

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕСПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»



# УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

ПО ДИСЦИПЛИНЕ:

## «ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Для бакалавров

Область знаний	300 000	–	Производственная и техническая отрасль
Область образования	310 000	–	Инженерное дело
Направление образования	5311600	–	Горное дело (Обогащение полезных ископаемых)

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕСПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»**

**«УТВЕРЖДАЮ»**

**Проректор по учебной работе**

\_\_\_\_\_ **Н.А.Абдуазизов**

**«\_\_» \_\_\_\_\_ 2017 год**

# **УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС**

**ПО ДИСЦИПЛИНЕ:**

**«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ  
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»**

Разработано в соответствии с типовой программой дисциплины «Процессы и технология открытых горных работ», утвержденной приказом НГГИ № \_\_\_\_ от «\_\_\_\_» \_\_\_\_ 2017г.

**Составители:**

Тухташев А.Б. - заведующий кафедрой «Горное дело» НГГИ

Хатамова Д.Н. - ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ

**Рецензенты:**

Заиров Ш.Ш. - доцент кафедры «Горное дело», доктор технических наук

Зарипов О.Г. - заместитель начальника ЦПБ НГМК по горным работам

Учебно - методический комплекс рассмотрен и утвержден на заседании кафедры «Горное дело» (Протокол № 1, 28 августа 2017 года).

**Заведующий кафедрой:** \_\_\_\_\_ **А.Б.Тухташев**

Учебно - методический комплекс рассмотрен и утвержден на совете Горного факультета (Протокол № 1, 28 августа 2017 года).

**Декан Горного факультета:** \_\_\_\_\_ **Л.Н.Атакулов**

Учебно - методический комплекс рассмотрен и утвержден на учебно - методическом совете НГГИ (Протокол № 1, 30 августа 2017 года).

**Секретарь учебно - методического совета НГГИ:** \_\_\_\_\_ **М.Ж.Норматова**

**Начальник учебно - методического отдела НГГИ:** \_\_\_\_\_ **И.А.Каримов**

## Оглавление

<b>КОНСПЕКТ ЛЕКЦИЙ</b> .....	7
<b>ЛЕКЦИЯ № 1. Общие сведения об открытой добычи полезных ископаемых</b> .....	8
<b>ЛЕКЦИЯ № 2. Технология и механизация производственных процессов на карьерах.</b>	
<b>ЛЕКЦИЯ № 3. Механическое рыхление массива горных пород</b> .....	17
<b>ЛЕКЦИЯ № 4. Буровзрывные работы на карьерах</b> .....	26
<b>ЛЕКЦИЯ № 5. Взрывные работы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых</b> .....	34
<b>ЛЕКЦИЯ № 6. Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ</b> .....	41
<b>ЛЕКЦИЯ № 7. Выемка пород одноковшовыми экскаваторами</b> .....	47
<b>ЛЕКЦИЯ № 8. Выемка пород многоковшовыми экскаваторами</b> .....	63
<b>ЛЕКЦИЯ № 9. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия</b> .....	70
<b>ЛЕКЦИЯ № 10. Циклично-поточная технология с применением крутонаклонных конвейеров на глубоких карьерах</b> .....	76
<b>ЛЕКЦИЯ № 11. Перемещение карьерных грузов транспортом циклического действия</b> .....	86
<b>ЛЕКЦИЯ № 12. Перемещение горной массы карьерным автомобильным транспортом</b> .....	95
<b>ЛЕКЦИЯ № 13. Комбинированный транспорт на карьерах</b> .....	101
<b>ЛЕКЦИЯ № 14. Отвалообразование мягких горных пород</b> .....	112
<b>ЛЕКЦИЯ № 15. Отвалообразование крепких горных пород и складирование полезного ископаемого</b> .....	119
<b>ЛЕКЦИЯ № 15. Аэрология карьеров</b> .....	131
<b>ЛЕКЦИЯ № 16. Управление качеством рудной массы на открытых горных работах</b> .....	139
<b>ЛЕКЦИЯ № 17. Виды и периоды горных работ. Порядок развития открытых горных работ</b> .....	145
<b>ЛЕКЦИЯ № 18. Основные понятия о фронте горных работ</b> .....	177
<b>ЛЕКЦИЯ № 19. Направления перемещения фронта работ. Протяженность и скорость подвигания фронта работ</b> .....	185
<b>ЛЕКЦИЯ № 20. Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы</b> .....	192
<b>ЛЕКЦИЯ № 21. Классификация систем открытых горных работ</b> .....	200
<b>ЛЕКЦИЯ № 22. Общие сведения о комплексной механизации открытых горных работ</b> .....	
<b>ЛЕКЦИЯ № 23. Принципы комплексной механизации</b> .....	205
<b>ЛЕКЦИЯ № 24. Технологическая классификация комплексов оборудования</b> .....	213
<b>ЛЕКЦИЯ № 25. Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки</b> .....	218
<b>ЛЕКЦИЯ № 26. Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки</b> .....	223
<b>ЛЕКЦИЯ № 27. Порядок выемки экскаваторно-отвальными технологическими комплексами</b> .....	230
<b>ЛЕКЦИЯ № 28. Способы вскрытия при экскаваторно-отвальном технологическом комплексе</b> .....	234
<b>ЛЕКЦИЯ № 29. Технологические комплексы с консольными отвалообразователями</b> .....	237
<b>ЛЕКЦИЯ № 30. Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки</b> .....	244
<b>ЛЕКЦИЯ № 31. Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки</b> .....	250
<b>ЛЕКЦИЯ № 32. Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки</b> .....	257

<b>ЛЕКЦИЯ № 33. Варианты развития горных работ, конструкции и параметры берм при углубочных системах разработки</b> .....	261
<b>ЛЕКЦИЯ № 34. Вскрытие внешними капитальными траншеями</b> .....	267
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1.</b> .....	271
<b>Определение показателей трудности осуществления основных производственных процессов</b> .....	271
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2.</b> .....	273
<b>Расчет параметров капитальной траншеи</b> .....	273
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3</b> .....	277
<b>Расчет параметров разрезной траншеи</b> .....	277
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4</b> .....	281
<b>Расчет параметров рыхления</b> .....	281
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5</b> .....	282
<b>Расчет производительности рыхлителей</b> .....	282
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6</b> .....	284
<b>Определение производительности камнерезной машины</b> .....	284
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7</b> .....	286
<b>Выбор параметров бурения</b> .....	286
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 8</b> .....	290
<b>Расчет параметров шарошечного бурения</b> .....	290
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 9</b> .....	293
<b>Расчет параметров шнекового бурения</b> .....	293
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 10</b> .....	295
<b>Расчет параметров пневмоударного бурения</b> .....	295
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 11</b> .....	297
<b>Определение удельного расхода вв</b> .....	297
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 12</b> .....	302
<b>Определение экскавируемости пород</b> .....	302
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 13</b> .....	306
<b>Расчет и графическое изображение параметров экскаваторного забоя</b> .....	306
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 14</b> .....	309
<b>Расчет производительности экскаватора</b> .....	309
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 15</b> .....	311
<b>Расчет и графическое изображение параметров забойного блока эш</b> .....	311
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 16</b> .....	315
<b>Определение производительности самоходного колесного скрепера</b> .....	315
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 17</b> .....	317
<b>Определение производительности колесного полуприцепного скрепера</b> .....	317
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 18</b> .....	320
<b>Определение производительности бульдозера по мягким породам</b> .....	320
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 19</b> .....	322
<b>Расчет производительности конвейерного транспорта</b> .....	322
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 20</b> .....	327
<b>Расчет показателей железнодорожного транспорта</b> .....	327
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 21</b> .....	330
<b>Расчет величины руководящего подъема при железнодорожном транспорте</b> .....	330
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 22</b> .....	334
<b>Расчет технологической производительности и режима работы железнодорожного транспорта</b> .....	334
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 23</b> .....	336
<b>Расчет производительности автотранспорта</b> .....	336
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 24</b> .....	340
<b>Расчет провозной и пропускной способности автотранспорта</b> .....	340

<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 25</b> .....	344
Расчет и графическое изображение серпантины для автотранспорта .....	344
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 26</b> .....	346
Расчет параметров экскаваторного отвалообразования .....	346
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 27</b> .....	347
Расчет параметров консольного отвалообразования .....	347
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 28</b> .....	349
Определение параметров проходки траншеи .....	349
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 29</b> .....	352
Определение скорости углубки горных работ на карьере. ....	352
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 30</b> .....	354
Определение параметров интенсивности горных работ .....	354
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 31</b> .....	356
Определение максимальной высоты рабочей зоны при отработке крутопадающей залежи. ....	356
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 32</b> .....	358
Определение параметров системы разработки с углубкой карьера.....	358
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 33</b> .....	360
Определение параметров бестранспортной системы разработки.....	360
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 34</b> .....	366
Определение параметров транспортной системы разработки .....	366
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 35</b> .....	372
Определение параметров транспортно-отвальной системы разработки.....	372
<b>ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 36</b> .....	378
Определение параметров технологической схемы выемки пород драглайнами.....	378
<b>ПЕРЕЧЕНЬ ТЕМ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ</b> .....	382
<b>ГЛОССАРИЙ</b> .....	385
<b>ПРИЛОЖЕНИЯ</b> .....	389
<b>УЧЕБНАЯ ТИПОВАЯ ПРОГРАММА ДИСЦИПЛИНЫ</b> .....	390
<b>УЧЕБНАЯ РАБОЧАЯ ПРОГРАММА ДИСЦИПЛИНЫ</b> .....	404
<b>РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ</b> .....	415
<b>ТЕСТЫ</b> .....	434
<b>КРИТЕРИИ ОЦЕНИВАНИЯ</b> .....	456

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «ГОРНОЕ ДЕЛО»**

# **Конспект лекций**

**ПО ДИСЦИПЛИНЕ:**

**«ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ  
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»**

## ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### План:

1. Сущность и элементы открытых горных разработок.
2. Природные условия месторождений
3. Понятия о технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом

**Опорные слова:** карьер, прииск, рудник, технология открытых горных работ, процессы открытых горных работ, капитальная траншея, разрезная траншея, параметры карьера, элементы карьера, осушение месторождения, горно - капитальные работы, эксплуатационные работы, вскрышные работы, добычные работы.

### Сущность и элементы открытых горных разработок

На практике разработок месторождение полезных ископаемых (далее МПИ) существует три способа разработки: открытый, подземный и геотехнологические способы разработки.

*Открытыми горными работами называются совокупность работ, производимых с земной поверхности с целью добывания разнообразных горных пород. При этом все работы и процессы, связанные с извлечением полезных ископаемых из недр, совершаются в открытых горных выработках.*

При *подземном способе* разработки полезные ископаемые добывают посредством сооружения специальных подземных выработок.

*Геотехнологические способы* разработки основаны на изменении агрегатного состояния полезных ископаемых непосредственно в местах их залегания (переводе в раствор, расплав, пар, газ, гидросмесь).

В соответствии с объектом открытой разработки месторождения горные работы подразделяются, прежде всего, на *вскрышные* (выемка, перемещение и размещение вскрышных пород) и *добычные* (выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого).

Добывание полезного ископаемого непосредственно на поверхности земли называют *открытыми горными работами*. Образующаяся в результате этих работ на поверхности земли выемка называется *карьером*.

Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом, также называется карьером. Таким образом, понятие «карьер» имеет два значения — техническое и административно-хозяйственное. Термин «карьер» имеет несколько

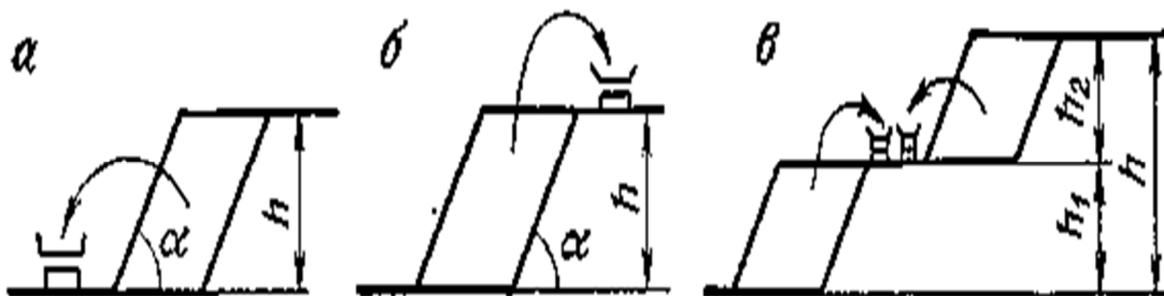
синонимов, встречающихся на практике и в литературе. В рудной и нерудной промышленности, например, торное предприятие, разрабатывающее коренное месторождение открытым способом, принято называть карьером, россыпное месторождение — *прииском*, в угольной промышленности — *разрезом*. Однако наиболее общим и распространенным является термин «карьер».

В зарубежной практике для наименования карьера как административно-хозяйственной единицы используется термин «горное предприятие».

Элементы карьера. Месторождение полезных ископаемых или его часть с массивом покрывающих и вмещающих пустых пород, отведенная для разработки одним карьером, называется *карьерным полем*.

В процессе работ по извлечению полезного ископаемого образуется *открытое выработанное пространство*. Его глубина при разработке крутых залежей достигает нескольких сотен метров. На поверхности земли выработанное пространство ограничивается *границами карьерного поля*, по глубине — *дном карьера*.

Разработка горных пород внутри карьерного поля производится, как правило, горизонтальными слоями, вследствие чего профиль карьера имеет ступенчатую форму.



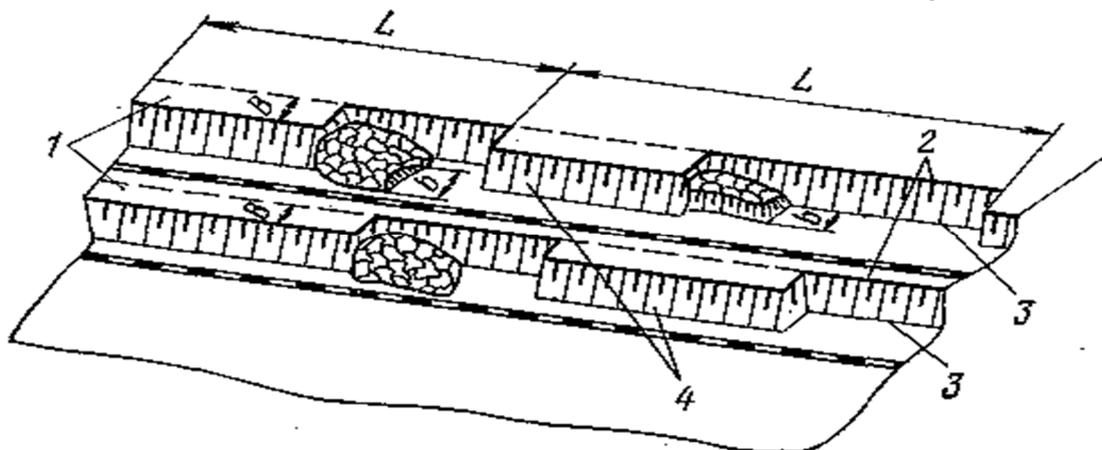
**Рис. 1.1. Элементы рабочего борта карьера:**

**а** — уступ с нижней погрузкой; **б** — уступ с верхней погрузкой; **в** — подуступы; **h** — высота уступа; **h<sub>1</sub>** и **h<sub>2</sub>** — высота подуступов; **α** — угол откоса уступа

Отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется *уступом* (рис. 1). Его высота устанавливается с учетом безопасности работ и зависит от рабочих параметров выемочного оборудования и свойств массива.

Часть уступа по высоте, разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, погрузки, но обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа, называется *подуступом*.

Основные элементы уступа — площадки, откос, бровки (рис. 1.2) *Площадкой уступа* называется горизонтальная поверхность, ограничивающая уступ по высоте; различают нижнюю и верхнюю площадки уступа.



**Рис. 1.2. Элементы уступа:**

1 — рабочие площадки; 2 — верхние бровки уступов; 3 — нижние бровки уступов; 4 — откосы уступов;  $B$  — ширина заходки по целику;  $b$  — ширина заходки в развале горной массы;  $L$  — длина блока

*Откосом уступа* называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства между верхней и нижней площадками уступа.

Угол, образуемый откосом уступа с горизонтальной поверхностью, называется *углом откоса уступа*. Его величина зависит от свойств массива, высоты уступа и длительности его стояния.

Линия пересечения откоса уступа с его нижней или верхней площадкой называется *нижней* или *верхней бровкой уступа*.

Часть уступа по ширине, разрабатываемая выемочными средствами в сочетании с забойным транспортом, называется *заходкой уступа*, торец заходки называется *забоем*.

