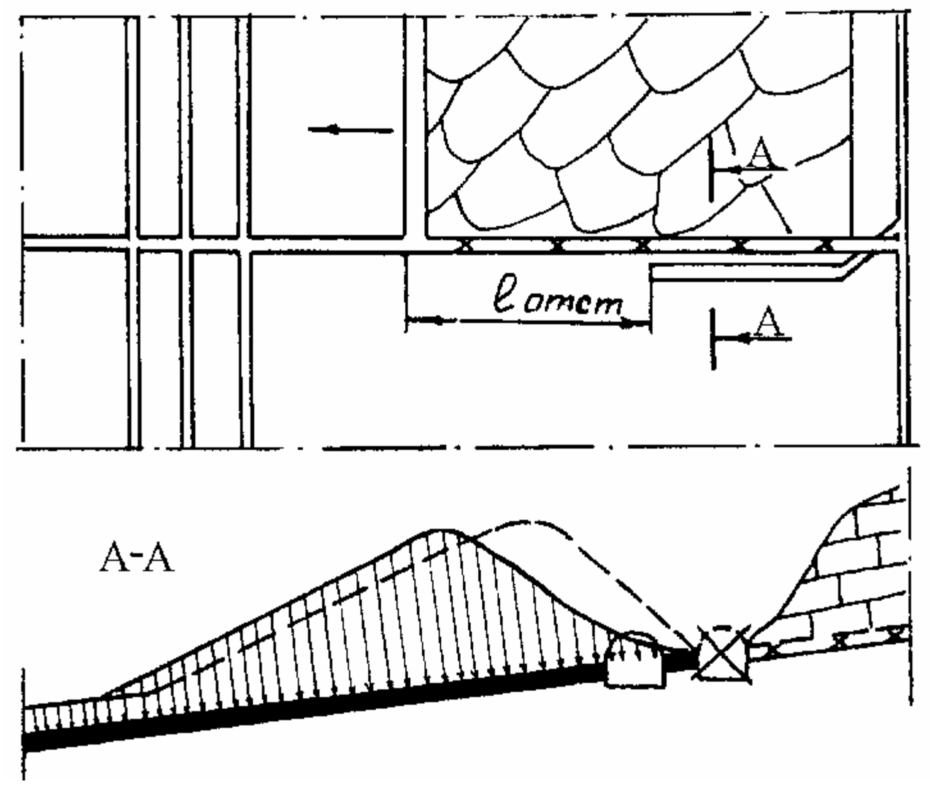



*Рисунок 7.10 – Проведение присечного штрека с фланговой выработки*

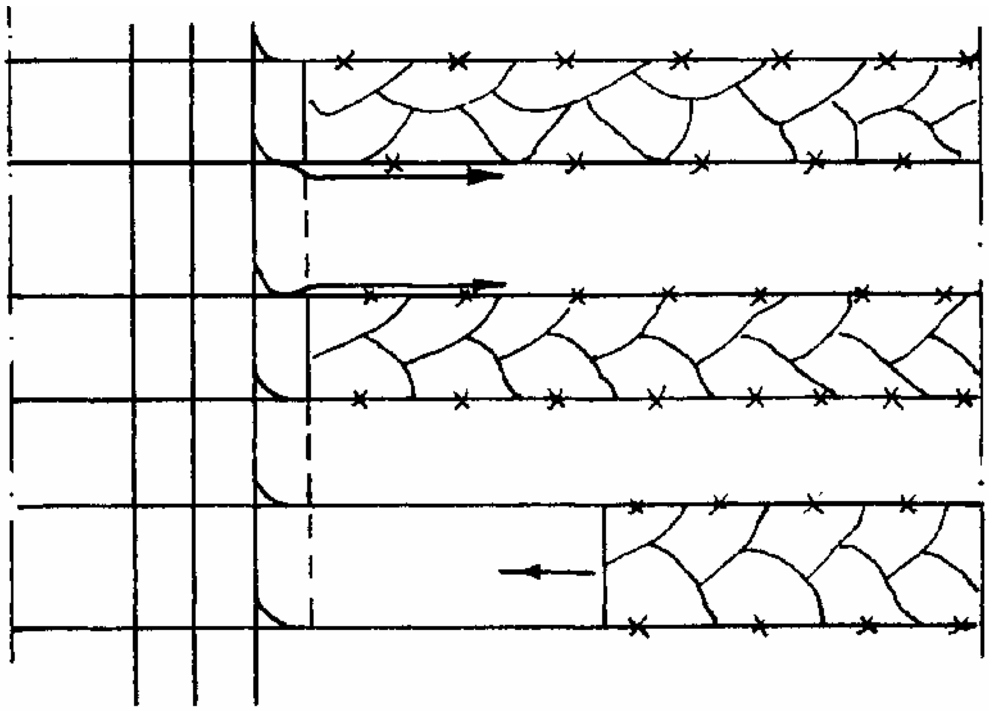


*Рисунок 7.11 – Проведение присечных штреков при отсутствии фланговой выработки*

ПРЕИМУЩЕСТВА данной схемы по сравнению с ранее рассмотренной:

1) отсутствие фланговых выработок, а, следовательно, затрат на их проведение и поддержание.

НЕДОСТАТКИ:

1) возможность прорыва  воды и метана из выше и ниже расположенных выработанных пространств;

2) увеличение затрат на поддержание приемно-отправительных площадок.

Такой вариант развития горных работ применялся на руднике «Октябрьский».

Данный способ охраны находит все большее применение на пластах со слабыми вмещающими породами.

# СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ


1. Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1992. – 415с.
2. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов /Д.В.Дорохов, В.И.Сивохин, И.С.Костюк и др. Под общ. Ред. Д.В.Дорохова. – Донецк: ДонГТУ, 1997. – 334с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах. – К., 2001. – 495с.
4. Машины и оборудование для шахт и рудников / С.Х.Клорикьян, В.В.Старичев, М.А.Сребный и др. – М.: МГТУ, 1994. – 471с.
5. Конспект лекций по курсу «Управление состоянием породного массива» / В.Л.Самойлов. – Донецк: ДонГТУ, 2001. – 105с.
6. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство. – ДонУГИ.: Минтопэнерго Украины, Киев, 2002. – 142с.
7. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по дисциплинам «Разработка месторождений полезных ископаемых» и «Технология разработки месторождений полезных ископаемых» (для студентов специальностей М, Ш, ГИГ) / Сост.: Н.Н.Гавриш, В.Л.Самойлов, В.И.Стукало. – ДонГТУ. 1999. – 92с.
8. Правила технічної експлуатації вугільних шахт. Стандарт. – ДП «ДонВУГІ»: Мінвуглепром України, Київ, 2006. – 253 с.