В случае применения для разработки уступа нескольких экскаваторов заходка уступа делится на блоки ( $B$ ). Заходка уступа характеризуется шириной  $B$ , высотой  $h$  и длиной  $L$ . Высота обычно соответствует высоте уступа, длина — длине фронта работ уступа. *Фронтом работ уступа* называется часть уступа, подготовленная для горных работ.

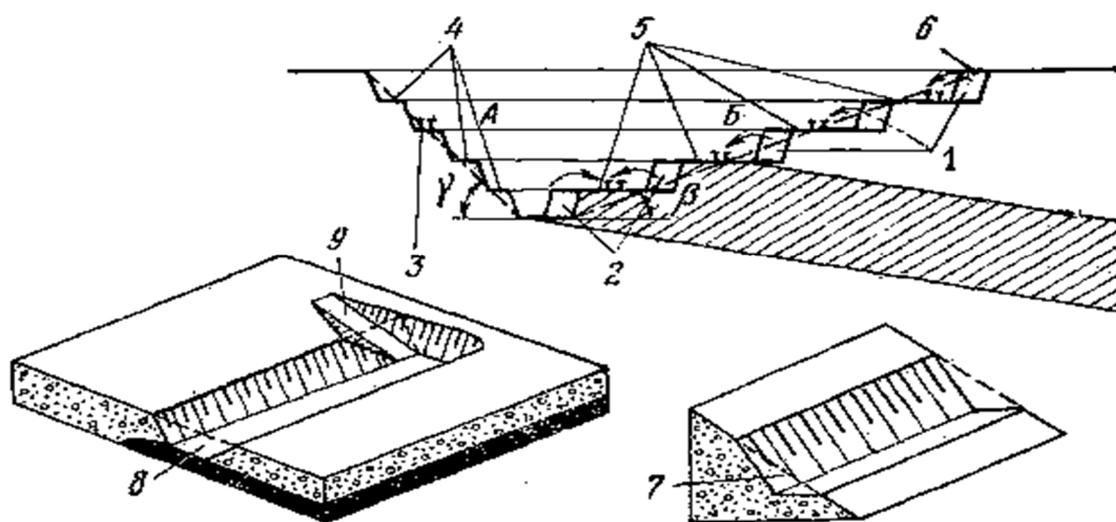
Площадка уступа, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, предназначенное для его разработки, называется *рабочей площадкой уступа*, или *рабочим горизонтом карьера*. Горизонты карьера имеют отметки абсолютные, относительно уровня Балтийского моря, или условные, относительно постоянной абсолютной отметки на поверхности карьера. Рабочие площадки уступов соединяются между собой *бермами* (рис.

1.3). Площадка между уступами, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения устойчивости и задержания осыпавшихся с откоса кусков породы, называется *предохранительной бермой*. Если эта площадка служит для размещения транспортных коммуникаций, то ее называют *транспортной бермой*.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной отработке, называется *рабочей зоной карьера*.

*Борт карьера* — это боковая поверхность, ограничивающая карьер и состоящая из откосов и площадок уступов.

Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется *рабочим бортом карьера*, при отсутствии горных работ — *нерабочим бортом карьера*.



**Рис. 1.3. Поперечный разрез карьера:**

1-уступы 2-подступы; 3 - транспортная берма; 4 - предохранительные бермы; 5- рабочие площадки уступов; 6-верхний контур карьера; 7-полутраншея; 8 - разрезная траншея; 9 - капитальная траншея; А - нерабочий борт карьера; Б -рабочий борт карьера;  $\gamma$  - угол откоса нерабочего борта карьера,  $\beta$  - угол откоса рабочего борта карьера

Линия пересечения бортов карьера с земной поверхностью называется *верхним контуром карьера*.

Линия пересечения бортов с дном карьера называется *нижним контуром карьера*.

Условная поверхность, проходящая через нижний и верхний его контуры, называется *откосом борта карьера*.

Угол, образованный линией откоса борта карьера и ее проекцией на горизонтальную плоскость, называется *углом откоса борта карьера*.

Открытая горная выработка, имеющая в поперечном сечении трапециевидную форму, называется *траншеей*, треугольную форму — *полутраншеей*.

*Капитальные траншеи* создают доступ транспорту с поверхности к разрабатываемому рудному телу (угольному пласту). *Разрезные траншеи* служат для создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования.

*Главные параметры карьера следующие:*

1. *Конечная глубина*, которая при разработке наклонных и крутопадающих залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы. Для горизонтальных и пологопадающих залежей конечная глубина определяется природными условиями и изменяется незначительно за весь период разработки. Конечная глубина устанавливается при проектировании карьера. Современные карьеры имеют глубину от нескольких метров до 600 м. Проектами предусматривается возможность открытых горных разработок до глубины 900 м.

2. *Размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности* определяются размерами залежи, дна карьера, глубины и углов откоса его бортов. Они устанавливаются графически или аналитически. Форма карьера в плане обычно близка к овальной. Длина карьера изменяется от сотен метров до 5 км, а ширина, в зависимости от типа месторождения, - до 4 км.

3. *Размеры дна карьера* устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера. Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе (по ширине – не менее 20 м, по длине – не менее 50-100 м).

4. *Углы откосов бортов карьера* определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций. Их стремятся принимать более крутыми, чтобы уменьшить общий объем вскрышных работ.

5. *Общий объем горной массы в контурах карьера* является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

### **Природные условия месторождений**

В природе не существует двух одинаковых по своим условиям месторождений. Природные условия месторождения характеризуются его геологией, топографией поверхности, гидрогеологией, сейсмологией и климатом. Каждая составляющая понятия природных условий предопределяет

большое количество показателей, учет которых необходим для выбора технологии разработки и комплексной механизации производственных процессов. Так, например, к климатическим показателям относятся: среднегодовая и месячная температуры, максимальная и минимальная за продолжительный период (50—100 лет), температуры, близкие к экстремальным; скорость и направление ветра; количество осадков, среднее и экстремальное; календарное время первых отрицательных и положительных температур; глубина промерзания почвы; количество туманных дней в году и т. п.

Среди геологических показателей в первую очередь принимаются во внимание форма, размер и расположение полезного ископаемого в недрах, состав и свойства полезного ископаемого и вмещающих пород в образце и массиве.

При разработке месторождения учитывается множество изученных и выраженных количественно показателей природных условий.

Эти показатели группируют, выделяют главные для решения общих вопросов технологии.

По местоположению различают платформенное, нагорное и подводное месторождения. В гидрогеологическом отношении в зависимости от водопритока месторождение может быть обводненным и малообводненным. При разработке месторождений учитывается сейсмичность района и его климат. Климатические условия наиболее существенно влияют на технологию, механизацию и организацию горных работ. Для нашей страны, где почти две трети территории занимают области с суровым климатом, влияние климатических условий особенно ощутимо. Снежные заносы осложняют работу карьерного транспорта, наличие снега в полезном ископаемом и пустой породе приводит к примерзанию горной массы к стенкам транспортных средств и является причиной оползней и обвалов.

В Заполярье продолжительность снежного периода достигает 300 дней в году, длительность одной метели может быть 7 сут. При температуре воздуха ниже  $-50\text{ }^{\circ}\text{C}$ , которая в отдельных районах держится длительное время, требуется особый режим работы, металл становится хрупким, что является причиной поломок горного и транспортного оборудования.

Ветры, скорость которых достигает, например на Кольском полуострове 60 м/с, являются причиной отказа подачи электроэнергии по проводам воздушных линий, затрудняют зарядку взрывных скважин, погрузку горной массы, перемещение людей и механизмов. При отрицательных температурах ветер создает особенно жесткие условия работы.

По физиологическому восприятию человеком увеличение скорости ветра на 0,5 м/с эквивалентно понижению температуры на 1 °С.

### **Понятия о технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом**

*Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом* заключается в создании доступа к полезному ископаемому, удалению пустых пород, покрывающих или вмещающих полезное ископаемое, и самой добыче полезного ископаемого.

Термин «технология» происходит от греческого *techne* — искусство, мастерство, умение, *logos* — слово, учение, в общем случае обозначает совокупность знаний, основных характеристик и правил о способах, средствах и организации выполнения каких-либо производственно-технических работ.

Технология открытой добычи полезного ископаемого имеет два аспекта: технологию производственных процессов по подготовке к выемке, переработке и складированию горных пород; технологию открытых горных работ по строительству и развитию карьера как совокупность горных выработок по мере отработки месторождения во времени и пространстве.

Технология открытых горных работ включает основные производственные процессы: *подготовку горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение, перегрузку, складирование и разгрузку горной массы.*

Технологией открытых горных работ предусматриваются способы проходки горных выработок, схемы развития горных работ в карьере, способы вскрытия и системы разработки, способы и средства управления качеством продукции, организация и планирование горных работ в карьере в динамике.

Открытая разработка месторождения включает следующие основные *этапы работ: подготовку поверхности* части карьера, предназначенной для горно-капитальных работ, *осушение месторождения и ограждение его от поверхностных вод, горно-капитальные, эксплуатационные работы и рекультивацию нарушенных земель после окончания эксплуатации месторождения.*

Подготовка поверхности части карьерного поля заключается в создании условий для проведения горно-капитальных работ, т. е. в вырубке леса, корчевке пней, отводе рек и ручьев, спуске воды из озер, осушении болот, сносе зданий и сооружений, переносе трасс железных и автомобильных дорог, линий электропередач, средств связи и др.

Осушение месторождения проводится с целью удаления подземных вод в зоне открытых горных работ для обеспечения нормальных условий работы. Его осуществляют путем проведения подземных дренажных выработок или создания водопонизительных систем скважин. В случае больших притоков подземных вод для ограждения карьерного поля от них возможно применение подземных барражей.

Ограждение карьерного поля от поверхностных вод осуществляют путем создания водосточных (нагорных) канав за контуром горных работ.

Горно-капитальные работы проводятся с целью вскрытия месторождения и включают проведение капитальных и разрезных траншей.

Вскрытие месторождения — это создание доступа транспортных средств к полезному ископаемому во время строительства карьера.

В процессе эксплуатации месторождения при постоянном развитии горных работ для транспортной связи с забоями осуществляется вскрытие рабочих горизонтов.

Эксплуатационные работы на месторождении должны обеспечивать добычу полезного ископаемого с минимальными затратами. На абсолютном большинстве месторождений во время эксплуатации наибольший объем горных работ приходится на *вскрышные работы*, что является главной особенностью открытых горных разработок. Вскрышные работы включают в себя удаление покрывающих полезное ископаемое и вмещающих его пустых пород, а также перемещение и укладку их в отвалы.

Добычные работы представляют собой комплекс горных работ для выемки и транспортирования полезного ископаемого в заданном объеме, требуемого качества, с минимальными потерями.

Вскрытие рабочих горизонтов в процессе эксплуатации, вскрышные и добычные работы представляют собой *систему открытых горных работ* на месторождении, которая обеспечивает в конкретных условиях экономичную, планомерную, безопасную с минимальными потерями добычу полезного ископаемого.

Эффективность отработки месторождения в процессе эксплуатации определяется отношением объема (или массы) пустых пород к единице добываемого полезного ископаемого. Это отношение называется *коэффициентом вскрыши* ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ , т/т,  $\text{м}^3/\text{т}$ ).

Различают следующие основные виды коэффициента вскрыши, количественно характеризующие открытые горные работы.

*Граничный* (предельный) коэффициент вскрыши — максимально допустимый по условию экономичности открытых горных работ.

*Средний* коэффициент вскрыши — отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера или его участка к общему объему полезного ископаемого в этих же контурах. Если этот коэффициент рассчитывается по геологическим материалам, его называют геологическим. При расчете отношения общего объема вскрышных пород в контурах карьера к объему полезного ископаемого, за вычетом потерь, коэффициент вскрыши называют промышленным.

*Контурный* коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, прирезаемых к карьере при увеличении его глубины в процессе проектирования на один уступ к объему полезного ископаемого в этом контуре.

*Текущий* коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых из массива в отвалы за определенный период времени, к фактически добываемому за этот период времени полезному ископаемому.

*Слоевой* коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород в границах горизонтального слоя к объему полезного ископаемого в этом же слое.

*Эксплуатационный* коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатационных работ в карьере.

*Первоначальный* коэффициент вскрыши — отношение объема вскрыши, вынимаемой в период строительства карьера, к общему объему полезного ископаемого в контурах карьера.

*Плановый* коэффициент вскрыши (или стоимостной) — отношение плановых объемов вскрыши к плановому объему добычи полезного ископаемого для расчета плановой себестоимости полезного ископаемого.

Рекультивация нарушенных земель осуществляется после окончания горных работ, на горизонтальных месторождениях — в процессе эксплуатации в пределах карьерного поля. Цель ее — сохранение природных условий района, возвращение народному хозяйству нарушенных сельскохозяйственных или лесных площадей.

## ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА КАРЬЕРАХ. МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

### План:

1. Производственные процессы и технологические потоки на карьерах.
2. Общие сведения о подготовке горных пород к выемке.
3. Подготовка к выемке мягких горных пород.
4. Механическое рыхление массива горных пород.
5. Требования к качеству подготовки крепких горных пород к выемке

**Опорные слова:** подготовка горной массы к выемке, выемочно - погрузочные работы, транспортирование горной породы, отвалообразование, процесс переработки полезного ископаемого, гидравлический способ подготовки горной породы к выемке, механический способ подготовки горной породы к выемке, рыхлители

### Производственные процессы и технологические потоки на карьерах

Горные работы на карьере, как вскрышные, так и добычные, разделяются на производственные процессы: *подготовку горных пород к выемке, выемку и погрузку горных пород, перемещение горной массы, складирование некондиционных руд и полезного ископаемого и отвалообразование пустых пород.*

*Подготовка горных пород к выемке* — это разрушение горных пород уступа большой крепости взрывами, а пород средней крепости — механическим способом.

При взрывном способе в определенном порядке бурятся скважины, заряжаются взрывчатым веществом и взрываются. Механический способ заключается в рыхлении пород тракторными рыхлителями. В мягких породах разрушение массива как процесс отсутствует, так как оно производится в процессе экскавации самим рабочим органом погрузочной машины, снабженной режущим инструментом. В некоторых случаях подготовка мягких горных пород к выемке заключается в удалении излишней воды из массива и предохранении его зимой от промерзания.

*Выемка и погрузка* (экскавация) заключаются во внедрении исполнительного (рабочего) органа (ковша) в массив или навал, наполнении его для дальнейшей подачи горной массы в транспортные средства.

*Перемещение горной массы* осуществляется транспортными средствами или ковшами специальных вскрышных экскаваторов.

Складирование, усреднение, отгрузка потребителю или переработка полезного ископаемого зависят от вида и качества полезного ископаемого. Уголь высокого качества не подвергается обработке, а

направляется непосредственно потребителю. Уголь более низкого качества, руды металлов и горно-химического сырья подвергаются обогащению, т. е. отделению на специальных горно-обогажительных фабриках от пустой породы. Стройматериалы подвергаются переработке для получения готового продукта. Руды с различным содержанием полезного компонента перед обогащением подвергаются усреднению.

*Процесс переработки полезного ископаемого* — самостоятельный сложный процесс. Процессы обогащения и переработки изучаются в соответствующих курсах.

Предприятия для обогащения полезного ископаемого (обогажительные фабрики), а на железорудных месторождениях и предприятия для подготовки сырья к плавке (агломерационные фабрики) образуют вместе с карьером горно-обогажительные комбинаты.

*Отвалообразование* представляет собой процесс приема и укладки в отвал пустых пород и некондиционных руд, доставленных средствами транспорта.

### **Общие сведения о подготовке горных пород к выемке**

Процесс подготовки горных пород к выемке является основным процессом в технологии разработки их, от которого зависят производительность комплекта оборудования технологического потока и в конечном итоге затраты на разработку.

При выборе эффективной технологии подготовки горных пород к выемке необходимо учитывать свойства массива и качество подготовленной горной массы.

С технологических позиций подготовки горных пород к выемке их можно разделить на две группы: породы, которые можно разрабатывать *механическими или гидравлическими* способами без предварительного рыхления (глина, суглинки, супеси, мягкие угли, полностью разрушенные выветриванием изверженные и метаморфические породы, мел, глинистые руды), и породы, для выемки которых необходимо предварительное рыхление (глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, железные руды, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и бурые угли, известняки, песчаники, кварциты, граниты, базальты, габбро).

Подготовка горных пород к выемке в зависимости от свойств массива может включать:

в мягких породах при сильной обводненности — осушение той части массива, которая является непосредственным объектом текущей разработки, например выемочного блока, при отрицательной температуре — предохранение поверхности массива от промерзания, рыхление смерзшихся горных пород и их оттаивание;

в полускальных и скальных породах — рыхление механическим или взрывным способом.

### Подготовка к выемке мягких горных пород

Массив мягких горных пород в зависимости от обводненности и температуры воздуха изменяет свои свойства, которые существенно влияют на производительность комплекта оборудования технологического потока. Так, например, излишняя влажность в массиве глинистых горных пород снижает производительность выемочных машин и транспорта из-за налипания на ковши, конвейерную ленту и кузова транспортных средств. В зимнее время промерзание горных пород затрудняет разработку массива.

При осушении массива горных пород в отдельных случаях может возникнуть необходимость в создании локальной системы осушения. Из специальных методов локального осушения применяется предварительное дренирование горизонтальными скважинами, пробуренными в основании уступа. В случае слабой водоотдачи возможно стимулирование путем вакуумирования этих скважин. Для этого трубы подсоединяются к системе отсоса воздуха.

Локальное осушение возможно также электроосмосом. Для этого в осушаемом массиве создается напряжение, благодаря которому начинается движение катионов воды в электрическом поле.

Осушение осуществляется также путем создания барражей из цементных растворов или химических (твердеющих) составов, нагнетаемых через вертикальные скважины на границе участка в зоне подпитки грунтовыми водами.

Подготовка массива для предохранения от промерзания в зимнее время заключается в утеплении поверхности его теплоизоляционными материалами, среди которых могут быть опилки, шлак, синтетические материалы, а также снег.

Необходимость в утеплении поверхности появляется в том случае, если глубина промерзания  $H$  (см), которую можно определить по формуле А. И. Будникова, и прочность промерзшего слоя превышают усилие резания рабочих органов выемочных машин:

$$H = 2\lambda\sqrt{tnk},$$

где  $\lambda$  — коэффициент теплопроводности пород, Вт/(м·°С);  $t$  — средняя температура воздуха зимой, °С;  $n$  — число дней с отрицательной температурой воздуха;  $k$  — коэффициент снежного покрова, равный 0,5, 0,4, 0,35 и 0,3, при толщине его соответственно 10, 20, 25, 40 см.

Толщина слоя утепляющих материалов  $H_1$  (см) может быть приближенно определена по формуле

$$H_1 = \frac{2\lambda\sqrt{tnk}}{k_1} k_2,$$

где  $k_1$  — коэффициент теплоизоляционных свойств, утеплителя (для опилок и торфа  $k_1 = 1,94-2,8$ );  $k_2$  — коэффициент уплотнения утепляющих материалов горным и транспортным оборудованием ( $k_2 = 1,3$ ).

Предварительное рыхление поверхности массива уменьшает в 2—3 раза его промерзание и сопротивление разрушению во время экскавации.

В климатических условиях с длительным периодом низких отрицательных температур применяется оттаивание промерзших горных пород через вертикальные скважины различными теплоносителями, в том числе самым дешевым из всех — паром.

Расчет оттаивания заключается в нахождении необходимого расстояния между паровыми иглами, которые обеспечивают оттаивание массива за определенное время.

При гидромониторной разработке мягких горных пород применяют предварительное водонасыщение массива через вертикальные скважины под давлением 0,2— 0,3 МПа, которые располагают на расстоянии 3 - 4 м друг от друга в ряд.

### Механическое рыхление массива горных пород

Механическое рыхление пород осуществляется прицепными или навесными рыхлителями, использующими массу тягача для заглубления рабочего органа рыхлителя. Глубина рыхления прицепными рыхлителями обычно до 0,4-0,5 м, а навесными - до 1,5-2 м.

Рыхлители могут иметь до пяти зубьев с цельными или составными наконечниками. Для подготовки полускальных пород применяют однозубые рыхлители, а плотных в породах целесообразнее использовать многозубые рыхлители для увеличения их производительности. Навесные рыхлители имеют гидравлическую систему изменения глубины рыхления. Рыхление мало- и среднетрещиноватых полускальных пород производят зубьями с прямыми стойками. Для рыхления хрупких и сильнотрещиноватых пород используют зубья сложной формы. К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся (рис. 2.3): угол резания  $\gamma$ , угол заострения  $\omega$ , задний угол  $\varphi$ , толщина и длина зуба, расстояние между зубьями.

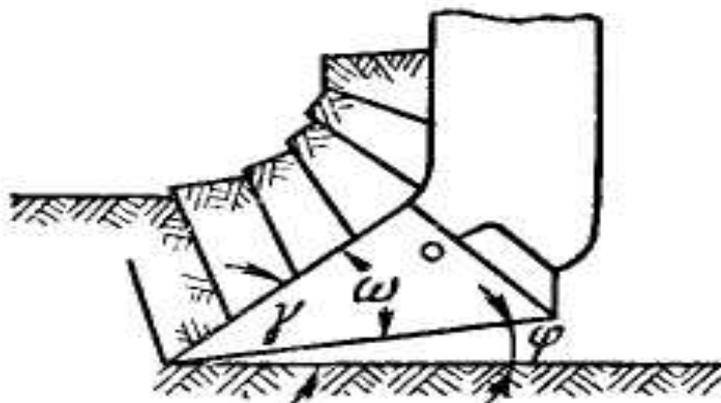


Рис. 2.1 Схема рабочего органа рыхлителя

Сила резания рыхлителя зависит от угла рыхления. Оптимальный угол рыхления при полускальных и мерзлых породах составляет 30-45°. Увеличение

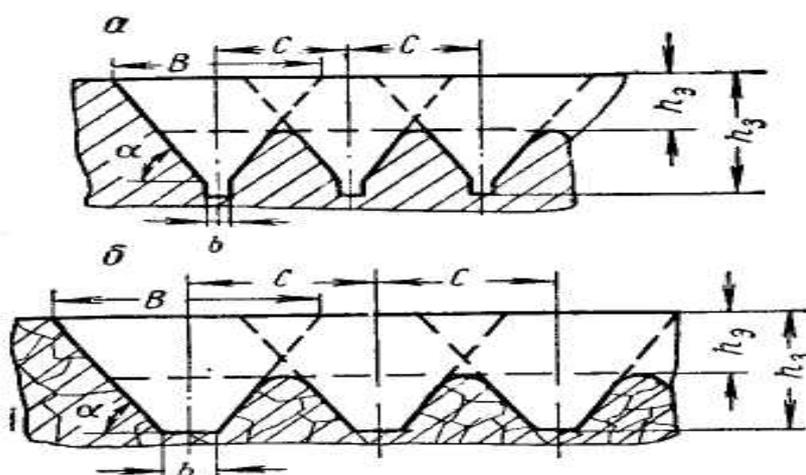
его от  $40$  до  $60^\circ$  удваивает лобовое сопротивление зубу. Уменьшение угла резания до величин менее  $30^\circ$  также сопровождается ростом сопротивления.

Угол заострения наконечников  $\omega = 20-30^\circ$ . Он принимается таким, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол  $\varphi \geq 8-10^\circ$  при рыхлении мерзлых и  $\varphi \geq 5-7^\circ$  при рыхлении скальных и полускальных пород. Уменьшение  $\varphi$  ведет к смятию породы задней гранью наконечника, увеличению его износа и сопротивления породы рыхлению.

При движении рыхлителя порода разрушается в границах трапецевидной прорези. В монолитных породах в нижней части прорези образуется щель (рис 2.2, а), ширина основания которой  $b$  близка толщине наконечника зуба  $b_1$ , а высота  $h_{щ} = (0,15-0,2) h_3$ , где  $h_3$  - заглубление зуба рыхлителя. Угол наклона боковых стенок прорези  $\alpha$  изменяется от  $40$  до  $60^\circ$  в зависимости от трудности разрушения пород и параметров наконечника.

*Рыхлимость пород* определяется возможным заглублением зуба рыхлителя  $h_3$  и зависит от прочности пород и трещиноватости массива. Рыхление монолитных пород происходит в основном за счет преодоления сопротивления их растяжению, а трещиноватых пород – сцепления по контактам структурных блоков. В результате их отрыва породы интенсивно разрушаются в пределах заглубления зуба (рис. 2.2, б). При естественной трещиноватости или развитой слоистости пород эффективность механического рыхления возрастает.

Рыхление породного массива производится при параллельных смежных проходах рыхлителя на горизонтальной или наклонной площадке. В результате создается слой разрушенной породы. При рыхлении наклонными слоями (до  $20^\circ$ ) максимальное использование тяговых усилий достигается при рабочем движении его под уклон и холостом перегоне машины вверх. Рыхление горизонтальными слоями производится при челноковой схеме рабочих проходов рыхлителя.



**Рис. 2.2. Схемы механического рыхления пород:**  
**а** – вязких монолитных; **б** – хрупких трещиноватых

Параметры механического рыхления определяются по величине возможного заглубления зуба  $h_3$  (см. табл. 2.1)

Ширина одиночной борозды по верху

$$B = 2K_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + b, \text{ м} \quad (2.1)$$

где  $K_1$  - коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези (табл. 2.1).

Таблица 2.1

**Значения коэффициентов  $K_1$ ,  $K_2$  и ширины основания прорези  $b$**

Характеристика пород по трещиноватости в массиве	Показатели			
	$A_i$	$K_1$	$K_2$	$b$ , м
Малотрещиноватые	0,6-0,9	0,75-0,9	0,95-1,00	(1,5-2,0) $b_1^*$
Среднетрещиноватые	0,4-0,6	0,9-1,0	0,9-0,95	(2,0-3,5) $b_1$
Сильнотрещиноватые	<0,4	1,00	0,8-0,9	(3,5-6,0) $b_1$

$b_1^*$  – ширина наконечника рыхлителя, м.

Величина  $B$  возрастает в 1,5-2 раза при оснащении рыхлителя уширителем, прикрепленным к стойке.

Глубина эффективного рыхления массива при параллельных проходах рыхлителя

$$h_3 = \frac{1}{K_2} [K_1 h_3 - \frac{1}{2}(C - b) \operatorname{tg} \alpha] \quad (2.2)$$

где  $C$  - расстояние между смежными проходами;  $K_2$  - коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры не разрушенных гребней (см. табл. 2.2).

При перекрестных проходах с расстоянием между смежными проходами  $C' = (1,2 - 1,5) C$  глубина эффективного рыхления  $h' \approx h_3$ .

Если известна величина  $h_3$  (например, при раздельной послойной выемке), из выражения (2.2) может быть определено расстояние между смежными параллельными проходами рыхлителя  $C$ .

При полном использовании возможной глубины рыхления оптимальное расстояние между смежными проходами рыхлителя  $C_0$  определяется из условия достижения максимального объема подготовки горной массы за один проход:

$$C_0 = K_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + 0,5b, \text{ м.} \quad (2.3)$$

При этом:

$$h_{3,0} = 0,5 C_0 \operatorname{tg} \alpha \frac{1}{K_2}, \text{ м.} \quad (2.4)$$

Производительность рыхлителя:

при параллельных проходах

$$Q = \frac{3600 Ch_э K_u}{\frac{1}{g_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.5)$$

при параллельно-перекрестных проходах

$$Q'_p = \frac{3600 h_э K_u}{\frac{1}{g_p}(\frac{1}{C} + \frac{1}{C'}) + \tau(\frac{1}{CL} + \frac{1}{C'L'})}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (2.6)$$

где  $K_{II}$  - коэффициент использования рыхлителя ( $K_{II}=0,7-0,8$ );  $v_p$  - техническая скорость рыхления, м/с;  $\tau$  - время переезда рыхлителя на следующую борозду, с (при челночных проходах  $\tau = \tau_1 = 30 \div 60$  с, а при работе с холостым перегонном  $\tau = \tau_1 + \frac{L}{v_1}$ );  $L$  и  $L'$  соответственно длина параллельного и перекрестного реза, м;

$v_1$  - скорость движения тягача на первой передаче, м/с.

Производительность рыхлителей в плотных породах достигает 1000-1500 м<sup>3</sup>/ч; она существенно зависит от длины параллельных резов, которую целесообразно принимать в пределах 100-300м.

Механическое рыхление позволяет облегчить условия отдельной выемки маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов, эффективно регулировать кусковатость горной массы, уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого благодаря отсутствию развала и перемешивания пород, минимально переизмельчать и разупрочнять горные породы (что особенно важно при добычании строительных горных пород), повысить безопасность работ.

Рыхлители успешно применяются при разработке угля, фосфоритных и апатитовых руд, сланцев, песчаников, полускальных известняков, а также маломощных слоев скальных сильно- и чрезвычайно трещиноватых руд и пород. Механическое рыхление эффективно при гидравлической разработке тяжелых глинистых пород, разработке мерзлых пород и при вспомогательных работах (проведение дренажных канав, выкорчевывание пней, рыхление недомыва и др.). Хорошее качество подготовки небольшая мощность разрыхленного слоя позволяют вести выемку горной массы скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками.

### **Требования к качеству подготовки крепких горных пород к выемке**

Подготовка скальных и полускальных горных пород к выемке должна обеспечить:

необходимую степень дробления горных пород при сохранении сортности и качества полезного ископаемого и полное разрушение массива взрывааемого блока;

соответствие размеров и формы развала параметрам конкретного комплекта оборудования технологического потока;

объем горной массы в забое, достаточный для бесперебойной и производительной работы выемочно-погрузочного оборудования;

экономичность и безопасность ведения горных работ.

Степень дробления для конкретного комплекта оборудования определяется исходя из высокопроизводительной работы всего технологического потока, в частности, наиболее «чувствительного» звена к составу горной массы по крупности.

При этом степень дробления следует принимать минимальной, считая, что увеличение ее увеличивает затраты на процесс подготовки горных пород к выемке.

Экспериментальные исследования по определению зависимости производительности выемочно-погрузочного оборудования от состава горной массы по крупности с учетом теории сыпучей среды показывают, что производительность выемочно-погрузочных машин с шириной ковша  $B$  от минимума до максимума находится в интервале  $B/3 \leq d_{cp} \leq B/11$ .

В процессе отвалообразования состав горной массы по крупности ограничивается максимальным количеством мелких фракций, которые могут легко вымываться водой в климатических зонах с избыточной влажностью.

При наличии в транспортной цепи технологического потока перегрузочной емкости требование к составу горной массы определяется размерами максимальных кусков и количеством пылеватых и глинистых частиц.

По теории выпуска горной массы соотношение между максимальными размерами куска и минимальными размерами выпускаемого отверстия должно быть  $d_{max} < B/3$ , количество пылеватых и глинистых частиц не должно превышать 7 %.

Требование полного дробления взрываемого блока относится в основном к проработке подошвы. Завышение уровня подошвы снижает производительность экскаватора, является причиной аварий, ухудшает работу транспорта.

Размеры в плане развала взорванной горной массы должны быть минимальными. Это уменьшает ширину рабочей площадки, размер которой существенно влияет на горно-капитальные работы.

Объем горной массы в забое определяется из условия бесперебойной работы выемочно-погрузочного оборудования. Однако с учетом параметров работы бурового и зарядного оборудования, принятого режима взрывных работ на карьере (один раз в сутки, неделю, месяц и т.д.) запас взорванной горной массы в забое должен превышать производительность выемочно-погрузочных машин за период между взрывными работами по рыхлению массива. Этот резерв позволит обеспечить работу технологического потока в случае аварии бурового или зарядного оборудования.

Однако всякий резерв, особенно при большой производительности карьера, «омертвляет» эксплуатационные затраты. Существует экономико-математический метод, предложенный проф., д-ром техн. наук Ю.П.Астафьевым, позволяющий в каждом конкретном случае рассчитать оптимальный объем взорванной горной массы в забое.

С точки зрения безопасности, развал взорванной горной массы не должен превышать максимальной высоты черпания выемочно-погрузочного

оборудования, однако при отсутствии смерзаемости взорванной горной массы и при условии соблюдения вышеуказанных требований к дроблению высота развала может превышать высоту черпания экскаватора в 1,5 раза. Учитывая, что при большей высоте развала экскаватор меньше времени теряет на передвижку (перемещение) в забое и, следовательно, имеет большую производительность, необходимо стремиться к увеличению высоты развала.

Современное развитие технологии взрывного рыхления массива в значительной мере позволяет управлять энергией взрыва для получения необходимого состава горной массы по крупности и степени разрыхления, поэтому использование характеристики горной массы по составу фракций позволит определять оптимальный состав для каждого типа комплекта оборудования технологического потока, обеспечивающего его максимальную производительность.

## БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ.

### План:

1. Понятие о буровых работах.
2. Виды бурения, технологическая характеристика и режимы бурения.
3. Методы взрывного разрушения уступов

**Опорные слова:** бурение скважин, буримость породы, показатель буримости, ударное бурение, вращательное бурения, шарошечное бурение, котловое заряд, камерный заряд, подпорная стенка, расстояние между зарядами; , линия наименьшего сопротивления; угол откоса уступа.

### Понятие о буровых работах.

При открытой разработке скальных месторождений практически все горные работы ведутся с предварительным рыхлением пород взрывным способом, что требует применения высокопроизводительной буровой техники. На её выбор влияют горно-геологические условия, масштаб месторождения, параметры системы разработки, физико-механические свойства горных пород.

Бурение скважин - трудоёмкий и дорогостоящий процесс, особенно в скальных, трудноразрушаемых породах.

Эффективность бурения взрывных скважин определяется скоростью бурения, которая зависит от:

- способности породы разрушаться под воздействием бурового инструмента (основной фактор);
- вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины;
- усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;
- диаметра скважины и её глубины;
- способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мелочи, препятствующей разрушению породы.

Буримость – степень сопротивляемости породы разрушению буровым инструментом. Она включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность, пластичность, а также технологические показатели твёрдость, вязкость и абразивность.

Одним из главных параметров, влияющих на интенсивность ведения буровых работ, является механическая скорость бурения взрывных скважин, которая определяется как неуправляемыми, так и управляемыми факторами.

Технологические параметры буровых станков и физико-технические характеристики горных пород определяют в целом эффективность бурения взрывных скважин. При выборе технических средств бурения в конкретных условиях или для последующих технологических и экономических расчетов используют относительный показатель трудности бурения породы  $P_6$ , величина которого может быть определена из эмпирического выражения

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma \quad (3.1)$$

где  $\gamma$  - плотность пород, т/м<sup>3</sup>

В соответствии с величиной  $\Pi_6$  все горные породы разделены на 5 классов (25 категорий).

I класс – легко буримые ( $\Pi\sigma=1-5$ );

II класс – средней буримости  $\Pi\sigma=6-10$ ;

III класс – труднобуримые  $\Pi\sigma=11-15$ ;

IV класс – весьма труднобуримые  $\Pi\sigma=16-20$ ;

V класс – исключительно труднобуримые  $\Pi\sigma=21-25$ .

При термическом бурении горные породы характеризуются показателем термобуримости, который количественно представлен критерием термобуримости  $\Pi_{тб}$  и температурой разрушения в  $^{\circ}\text{C}$   $T_p$ ;

$$\Pi_{тб} = \frac{4,19\beta \cdot E}{(\sigma_p c K_{пл})} \quad (3.2)$$

$$T_p = \frac{1,5\sigma_{сж}}{\beta E} (1 - \nu) \quad (3.3)$$

$\beta$  - коэффициент линейного теплового расширения породы,  $1/^{\circ}\text{C}$ ;

$E$  – модуль Юнга, МПа;

$c$  – объемная теплоемкость породы Дж/(см<sup>3</sup>  $^{\circ}\text{C}$ );

$\sigma_p$  – предельное сопротивление породы разрушению, МПа;

$K_{пл}$  – коэффициент пластичности породы;

$\sigma_{сж}$  - предельное сопротивление породы сжатию, МПа;

$\nu$  - коэффициент Пуассона.

Величина  $\Pi_{тб}$  соответствует объему идеально упругой породы, разрушаемой при воздействии на нее тепла в 1 Дж. Величина  $\Pi_{тб}$  может изменяться от  $2 \cdot 10^{-8}$  до  $5 \cdot 10^{-6}$  м<sup>3</sup>/Дж.

По критерию термобуримости горные породы делятся на три класса.

I – хорошо термобуримые,  $\Pi_{тб} \geq 5 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/Дж;

II – термобуримые,  $\Pi_{тб} = 5 \cdot 10^{-7} - 5 \cdot 10^{-8}$  м<sup>3</sup>/Дж;

III – труднотермобуримые,  $5 \cdot 10^{-8}$  м<sup>3</sup>/Дж  $\leq \Pi_{тб}$ .

Обычно разрушающее напряжение в породе создается при температурах 300-600<sup>0</sup>С. Наиболее эффективно разрушаются породы, состоящие из минералов с различными коэффициентами теплового расширения, при небольших коэффициентах теплопроводности и больших значениях модуля упругости  $E$ . Трудно поддаются термическому разрушению мягкие, рыхлые и жилистые породы.

### **Виды бурения, технологическая характеристика и режимы бурения.**

В зависимости от способа воздействия породоразрушающего инструмента на забой, используемые в настоящее время буровые станки делятся на две группы: механического воздействия (станки ударного, вращательного, ударно-вращательного бурения); физического воздействия (станки термического бурения).

*Ударное бурение* применяется в очень ограниченных масштабах (около 1% общего объема бурения) в закарстованных разнородных, разнопрочных и

мерзлых породах ( $P_{\sigma}=10-20$ ). Диаметр скважин составляет 150-350 мм, их глубина до 50 м. Для ударного бурения скважин используют станки БУ-20-2М, БУ-20-2У, БС-1М.

*Вращательное (шнековое) бурение* широко используется для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125-160мм и глубиной до 25м в породах с  $P_{\sigma}=1-6$ . Для шнекового бурения используют станки СБР-125, СБР-160, СБР-200.

*Шарошечное бурение* наиболее широко применяется на открытых работах в различных горно-геологических и климатических условиях при бурении скважин диаметром 190-320мм и глубиной до 35м в породах с  $P_{\sigma}=8-17$ . Для шарошечного бурения используют станки 2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-320.

*Ударно-вращательное бурение* используется при бурении вязких пород с  $P_{\sigma}=4-25$ . Для бурения скважин диаметром 100-200мм глубиной до 30м погружными пневмоударниками применяются станки СБУ-125, СБУ-160, СБУ-200.

*Термическое бурение* применяется ограниченно для бурения в труднобуримых кварцесодержащих породах (с  $P_{\sigma}=8-15$ ) скважин диаметром 200-400мм и глубиной до 18-20 м.

*Гидравлическое бурение* основано на действии тонкой высоконапорной струи воды, подаваемой на забой скважины со сверхзвуковой скоростью. Скорость бурения в гранитах достигнута 9 м/ч.

*Ультразвуковое бурение* заключается в воздействии на горную породу ультразвуковых колебаний бурового инструмента и кавитационного эффекта в промывочной жидкости.

*Взрывное бурение* производится с помощью жидких или твердых зарядов ВВ, а так же струйным способом. В настоящее время создаются опытные станки взрывного бурения скважин диаметром до 300 мм и глубиной до 40 м и промышленные взрывобуры для вторичного дробления негабаритов.

*Плазменное бурение* осуществляется за счет возникающих высоких термических напряжений и частично за счет плавления и испарения скальных пород при нагреве забоя скважины плазменным факелом, образующимся в плазмотроне электрической дуги между вольфрамовым электродом и соплом газовой горелки (охлаждаемой водой) при прохождении азота или смеси азота и водорода.

*Взрываемость горных пород.*

Степень дробления породы взрывом зависит, прежде всего, от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется *удельным расходом ВВ*  $q$ , г/м<sup>3</sup>, необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Для сопоставимости взрывов и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности взрывания данной породы необходимы эталонные условия взрывания. В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м<sup>3</sup> монолитной породы при наличии шести свободных поверхностей (рис. 4.1, свободно подвешенный куб) с расположением заряда эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ) в центре куба и степенью дробления породы

n=2. При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения:

$$q_э = 0,02(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 2\gamma, \text{ г/м}^3 \quad (3.4)$$

где  $\gamma$  - выражен в кгс/дм<sup>3</sup>.

Рассчитанный по данной формуле эталонный расход ВВ для большинства взрывааемых горных пород изменяется от 5 до 50 г/м<sup>3</sup>, достигая в особых случаях для внекатегорных пород 70-100 г/м<sup>3</sup>.

В соответствии с изложенным все горные породы по трудности дробления взрывом (по величине эталонного удельного расхода ВВ) могут быть разделены на пять классов и 25 категорий:

I класс—*легковзрывааемые породы*;  $q_э \leq 10$  г/м<sup>3</sup>; 1, 2, 3, 4, 5;

II класс—*породы средней трудности взрывания*;  $q_э = 10,1 \div 20$  г/м<sup>3</sup>; 6, 7, 8, 9, 10;

III класс—*трудновзрывааемые породы*;  $q_э = 20,1 \div 30$  г/м<sup>3</sup>; 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс—*весьма трудновзрывааемые породы*;  $q_э = 30,1 \div 40$  г/м<sup>3</sup>; 16, 17, 18, 19, 20;

V класс—*исключительно трудновзрывааемые породы*;  $q_э = 40,1 \div 50$  г/м<sup>3</sup>; 21, 22, 23, 24, 25.

### **Методы взрывного разрушения уступов**

Исторически развитие взрывных работ на карьерах происходило в зависимости от совершенствования средств взрывания и проходки полостей для размещения взрывчатого вещества в массиве.

*Метод камерных зарядов.* В период отсутствия или очень малой механизации взрывчатые вещества в массиве размещали в естественных полостях, трещинах (малокамерный заряд «рукава») или в специально сооружаемых подземных выработках — штольнях или шурфах (камерные заряды). Заряд сосредоточивался в камерах (рис. 3.1, а, б), располагаемых на расчетном расстоянии друг от друга. Подготовительную выработку после заряжения взрывчатым веществом заполняли горной породой.

При таком способе взрывания регулировать дробление массива было невозможно. Массив в большей степени разрушался по естественным крупным отдельностям, образуя массу негабаритных блоков. Разрушение массива по существу являлось первой стадией, вторая — основная заключалась в разборке развала и вторичном дроблении крупных блоков шпуровыми или накладными зарядами.

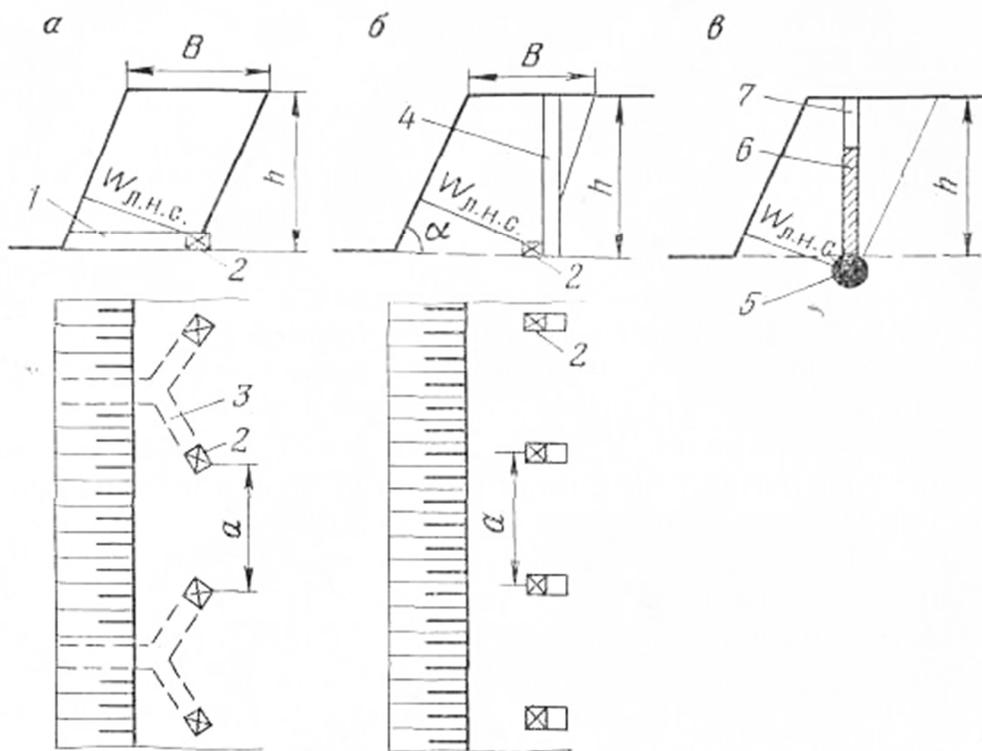
В настоящее время камерные заряды применяются на карьерах для производства взрыва на выброс при сооружении траншей или полутраншей.

*Параметрами камерных зарядов являются:*

объем зарядной камеры  $V$ ;

величина заряда  $Q$ .

При зарядах большой величины используемого взрывчатого вещества для обеспечения безопасности расчет производят по линии наименьшего сопротивления  $N_{э.н.с}$  т. е. минимального расстояния от заряда до обнаженной поверхности



**Рис. 3.1. Заряды:**

**а** — камерный в штольне; **б** — камерный в шурфе; **в** — котловой; **1** — штольня; **2** — камера; **3** — рассечка; **4** — шурф; **5** — основной заряд взрывчатого вещества в котле; **6** — дополнительный заряд в полости скважины; **7** — забойка; **h** — высота уступа; **B** — ширина заходки; **a** — расстояние между зарядами;  $W_{л.н.с.}$  — линия наименьшего сопротивления;  $\alpha$  — угол откоса уступа.

*Метод котловых зарядов.* Применение средств механизации для бурения шпуров и скважин на карьерах позволяет более равномерно размещать взрывчатое вещество в массиве. При недостаточном количестве буровых средств для обуривания массива при взрывном рыхлении применяется метод котловых зарядов, сущность которого заключается в том, что часть пробуренного шпура или скважины, обычно у основания, расширяется (простреливается) с помощью взрывов малых зарядов взрывчатого вещества или прожигается при термическом бурении (рис. 3, в). В образующейся после прострела полости размещается основной заряд взрывчатого вещества. Патрон-боевик помещается внутри заряда. Этот метод позволяет более равномерно размещать взрывчатое вещество в массиве по сравнению с методом камерных зарядов. Однако он обладает рядом существенных недостатков, среди которых: трудность расчета и управления образованием котла, нарушение естественного состояния массива и образование в нем трещин, большой объем немеханизованного труда.

*Параметрами котловых зарядов являются:*

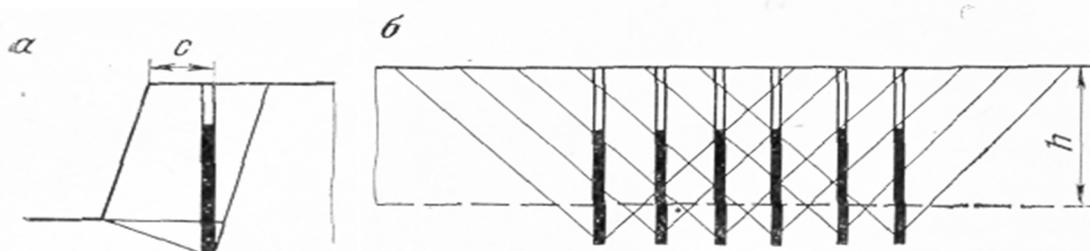
- величина заряда  $Q$ ;
- величина заряда для образования котла  $Q_n$ ;
- расстояние между зарядами в ряду  $a$ ;

линия наименьшего сопротивления  $N_{\text{д.н.с}}$ ;  
длина забойки  $l_3$ .

*Метод скважинных зарядов.* В настоящее время имеются эффективные и разнообразные средства для бурения скважин на карьерах в любых породах. Изменяя диаметр скважин, количество рядов, угол наклона скважин, можно более равномерно распределять взрывчатые вещества в массиве в зависимости от его свойств.

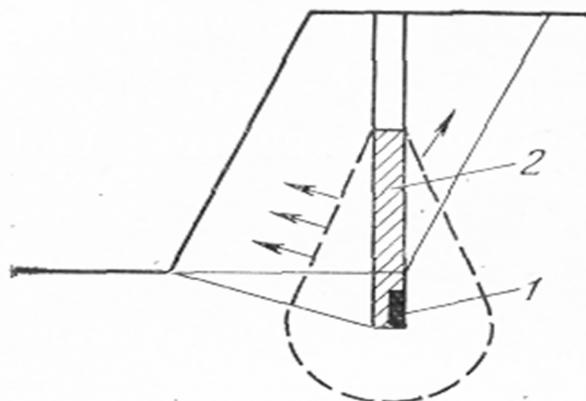
Возможность контроля практически каждого параметра скважинных зарядов позволяет управлять взрывом с учетом получения необходимого состава горной массы по крупности.

Сущность метода скважинных зарядов заключается в размещении взрывчатого вещества в наклонных или вертикальных скважинах с забойкой верхней части их инертными материалами из песка, буровой мелочи или забоечного материала специального состава.



**Рис. 3.2. Зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях:**

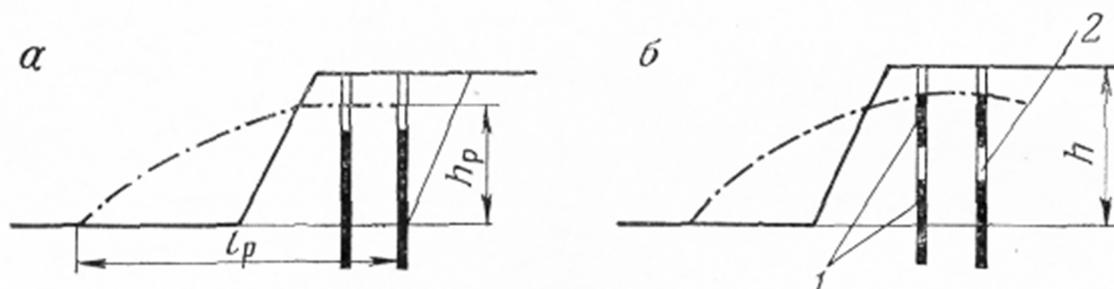
$c$  — безопасное расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа;  $h$  — высота уступа



**Рис. 3.3. Расположение патрона-боевика в заряде скважин:**  
 $1$  — патрон-боевик;  $2$  — заряд взрывчатого вещества

Скважины располагаются параллельно верхней бровке уступа в один или несколько рядов и размещаются друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной сетке или в шахматном порядке. Расстояние первого ряда от верхней бровки  $c$  должно обеспечивать безопасность размещения бурового

станка на уступе и рабочих по зарядке скважин. Расстояние между скважинами выбирается таким образом, чтобы разрушения в массиве от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «порогов» в основании уступа (рис. 3.2).



**Рис. 3.4. Конструкции скважинных зарядов:**

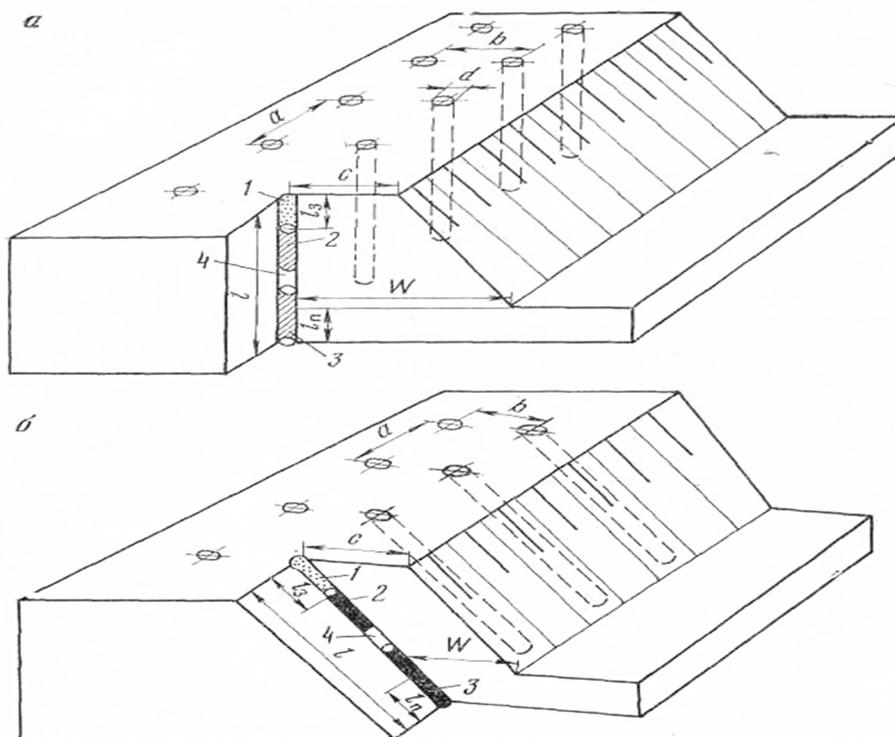
**а** — сплошной заряд; **б** — рассредоточенный заряд; **1** — заряды взрывчатого вещества; **2** — промежуток воздушный или из инертного материала; **h** — высота уступа; **h<sub>р</sub>** — высота развала; **l<sub>р</sub>** — длина развала

Патрон-боевик в каждой скважине располагается, как правило, в основании заряда (рис. 3.4). Это обеспечивает совпадение направлений детонации заряда во взрывчатом веществе и направлений разрушения массива, а также лучшую проработку подошвы.

Заряд в скважине может быть сплошным (рис. 3.4) и рассредоточенным по высоте воздушным промежутком или инертным материалом. Рассредоточение заряда позволяет увеличить эффективность использования взрывчатого вещества для дробления за счет интерференции взрывных волн. Взрывной блок при однорядном расположении скважин взрывается мгновенно или с интервалом через скважину, при многорядном — с интервалом между сериями, которые конструируются в зависимости от выбираемого способа формирования развала. Объем одновременно взрывающегося блока принимается в зависимости от режима

Параметрами зарядов при скважинном методе взрывных работ являются (рис. 3.5):

- диаметр заряда  $d$ ;
- линия сопротивления по подошве  $W$ , которая представляет собой расстояние от нижней бровки уступа до заряда;
- расстояние между зарядами в ряду  $a$ ;
- расстояние между рядами  $b$ ;
- расстояние между верхней бровкой уступа и первым рядом скважин  $c$ ;
- длина скважины  $l$ ;
- глубина перебура  $l_{п}$ ;
- величина заряда  $Q$ ;
- конструкция заряда;
- длина забойки  $l_3$ ;
- ширина  $l_p$  и высота  $h_p$  развала горной массы;
- радиус сейсмической зоны  $R_c$ ;
- радиус опасной зоны по разлету кусков  $R$



**Рис. 3.5. Схемы расположения зарядов в вертикальных (а) и наклонных (б) скважинах:**

1 — забойка; 2 — верхняя часть заряда; 3 — нижняя часть заряда; 4 — промежуток

*Метод шпуровых зарядов.* Наиболее равномерное распределение взрывчатого вещества в массиве достигается при применении шпуровых зарядов. *Шпур* — это цилиндрическая полость в горной породе, имеющая глубину до 5 м и диаметр до 75 мм. За рубежом шпуры имеют диаметры от 25 до 100 мм.

На карьерах шпуровой метод разрушения массива в основном применяется при добыче строительных материалов.

Использование шпуровых зарядов при рыхлении массива позволяет сохранить структуру полезного ископаемого при равномерном дроблении его в необходимой степени. Недостатками метода являются относительно большая трудоемкость и повышенный расход средств взрывания.

Параметры зарядов при шпуровом методе разрушения массива аналогичны параметрам зарядов при скважинном методе.

## ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.

### План:

1. Параметры взрывных скважин.
2. Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов
3. Расчет зарядов и параметров их расположения (при заданных модели станка и диаметре скважин)

**Опорные слова:** глубина скважины, диаметр скважины, угол наклона скважины, забойка, перебур, заряд, линия наименьшего сопротивления, сопротивление по подошве уступа, короткозамебленное взрывание, мгновенное взрывание.

### Параметры взрывных скважин.

К основным параметрам скважины относятся (рис. 4.1) глубина, диаметр и угол наклона скважины. От этих параметров, а также типа и плотности ВВ, размеров сетки скважин на уступе и порядка взрывания зависят вместимость 1 м скважины, выход взорванной породы (взрываемый объем) на 1 м скважины, конструкция заряда.

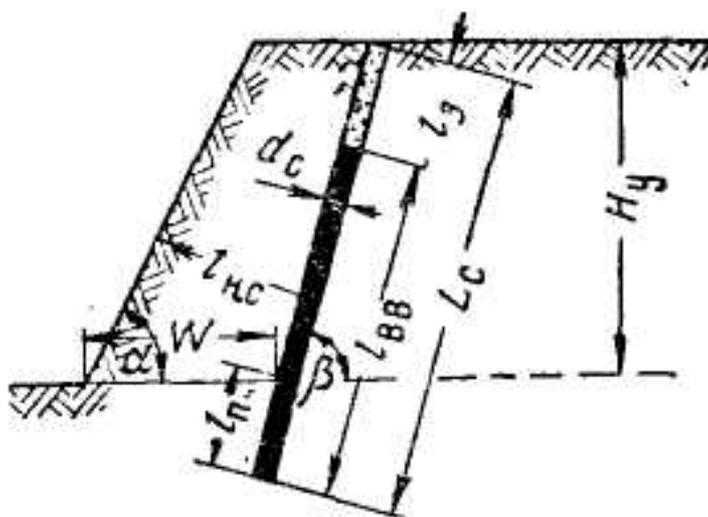


Рис. 4.1. Взрывная скважина

Глубина скважины  $L_c$  определяется высотой взрываемости уступа  $H_y$ , углом наклона скважины к горизонту  $\beta$  и величиной «перебура» скважины  $l_n$  ниже отметки подошвы уступа:

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n), \text{ м.} \quad (4.1)$$

По величине угла  $\beta$  различают *горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины.*

В основном в настоящее время применяют вертикальные скважины. Горизонтальное расположение взрывных скважин ( $\beta=0$ ) не нашло пока распространения на карьерах и используется в частных случаях. Наклонные скважины бурят под углом  $60^0 \leq \beta \leq 85^0$ ; при  $\beta < 60^0$  весьма затрудняется ручное заряжание скважин россыпными ВВ. При взрывании наклонных скважинных

зарядов, когда  $\beta = \alpha$ , где  $\alpha$  – угол откоса уступа, сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа, отрыв пород происходит, как правило, по линии скважин, улучшается степень дробления, хорошо прорабатывается подошва уступа, может быть снижен на 5-7% расход ВВ.

*Перебур скважины* необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа и должен составлять

$$l_n = (10 \div 15)d_c, \text{ м.} \quad (4.2)$$

Перебур ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легковзрываемых породах его принимают минимальным. В трудновзрываемых породах при использовании многорядного короткозамедленного взрывания иногда  $l_n > 15d_c$ . Перебур не производят или даже не добуривают скважину подошвы уступа, если нижележащий уступ представлен тонким пластом полезного ископаемого или пластичными породами.

*Длина заряда в скважине*  $l_{вв}$  желательна максимальная для рассредоточения заряда по высоте уступа, что улучшает дробление пород. Концентрация заряда при увеличении диаметра скважины ведет к увеличению кусковатости взорванной породы, выхода «негабарита» и объема переизмельченной породы вблизи заряда.

*Забойка скважины* должна быть плотной, ее средняя длина  $l_3$ , с одной стороны, должна быть достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны, но, с другой стороны,  $l_3$  ограничивается по условию возможного удаления заряда ВВ от кровли уступа и размером зоны нерегулируемого дробления. Обычно

$$l_3 = (20 \div 35)d_c, \text{ м.} \quad (4.3)$$

Верхний предел относится к чрезвычайно трещиноватым, а нижний – к практически монолитным трудновзрываемым породам. В качестве материала для забойки применяются буровая мелочь, песок, щебень, хвосты обогатительных фабрик с размерами частиц не более 50 мм.

*Длина заряда ВВ*

$$l_{ВВ} = L_c - L_3 \approx (0,6 \div 0,85)L_c \approx (0,65 \div 1,0)H_y, \text{ м.} \quad (4.4)$$

*Диаметр скважины* должен обеспечить размещение требуемого для взрыва заряда ВВ при установленной его длине  $l_{ВВ}$ , а также возможно большую зону регулируемого дробления заряда. Диаметр скважины выбирается на основе технико-экономических расчетов. С диаметром заряда тесно связано возможное расстояние от центра заряда до свободной поверхности, т. е. *линия наименьшего сопротивления*  $l_{н.с.}$ . От диаметра скважины (в дм) зависит ее вместимость:

$$p = 7,85d_c^2 \Delta, \text{ кг / м.} \quad (4.5)$$

где  $\Delta$  - плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м<sup>3</sup>.

При ручном и механизированном заряжении величина  $\Delta$  соответственно равна 0,9 и 1 кг/дм<sup>3</sup>, а при применении водонаполненных ВВ  $\Delta=1,4-1,6$  кг/дм<sup>3</sup>.

В действующих карьерах при определенном виде применяемого бурового оборудования и инструмента диаметр скважин является обычно заданной величиной, и применительно к нему и проектному удельному расходу ВВ определяют массу заряда и объем породы, подлежащей взрыванию.

*Конструктивно* скважинный заряд может быть сплошным или рассредоточенным. У последнего основной заряд расположен в нижней части, а один – два дополнительных заряда - в средней и верхней частях скважины, что позволяет уменьшить размеры зоны нерегулируемого дробления и выход негабаритных кусков, особенно в крупноблочных породах.

### Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов

Взрывание пород каждого уступа производят отдельными блоками шириной  $Ш_{в.б.}$  и длиной  $L_{в.б.}$ . Объем одновременно взрываемого блока

$$V_{в.б.} = H_y Ш_{в.б.} L_{в.б.}, \text{ м}^3. \quad (4.6)$$

Расположение скважин в пределах взрываемого блока может быть однорядным или многорядным (рис. 4.2, 4.3). Параметрами серии взрываемых зарядов являются при их

однорядном расположении расстояние  $a$  между скважинами в ряду, а при многорядном - расстояние между скважинами  $a$ , между рядами  $b$  и число рядов  $n$ .

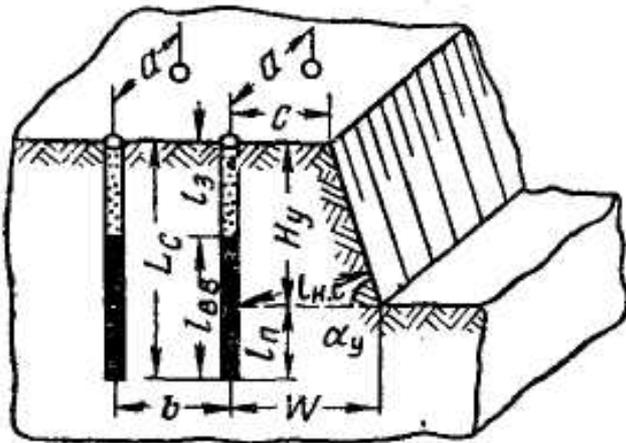


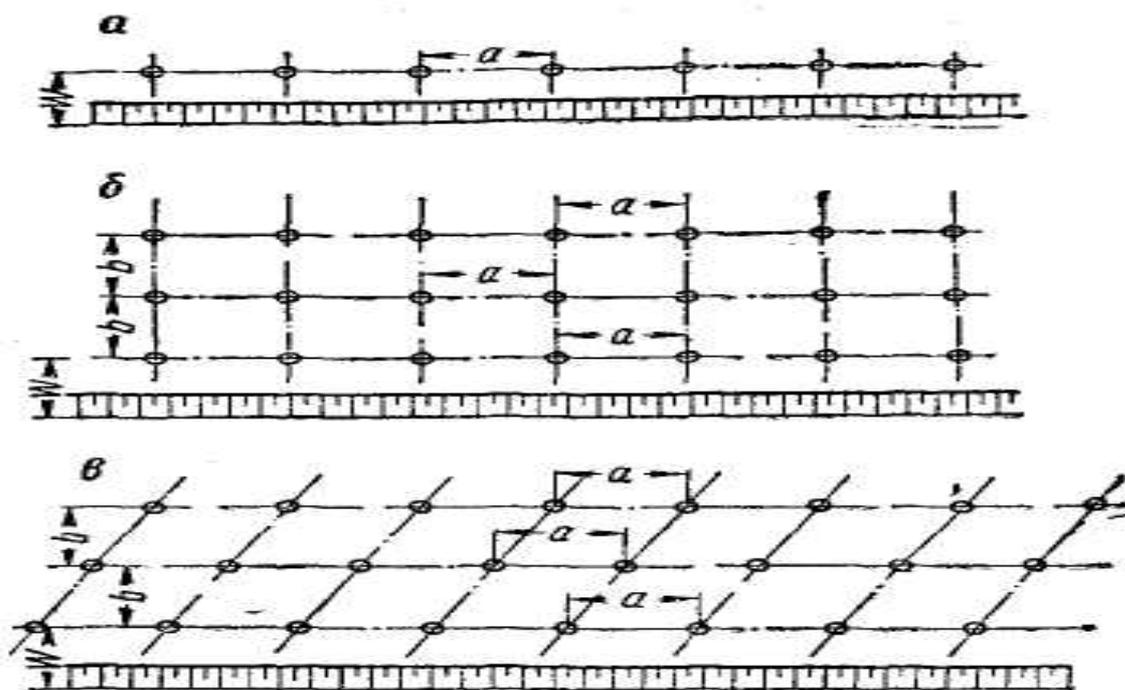
Рис.4.2. Параметры расположения группы скважинных зарядов на уступе

Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа  $W$  называется *сопротивлением по подошве уступа*.

Отношение  $m = a/W$  называют коэффициентом сближения скважин; для второго и последующего рядов скважин  $m' = a/b$ .

Выбор одно- или многорядного расположения скважин на уступе, помимо случаев технологических ограничений, в основном зависит от порядка

взрывания, определяющего последовательность взрыва зарядов ВВ во времени. Порядок взрывания влияет на качество дробления, проработку подошвы уступа и форму развала взорванной породы. Порядок взрывания может быть: *мгновенным*, когда интервал между взрывами  $\tau = 0$ , т. е. все заряды взрываются одновременно, *замедленным* ( $\tau > 0,25$  с) и *короткозамедленным* (КЗВ), когда интервалы между взрывами отдельных зарядов измеряются миллисекундами ( $\tau = 0.005 \div 0.250$  с). По правилам безопасности замедленное взрывание на карьерах не допускается из-за опасности подбоя скважин.



**Рис. 4.3. Схемы расположения взрывных скважин на уступе:**  
 а-однорядная; б, в - многорядные по прямоугольной и косоугольной (шахматной) сетке.

Многорядное короткозамедленное взрывание по сравнению с однорядным существенно улучшает качество взрыва за счет интенсивного дробления породы вокруг каждого заряда, в том числе за счет соударения отдельных кусков, и резкого сокращения нарушенности массива в объеме взрываемого блока. Многорядное КЗВ позволяет сократить число массовых взрывов и создать большой запас взорванной породы, повысить производительность экскаваторов (до 30 %) и буровых станков (15-20%). При этом легче достигаются разделение во времени буровых, взрывных и выемочно-погрузочных работ и их концентрация в пространстве.

Число скважин ограничивается величинами  $Ш_{в.б}$  и  $V_{в.б}$ , а также допустимой высотой развала. Перебур скважин второго и последующих рядов увеличивают на 0,5-1,5 м или оставляют равным перебору скважин первого ряда. Длина забойки, как правило, при этом увеличивается и не уменьшается.

При КЗВ важно правильно определить интервал замедления. При его увеличении уменьшается ширина развала, но может произойти подбой смежных скважин. Ориентировочно интервал замедления при однорядном взрывании

$$\tau = KW, \text{мс} \quad (4.7)$$

где  $K$  - коэффициент, зависящий от взрываемости породы, мс/м (для трудновзрываемых пород  $K=1,5-2,5$ , для средневзрываемых  $K=3-4$ ; для легковзрываемых  $K=5-6$ ).

При многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25%.

Порядок КЗВ в пространстве реализуется выбором *схем взрывания*.

При однорядном КЗВ основными схемами коммутации зарядов являются: *через скважину, волновая, последовательная, с одно - или двусторонним врубом*.

Основные схемы многорядного КЗВ – *порядные и врубовые*.

*Порядные схемы* (рис. 3.4, а) имеют интервалы замедления между смежными рядами  $\tau = 25 \div 75$ . При  $\tau < 25$  мс затрудняется проработка подошвы и наблюдаются выбросы породы на верхнюю площадку уступа. Схемы просты и целесообразны при завышенных величинах  $W$  и  $b$ , а также взрывании без переизмельчения;  $n \leq 3$ .

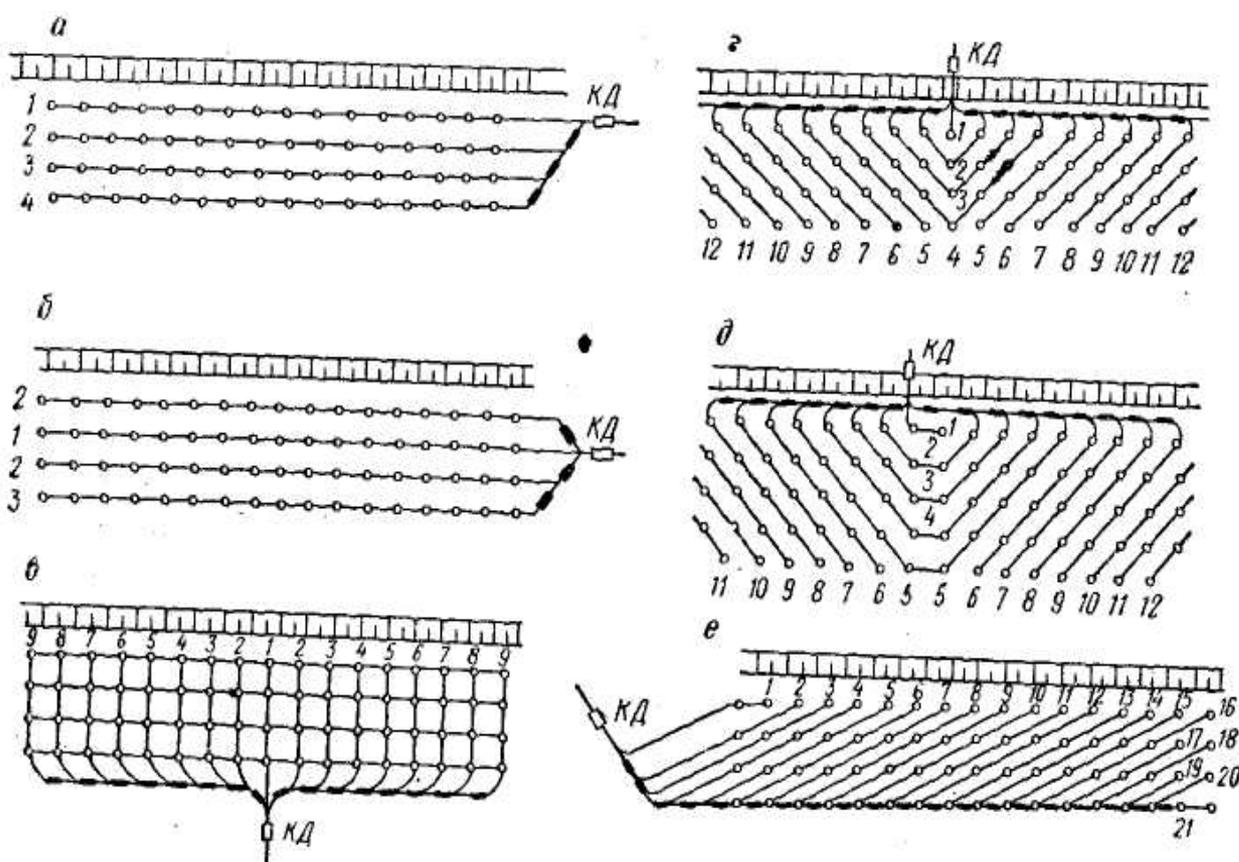


Рис. 4.4. Схемы коммутаций зарядов ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании: 1-21-порядок взрывания серий зарядов

*Врубовые схемы* более совершенны, так как ведут к образованию дополнительных свободных поверхностей, в ряде случаев к дополнительному соударению породных кусков и к направленному формированию развала.

*Схемы с продольным врубом* широко применяются при проведении траншей, а также на уступах для сокращения ширины развала, что достигается удалением врубового ряда от их верхней бровки (рис. 4.4, б). Перебур скважин врубового ряда на 1-2 м больше остальных. Схемы обеспечивают качественное дробление, но характеризуется выбросом породы в сторону массива, недостаточной переработкой подошвы и увеличением сейсмического действия взрыва.

*Схемы с поперечным (торцовым) врубом* обеспечивают сокращение ширины развала на 20-30% за счет направления взрыва в сторону торца уступа (*прямой торцовый вруб*) (рис. 4.4, в), а также встречное движение и соударение породных кусков при взрыве (*клиновые и трапецевидные схемы*, рис. 4.4, г, д). Последние схемы применяют в трудно- и весьма трудно взрываеваемых породах.

Диагональные схемы (рис. 4.4, е), особенно пологие, позволяет резко уменьшить величину линии наименьшего сопротивления зарядов смежных рядов скважин и соответственно улучшить дробление

### **Расчет зарядов и параметров их расположения (при заданных модели станка и диаметре скважин)**

Основой расчета скважинного заряда ВВ является правильное определение величин эталонного и проектного расхода ВВ ( $q_э$  и  $q_n$ ) и объема породы  $V_з$ , взрывааемой зарядом. При этом масса заряда

$$Q_з = q_n \cdot V_з, кг. \quad (4.8)$$

При определенной высоте уступа  $H_y$  расчет заряда заключается в его проверке по вместимости скважины

$$Q_з = Pl_{ВВ} = K_1 \cdot PH_y, кг. \quad (4.9).$$

Из формул (4.8) и (4.9) определяется величина

$$V_з = \frac{Q_з}{q_n} = \frac{K_1 \cdot P \cdot H_y}{q_n}, M^3. \quad (4.10)$$

При этом линия наименьшего сопротивления

$$l_{н.с.} \approx W \approx \sqrt{\frac{V_з}{H_y}} \approx \sqrt{\frac{K_1 P}{q_n}}, M. \quad (4.10)$$

где  $K_1$ - коэффициент, зависящий от трудности взрывания породы в массиве; для легко -, средне - и трудно взрываеваемых пород равен соответственно 0,65; 0,8; и 1.

В практике взрывания при вытянутых вдоль фронта уступа взрываеваемых блоках ( $L_{в.б.} \gg Ш_{в.б.}$ ) принято считать величину линии наименьшего сопротивления  $l_{н.с.}$  равной величине линии сопротивления по подошве  $W$ . Методика расчета величины  $l_{н.с.}$ , изложенная выше, применима и к определению величины  $W$ .

Полученная по приведенной методике величина  $W$  определена по условию достижения заданного эффекта дробления и должна быть проверена:

- 1) по возможности безопасного обуривания уступа

$$W_{\min} \geq H_y \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м} \quad (4.11)$$

где  $C$ -минимально допустимое расстояние от скважины до верхней бровки уступа, м ( $C=3$ );

2) по наибольшей преодолеваемой зарядом определенного диаметра величине СПП, исключающей образование порогов в подошве уступа,

$$W_{\text{пр}} = 53 K_{\epsilon} \cdot d_c \sqrt{\frac{\Delta K_{\text{BB}}}{\gamma_m}}, \text{ м} . \quad (4.12)$$

где  $K_{\text{В}}$ - коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве и равный для легко -, средне и трудно взрывааемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1.

Опыт и исследования показывают, что величина  $W_{\text{пр}}$  находится в функциональной зависимости от величины  $d_c$ : для легко взрывааемых пород  $W_{\text{пр}}=(40 \div 45)d_c$ , для пород средней взрываемости  $W_{\text{пр}}=(35 \div 40)d_c$  и для трудно взрывааемых пород  $W_{\text{пр}}=(25 \div 35)d_c$ .

Величина  $W$  является основой дальнейших расчетов сетки скважин с учетом коэффициента их сближения  $m$ . По условию дробления для легко взрывааемых пород  $m=1,1 \div 1,2$ ; для пород средней взрываемости  $m=1 \div 1,1$ ; и для трудно взрывааемых пород  $m=0,85 \div 1$ . Следует отличать приведенные показатели  $m$ , характеризующие положение скважинных зарядов относительно продольного откоса уступа, от расстояний между одновременно взрывааемыми зарядами (с одним интервалом замедления) при различных схемах КЗВ.

При пологих откосах уступов, когда фактическая величина СПП  $W_{\phi} > W_{\text{пр}}$ , коэффициент сближения скважин уменьшается. К мероприятиям по преодолению завышенной величины СПП относятся также применение наклонных скважин, котловых зарядов, парносближенных скважин в первом ряду.

Для изотропных пород  $a = mW$ ; при квадратной сетке  $b \approx a$ , при шахматной сетке  $b \approx 0,85a$ .

При анизотропных породах параметры сетки скважин более точно устанавливаются с учетом эллипсовидной формы зон дробления отдельных зарядов, расположение которых в плане зависит от направления основных трещин по отношению к откосу уступа.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ.

### План:

1. Типы забоев
2. Типы заходов
3. Общие сведения о производительности выемочных машин

**Опорные слова:** забой, тупиковые заходки, сквозные заходки, однородные и разнородные заходки, способы выемки, верхнее черпание, нижнее черпание, способы погрузки, теоретическая производительность, техническая производительность, эксплуатационная производительность

### Типы забоев

Выемка мягких, сыпучих и плотных пород обычно производится непосредственно из массива, а выемка разрушенных (взорванных) пород – из развала или разрыхленного слоя. *Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется забоем.*

При выемке пород из массива забоем могут являться следующие поверхности уступа или подступа: торец уступа, т. е. боковой его откос, образованный при выемке части полосы уступа (рис. 5.1, а, е, ж); площадка уступа (рис. 5.1, б); продольный откос уступа (рис. 5.1, в).

При выемке разрушенных пород забоями также являются торцовый (рис. 5.1, д) или продольный откос развала, а иногда и его верхняя поверхность. Соответственно забой называется *торцовым, продольным* и *забоем площадкой*. Чаще всего продольный откос уступа совпадает с фронтом его работ, и продольный забой называется *фронтальным*. Разновидностью торцового забоя является *траншейный забой*. Иногда применяются *комбинированные забои*, когда одновременно разрабатываются две поверхности уступа или развала, например площадка и продольный откос (рис. 5.1, г). Продольный и торцовый откосы относятся к *разрабатываемой части* уступа или развала.

Забои всех типов по структуре могут быть *однородными (простыми)*, если в их пределах породы имеют сравнительно одинаковые свойства, и *разнородными (сложными)*, если в их пределах перемежаются вскрышные породы с существенно разными свойствами, вскрышные породы с полезным ископаемым разных типов и сортов.

При сложном строении залежи структура забоя зависит от формы контактных поверхностей между полезным ископаемым вмещающими породами в массиве или в развале и расположения относительно забоя различных типов ископаемого. Забои при этом простые только в случаях, когда они параллельны контактам между разнотипными компонентами (см. рис. 5.1, б, в).

В простых забоях производится *валовая* (сплошная) выемка пород. В сложных забоях выемка вскрышных пород с различными свойствами также обычно валовая, а выемка полезного ископаемого и вскрышных пород или различных сортов полезного ископаемого чаще всего *раздельно* (*раздельная*

выемка). Выбор типа забоя зависит как от свойств разрабатываемых вскрышных пород и полезного ископаемого и условий их залегания, так и от используемого выемочного оборудования. Обычно стремятся применять простые забои.

По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают *способы выемки*: *верхним черпанием* (забой расположен выше горизонта установки машины), *нижним черпанием*, *смешанным* (нижним и верхним) *черпанием*. Аналогично различают и *способы погрузки*: *нижнюю*, *верхнюю* и *смешанную*. Смешанная погрузка одновременно или поочередно включает верхнюю и нижнюю погрузку на промежуточный транспортный горизонт.

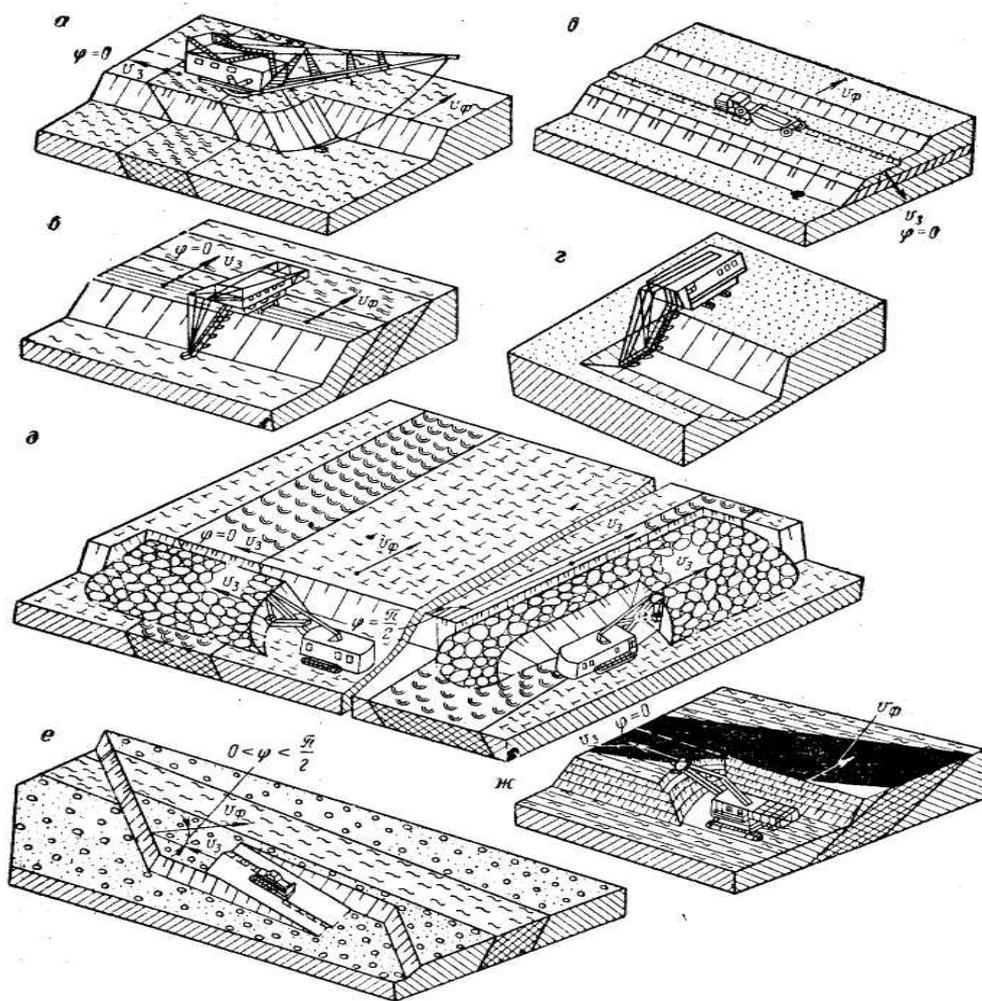


Рис. 5.1. Типы забоев:

а, д, е, ж – торцовый; б – забой-площадка; в – фронтальный; г – комбинированный.

### Типы заходок

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала или массива уступа последовательно отрабатываются породные полосы, называемые *заходками*.

Часть заходки длиной  $P$ , выемка которой характеризуется законченным технологическим циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется *забойным блоком*.

По *расположению относительно фронта работ уступа заходки подразделяются* (рис. 5.2.) на *продольные* (ориентированные вдоль фронта работ уступа), *поперечные* (направлены вкост фронта) и *диагональные* (ориентированные в промежуточном направлении). Продольные заходки возможны при всех видах транспорта, диагональные заходки – при железнодорожном и автомобильном, а поперечные – при автомобильном и конвейерном.

По *ширине* заходки подразделяются на нормальные  $A_n$ , узкие  $A_y$  и широкие  $A_w$  (см. рис. 5.2.)

В *нормальных заходках* выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров. Например, при торцовом забое эта ширина равна длине лемеха бульдозера или  $(1,5-1,7) R_q$  – радиуса черпания мехлопат, а при продольном забое – максимальной толщине одного или нескольких слоев выемки.

*Узкие заходки* отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки.

*Широкие заходки* при всех типах забоев характеризуется переменным положением оси движения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки.

По *характеру движения транспортных средств* при выемке пород в пределах заходок последние подразделяются на тупиковые и сквозные.

*Тупиковые заходки* (рис. 5.2, а, б) характеризуются возможностью движения транспортных средств только в пределах выработанного пространства. Они подразделяются на *траншейные* и *эксплуатационные*; последние применяются при ограниченной ширине рабочих площадок уступа. Работа выемочных машин в тупиковых заходках обычно связана с увеличением продолжительности цикла погрузки транспортных средств, времени обмена последних в забое и с наращиванием транспортных коммуникаций по мере подвигания забоя.

*Сквозные заходки* (см. рис. 5.2, в, г) позволяют организовать движение транспортных средств в пределах всей длины заходки и типичны для эксплуатационного периода отработки уступа. Верхняя погрузка при проходке траншей позволяет работать экскаватору в сквозной траншейной заходке.

По *структуре* заходки могут быть *однородными* и *разнородными*, а также *сложноразнородными* в зависимости от условий залегания и степени разнотипности пород в пределах уступа или развала, ориентирования фронта работ уступа относительно залежи и заходок относительно фронта, а также ширине заходок.

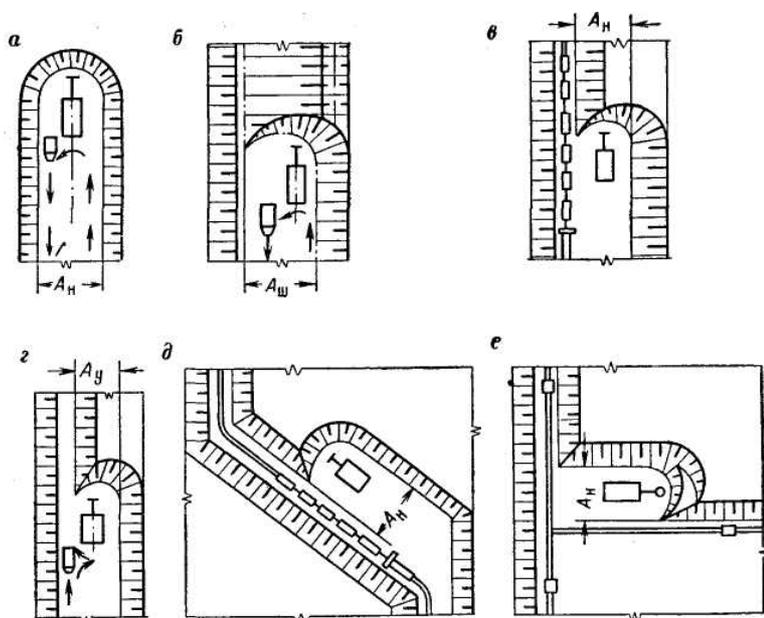
Разнородные заходки характеризуются последовательной перемежаемостью по длине отдельных блоков пустых пород, полезного

ископаемого и его отдельных сортов, поэтому забой в этих заходках простые и выемка валовая.

Сложноразнородными называются заходки, в пределах которых невозможно выделить блоки только с пустыми породами или отдельными сортами полезного ископаемого; в этих заходках забой сложные, а выемка в них раздельная.

Любой уступ обрабатывается *панелями* – полосами породного массива вдоль фронта работ уступа. Отработка каждой такой полосы характеризуется новым положением транспортных коммуникаций вдоль фронта работ уступа. В результате отработки панелей происходит перемещение фронта работ уступа.

Часть панели, разрабатываемая отдельной выемочной машиной, называется *блоком* панели. Часто блок панели называют по виду выемочного оборудования, например экскаваторный блок, скреперный блок и т. п. Понятия панели и блока панели относится только к массиву горных пород в пределах уступа, но не к развалу.



**Рис. 4.2. Типы заходок:**

**а, б** – тупиковые траншейная и эксплуатационная продольные; **в, г** – сквозные нормальная и узкая; **д** – сквозная диагональная; **е** – сквозная поперечная.

### **Общие сведения о производительности выемочных машин**

Производительность карьерных выемочных машин является одним из важнейших технико-экономических показателей открытых горных работ. Она определяет требуемый парк выемочного оборудования и в большей степени влияет на производительность и требуемый парк транспортного оборудования, производительность труда горнорабочих и затраты на производство горных работ.

Различают паспортную, техническую, эффективную и эксплуатационную производительность выемочных машин.

Паспортная производительность  $Q_{п}$  зависит только от конструктивных факторов: мощности двигателей, линейных размеров рабочего оборудования,

расчетной емкости и формы экскавирующего органа (ковша, лемеха и т. д.), кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа.

Паспортная производительность всех выемочных машин циклического действия (скреперов, бульдозеров, одноковшовых погрузчиков и экскаваторов)

$$Q_{II} = E \eta_n = \frac{3600}{T_{ц.н}} E, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (5.1)$$

где  $T_{ц.н}$  - паспортная продолжительность рабочего цикла машины.

Паспортная производительность является основой определения других категорий производительности и служит для сравнения отдельных видов и типоразмеров выемочных машин между собой.

*Техническая производительность*  $Q_T$  является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горнотехнических условиях – при конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов (в первую очередь транспортирования) и параметрах забоев.

В общем виде техническая производительность выемочных машин

$$Q_T = \frac{3600 E K_{н.к}}{T_{ц} K_{р.к}} K_{Т.В} = \frac{3600 E}{T_{ц}} K_{э} K_{Т.В}, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (5.2)$$

где  $T_{ц}$  - минимальная продолжительность рабочего цикла выемочной машины в конкретных горно-технических условиях, с;  $K_{н.к}$  и  $K_{р.к}$  - соответственно коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы в ковше;  $K_{э}$  - коэффициент экскавации;  $K_{Т.В}$  - коэффициент влияния технологии выемки.

Техническая производительность необходима для определения эффективной и эксплуатационной производительности, а также для оценки эффективности применения данной выемочной машины в конкретных горнотехнических условиях.

*Эффективная производительность*  $Q_{эф}$  является фактической часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горнотехнических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций по сравнению с расчетными значениями из-за неоднородности экскавируемых пород, изменения параметров забоя, ручного управления машиной, а также потери экскавированной породы.

В общем виде эффективная производительность выемочных машин

$$Q_{эф} = Q_T \eta_{II} K_{пот} K_{у} = Q_{II} K_{п.ср} K_{з} K_{пот} K_{у}, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (5.3)$$

где  $K_{п.ср}$  - средневзвешенный коэффициент влияния пород в сложном забое (сложенном неодинаковыми по трудности экскавации породами);  $K_{II}$  - коэффициент влияния однородной породы;  $K_{пот}$  - коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;  $K_{у}$  - коэффициент управления, учитывающий

несоответствие паспортных и фактических параметров забоя, квалификацию машиниста и т. д.;  $K_3$  - коэффициент влияния параметров забоя (коэффициент забоя).

*Эффективная* производительность в большинстве случаев (в том числе в первую очередь при использовании данных фактических хронометражных наблюдений) является основой определения эксплуатационной производительности выемочных машин.

*Эксплуатационная производительность*  $Q_3$  характеризует объем работы, который выполняет или реально может выполнить выемочная машина с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В свою очередь, зависимости от длительности рассматриваемого периода различают эксплуатационную сменную, месячную и годовую производительность машин.

Эксплуатационная сменная производительность является основой оперативного планирования горных и транспортных работ. Показатели годовой и месячной производительности необходимы для определения потребности карьера в выемочно-погрузочном оборудовании, текущего и перспективного планирования горных работ.

## ВЫЕМКА ПОРОД ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

### План:

1. Общие сведения о выемочно-погрузочных работ.
2. Технологические параметры механических лопат
3. Выемка мягких пород карьерными мехлопатами
4. Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами
5. Раздельная выемка мехлопатами

**Опорные слова:** торцевойзабой, тупиковый забой, разнородные заходки, однородные заходки, выемка в простых забоях, сложная раздельная выемка, сложная сортировка, раздельное черпание, управляемое обрушение, потери, разубоживание

### Общие сведения о выемочно-погрузочных работ.

Непосредственная разработка горных пород на карьере, представляющая собой выемку и погрузку в средства транспорта или выемку, перемещение рабочим органом машины и разгрузку в отвал, носит название выемочно-погрузочных работ или экскавации горной массы. Для механизации этого процесса используются разнообразные виды машин, карьерных и универсальных, с различными технологическими и эксплуатационными качествами, применение которых строго определяется конкретными горнотехническими и природными условиями.

Для разработки мягких вскрышных пород в умеренных климатических условиях при высокой производительности карьера эффективно применение роторных многоковшовых экскаваторов и драглайнов. При очень коротком периоде работы выемочного оборудования целесообразно применение скреперов с большой емкостью ковша. При малой производительности карьера, особенно при сезонном режиме, возможно применение в летнее время бульдозеров, скреперов с небольшой емкостью ковша и башенных экскаваторов.

Для разработки полускальных и скальных горных пород с предварительным рыхлением в любых климатических условиях применяются механические лопаты, в умеренных климатических условиях — погрузчики, драглайны с большой емкостью ковша.

Для разработки полускальных горных пород, особенно на добыче угля, применяют роторные экскаваторы с повышенными усилиями резания, бурошнековые установки и добычные комбайны.

Все виды машин по принципу действия разделяются на машины непрерывного действия (многоковшовые роторные и цепные экскаваторы, бурошнековые установки, погрузочные машины непрерывного действия, комбайны) и циклического действия (одноковшовые экскаваторы, колесные и гусеничные погрузчики, кабельные экскаваторы, скреперы и бульдозеры). По отношению к средствам транспорта машины могут быть разделены на: выемочно-погрузочные, которые предназначены для выемки и погрузки горной

массы в средства транспорта в забое (ротаторные и многоковшовые экскаваторы, механические лопаты, бурошнековые установки, башенные экскаваторы и бурозарядные комбайны); экскавационные, предназначенные для разработки забоя, перемещения горной массы в ковше на Фиксированное конструкцией машины расстояние и разгрузки в отвал (драглайны); выемочно-транспортирующие, предназначенные для выемки горной массы и транспортирования ее на экономически целесообразные расстояния (колесные погрузчики, скреперы и бульдозеры).

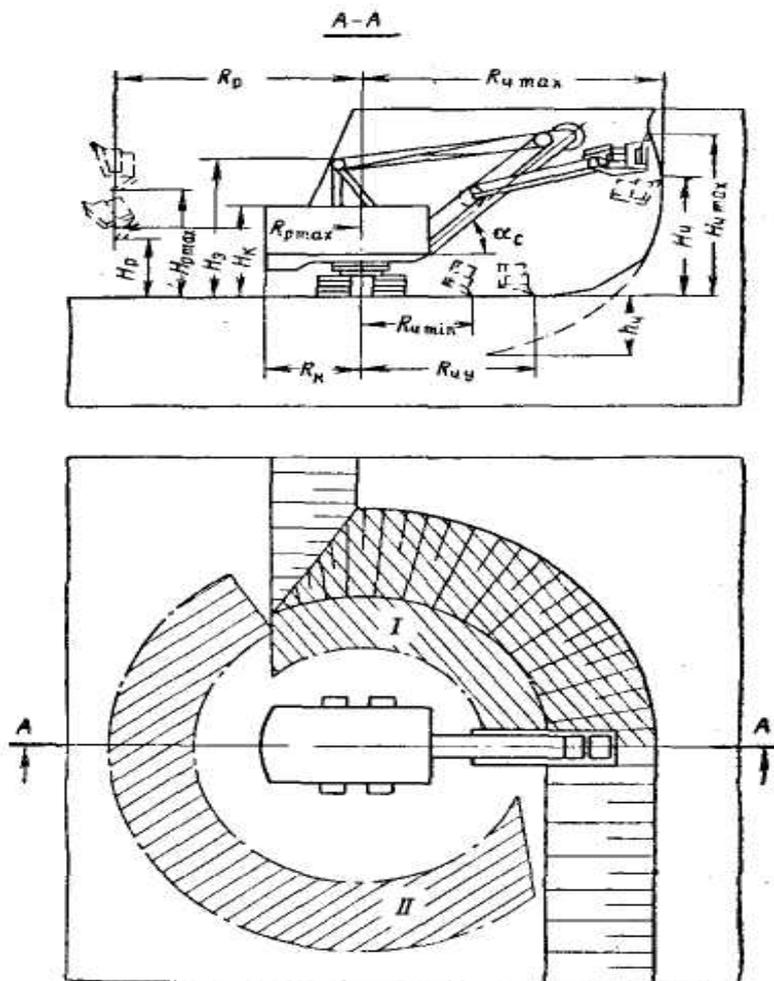
Экскавационные машины являются определяющими в комплекте горных и транспортных машин технологического потока. Их производительность зависит от подготовки горных пород к выемке и транспортного обслуживания. Подготовка легких и плотных пород заключается в осуществлении и механическом рыхлении, а полускальных и скальных пород — в разрушении массива с применением буровзрывных работ для получения горной массы необходимого по крупности состава. Транспортное обслуживание предусматривает сооружение транспортных коммуникаций и ритмичную подачу транспортных средств для перемещения экскавируемой горной массы. Особое влияние на производительность экскавационных машин оказывают параметры забоя и технология работы,

### Технологические параметры механических лопат

#### Основные

технологические параметры механических лопат: емкость ковша, рабочие параметры, габариты, преодолеваемый уклон, масса, удельное давление. К рабочим параметрам относятся радиус и высота черпания и разгрузки, которые зависят от длины рукояти и стрелы, угла наклона последней, а также от положения пунктов черпания и разгрузки (рис. 6.1).

Радиус черпания  $R_q$  - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Различают: максимальный радиус  $R_{q\max}$  - при максимально



выдвинутой горизонтальной рукояти, минимальный радиус  $R_{q\min}$  - при подтянутой к гусеницам рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора, радиус черпания экскаватора на горизонте установки  $R_{qv}$  - максимальный радиус на горизонте установки экскаватора, а также радиус черпания при максимальной его высоте  $R_{q.H}$ .

Высота черпания  $H_q$  - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании; максимальная высота черпания  $H_{q\max}$  соответствует максимально поднятой рукояти. Различают также высоту черпания при максимальном его радиусе  $H_{q.R}$  и максимальную глубину черпания ниже горизонта установки экскаватора  $h_q$ .

Радиус разгрузки  $R_p$  - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузки; максимальный радиус разгрузки  $R_{p.\max}$  соответствует максимально выдвинутой горизонтальной рукояти.

Высота разгрузки  $H_p$  - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; максимальная высота разгрузки  $H_{p\max}$  соответствует максимально поднятой рукояти. Минимальные значения радиусов черпания и разгрузки не совпадают с соответствующими максимальными значениями высоты.

Сфера рабочего действия экскаватора определяется радиусами и высотой черпания и разгрузки. При этом обычно угол наклона стрелы  $\alpha_c = 45^\circ$ . У некоторых мехлопат угол  $\alpha_c$  может изменяться в пределах 30-500. С увеличением  $\alpha_c$  увеличивается высота, и уменьшаются радиусы действия экскаватора.

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения задней части кузова  $R_k$ , высотой экскаватора  $H_\varepsilon$  - вертикальным расстоянием от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх несъемной его части, высотой кузова экскаватора  $H_k$ .

Скорость движения мехлопат на гусеничном ходу составляет 0,9-3,7 км/ч. Преодолеваемый подъем достигает 120 при массе экскаватора до 100 т и до 70 для более крупных моделей.

Удельное давление экскаватора на грунт в моменты наполнения ковша, поворота и разгрузки меняется в широком диапазоне и может превышать среднюю (паспортную) величины в 15-20 раз. Максимальное удельное давление не должно превышать несущей способности основания, которая изменяется от 2 кгс/см<sup>2</sup> для мягкого песка, до 5-6 кгс/см<sup>2</sup> для плотной глины и 8-10 кгс/см<sup>2</sup>.

### **Выемка мягких пород карьерными мехлопатами**

Наиболее рационально выемка в торцовом забое при сквозной заходке, так как средний угол поворота экскаватора часто не превышает 900, наиболее

удобна подача транспортных сосудов под погрузку, минимальны простои из-за наращивания и перемещения транспортных коммуникаций.

При выемке продольным забоем средний угол поворота экскаватора возрастает до 110-140° и, кроме того, необходимы частые передвижки его из-за малой ширины забоя. Все это существенно снижает производительность экскаватора. Поэтому продольный забой применяют часто только при раздельной выемке мехлопатами в комплексе с автотранспортом (см. рис. 6.4).

Отличительные особенности выемки мягких пород: постоянство высоты забоя, относительно легкие условия экскавации (по условиям копания, динамическим нагрузкам, ввиду отсутствия негабаритных кусков) и возможность применения ковшей увеличенной емкости.

Профиль забоя в мягких и плотных породах соответствует траектории движения ковша и имеет угол откоса 70-80°. Толщина срезаемых стружек составляет 0,2-1 м. при крутых траекториях, передвижках экскаватора по мере подвигания забоя на толщину одной-двух стружек (до 1-1,5 м – это длина забойного блока Р) и выборе определенного соотношения скоростей напора и подъема достигается рациональный режим черпания, исключая трение лобовой стенки ковша о породу.

Высота забоя в мягких породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора во избежание образования навесей и козырьков. В сыпучих породах допускается увеличение высоты забоя до безопасного предела в зависимости от конкретных условий. Минимальная высота забоя, обеспечивающая наполнение ковша экскаватора за одно черпание, составляет не менее 2/3 высоты напорного вала экскаватора.

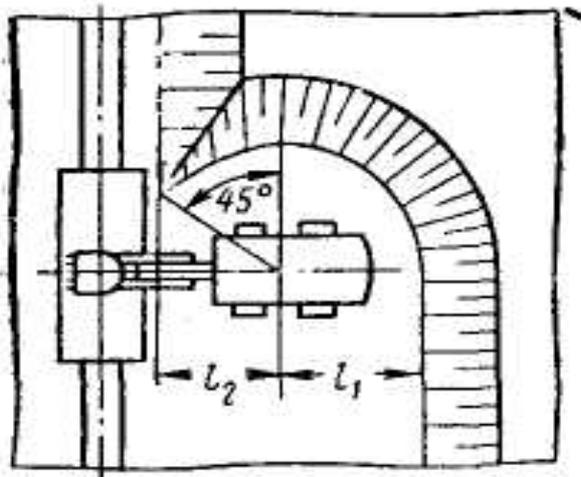
Положение экскаватора относительно забоя и ширина заходки определяются экскавируемостью породы и видом применяемого транспорта. Минимальное расстояние между нижней бровкой забоя и экскаватором по условиям черпания (см. рис. 5.1) составляет  $R_{q\min} = 0,5l_x(0,5C_x)$ , где  $l_x$  и  $C_x$  – соответственно длина и ширина хода, а по условиям поворота машины  $R_k = 0,5C_x + m$ , где  $m$  – зазор, равный 0,4-0,6 м. Чтобы избежать преждевременного износа и поломок рукояти, черпание обычно производят при радиусе  $R_q = (0,7 \div 0,8) R_{q\max}$ , а разгрузку – при  $R_p = (0,8 \div 0,9) R_{p\max}$ .

Часть массива, которую может обработать экскаватор с одного положения, изменяя радиус черпания от минимального до максимального, является зоной черпания (см. рис. 5.1). Фактически отрабатываемая с одного положения зона черпания называется забойным блоком. К призабойному пространству относятся площадка установки экскаватора и зона разгрузки, ограниченная максимальным и минимальным радиусами разгрузки экскаватора (см. рис. 6.1).

При железнодорожном транспорте могут применяться продольные и диагональные нормальные и узкие заходки. Продольные заходки одновременно являются и панелями. Обычно применяют нормальные заходки для сокращения числа переукладок забойного пути. Ширина нормальной заходки ограничивается радиусом черпания экскаватора на уровне стояния. Различают внутреннюю и внешнюю части торцового забоя (заходки). Ширина внутренней

части (рис. 6.2)  $l_1 \leq R_{ч.у}$ . Ширина внешней части  $l_2$  принимают из условия нормального заполнения ковша без выталкивания породы из забоя. Это достижимо, если угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства не превышает 30-45°; при этом  $l_2 = (0,5 \div 0,7) R_{ч.у}$ . Ширина нормальной заходки  $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}$ . Удлиненную часть забоя часто обрабатывают с круговым поворотом экскаватора или с предварительной переэскавацией породы в ближнюю часть забоя в период ожидания составов.

При автомобильном транспорте применяют продольные заходки – панели или поперечные заходки. По ширине заходки могут быть нормальными  $A_H = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}$ , узкими ( $A_y < A_H$ ) и широкими ( $A_{ш} > A_H$ ). Для подъезда автомашин может быть использовано выработанное пространство сбоку или позади экскаватора. Поскольку перенос и устройство забойных автодорог не требуют больших затрат, а средний угол поворота экскаватора уменьшается и техническая производительность его увеличивается при сокращении ширины внутренней части забоя  $l_1$ , часто применяют узкие заходки шириной  $A_y = (0,7 \div 1,0) R_{ч.у}$  и двухстороннюю погрузку автосамосвалов.



**Рис. 6.2.** Схема к определению ширины нормальной заходки мехлопаты

Погрузка мягких пород на конвейеры осуществляется через бункера – питатели, емкость которых в 1,5 раза и более превышает емкость ковша экскаватора. Распространены сквозные продольные нормальные заходки – панели, когда бункер – питатель располагается сбоку от забойного конвейера или над ним (рис. 6.3, а). При наличии у бункер - питателя консольного конвейера панель включает две – три нормальные заходки, обрабатываемые между передвижками забойного конвейера (рис. 6.3, б).

При использовании бункер - питателя с консольным конвейером панель может обрабатываться и одной широкой заходкой; экскаватором производится выемка серповидных полос при обходе бункера – питателя по дуге, близкой к 180° (рис. 6.3, в). Панель может включать и две - три продольные широкие заходки или шесть-девять нормальных заходов, если дополнительно между

забойным конвейером и бункером - питателем с консольным конвейером устанавливается перегружатель. При отработке панелей поперечными нормальными (рис. 6.3, г) или широкими (рис. 6.3, д) заходками максимальная ширина панели также зависит от вида перегрузочного оборудования (табл. 6.1).

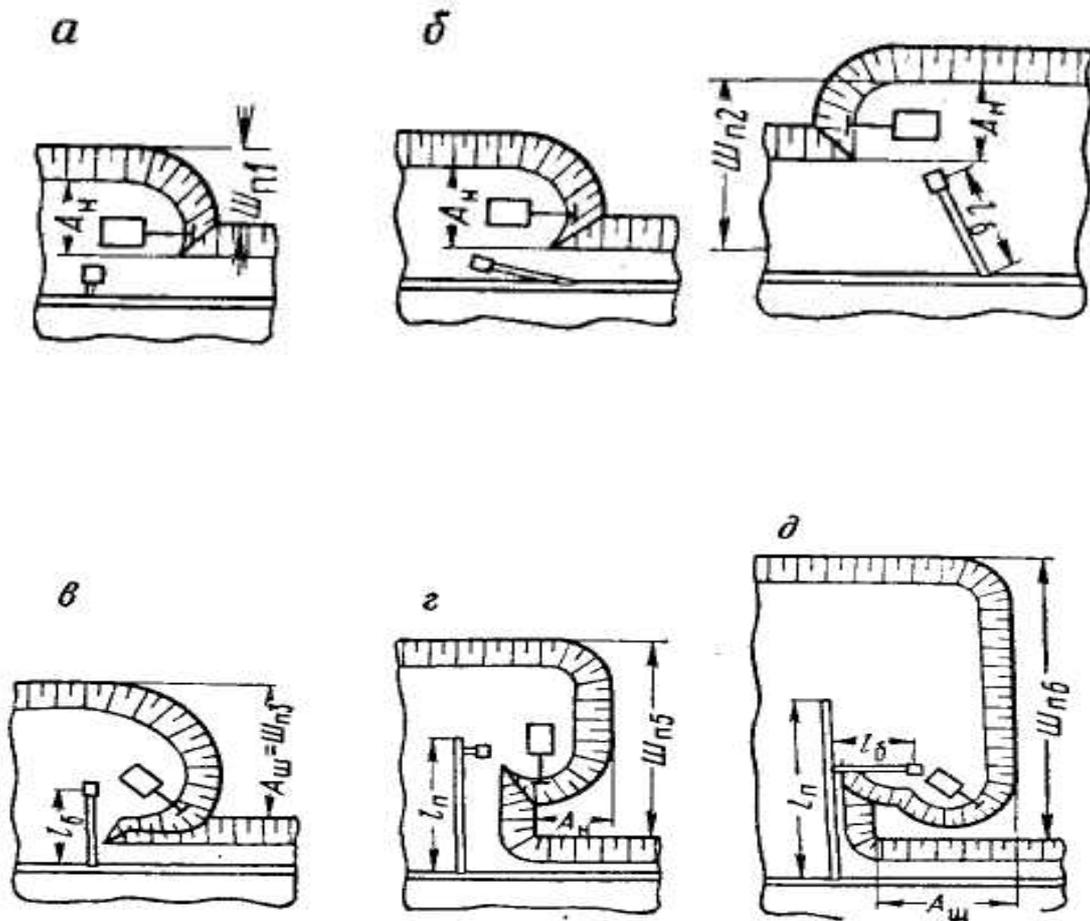


Рис. 6.3. Типы сквозных заходок при погрузке породы мехлопатов на конвейер

Таблица 6.1

**Параметры заходок и панелей при использовании перегружателей  
(по Г.Р.Буткевичу)**

Схема (рис. 6.3)	Ширина панели $\text{Ш}_{п}$ , м	Расчетная длина, м	
		бункер питателя с консольным конвейером $l_6$	перегружателя $l_{п}$
а	$\text{Ш}_{п1} = A_H = (1,5 - 1,7)R_{ч.у}$	-	-
б	$\text{Ш}_{п2} = (2 - 3)A_H$	$l_6 = \text{Ш}_{п2} + C_6 - 2R_{ч.у}$	-
в	$\text{Ш}_{п3} = A_{ш} = 2(R_{ч.у} + R_P) \approx 4,5R_{ч.у}$	$l_6 = 0,5\text{Ш}_{п3} + C \approx 2,25R_{ч.у} + 2,5$	-
г	$\text{Ш}_{п4} = l_{п} + R_P + R_{ч.у} - C = l_{п} + 2,25R_{ч.у} - 2,5$	-	$l_{п} = \text{Ш}_{п4} + C - 2,25R_{ч.у}$

д	$Ш_{П5} = l_{П} + 4,5R_{ч.у} - C$	$l_{\delta} = 2,25R_{ч.у} + 2,5$	$l_{П} = Ш_{П5} + C - 4,5R_{ч.у}$
---	-----------------------------------	----------------------------------	-----------------------------------

**Примечание.**  $C_{\delta}$  - ширина бермы между откосом уступа и забойным конвейером для размещения бункера – питателя,  $C$  - минимальное расстояние от нижней бровки уступа до оси забойного конвейера, м ( $C = 2,5м$ ).

Все рассмотренные случаи увеличения ширины заходок и панелей принципиально возможны и при погрузке мехлопатами горной массы в средства железнодорожного транспорта через промежуточные бункера – питатели и конвейерные перегружатели.

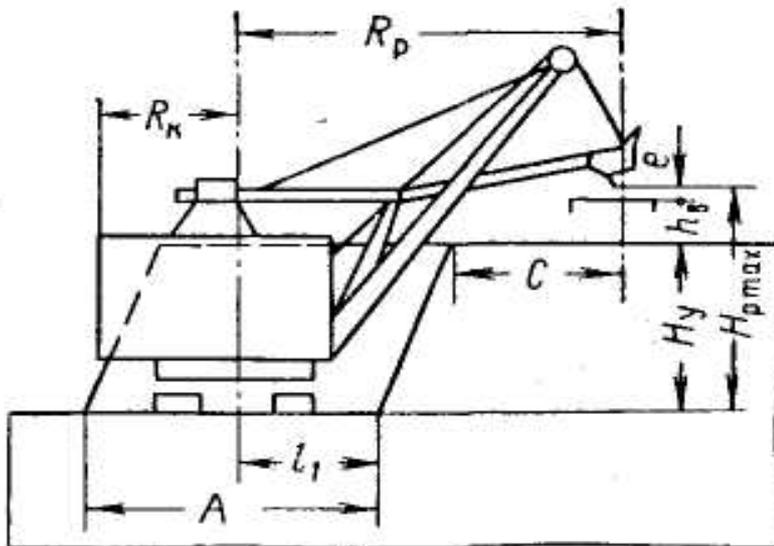
Верхняя погрузка в торцовом забое сквозной заходки мехлопатой с удлиненным рабочим оборудованием чаще применяется при железнодорожном транспорте. Заходки обычно нормальные, ширина их определяется также, как при нижней погрузке (рис. 6.4).

Максимальная высота забоя:

по условию использования максимальной высоты разгрузки

$$H_{у} = H_{р\max} - h_{в} - e, \text{ м}, \quad (6.1)$$

где  $h_{в}$  - высота транспортного сосуда от кровли уступа, м;  $e$  - безопасный зазор между кузовом и ковшом в момент разгрузки ( $e = 0,5 \div 0,7м$ );



**Рис. 6.4. Забой мехлопаты при верхней погрузке**

по условию полного использования радиуса разгрузки

$$H_{у} = (R_{рн} - R_{ч.у} - C)tg\alpha, \text{ м}, \quad (6.2)$$

где  $R_{рн}$  - радиус разгрузки при максимальной ее высоте, м;  $C$  - безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки уступа ( $C = 2,5 \div 3м$  и более);  $\alpha$  - угол откоса уступа, градус.

В устойчивых породах, когда  $\alpha=60\div70^\circ$ , высота уступа ограничивается высотой разгрузки, а в мягких породах – радиусом разгрузки. Иногда для увеличения высоты уступа целесообразно применять узкие заходки. Для этого уменьшают ширину внутренней части заходки  $l_1$  до величины

$$l_1 = R_{PH} - H_y \operatorname{ctg} \alpha - C, \text{ м} \quad (6.3)$$

При этом должно соблюдаться условие  $l_1 \geq R_K + m$ .

Тупиковые эксплуатационные заходки при железнодорожном транспорте применяют иногда при узких рабочих площадках, что не является нормальным. При автомобильном транспорте разворот автомашин может осуществляться в выработанном пространстве тупиковых широких заходов ( $A_{шт} = 40\div60\text{м}$ ); поэтому их довольно часто применяют в период разгона верхних уступов карьера после временной консервации, отгона нижнего уступа для нарезки следующего горизонта и т. д.

Применяют тупиковые широкие заходки и при конвейерном транспорте. Забойный конвейер устанавливают в выработанном пространстве заходки и по мере подвигания забоя периодически удлиняют с перемещением бункера – питателя. Ширина панели – широкой продольной заходки при использовании бункера – питателя без консоли (рис. 6.5, а), с консольным конвейером или перегружателем (рис. 6.5, б) определяется также, как и при выемке широкими сквозными заходками (см. табл. 6.1).

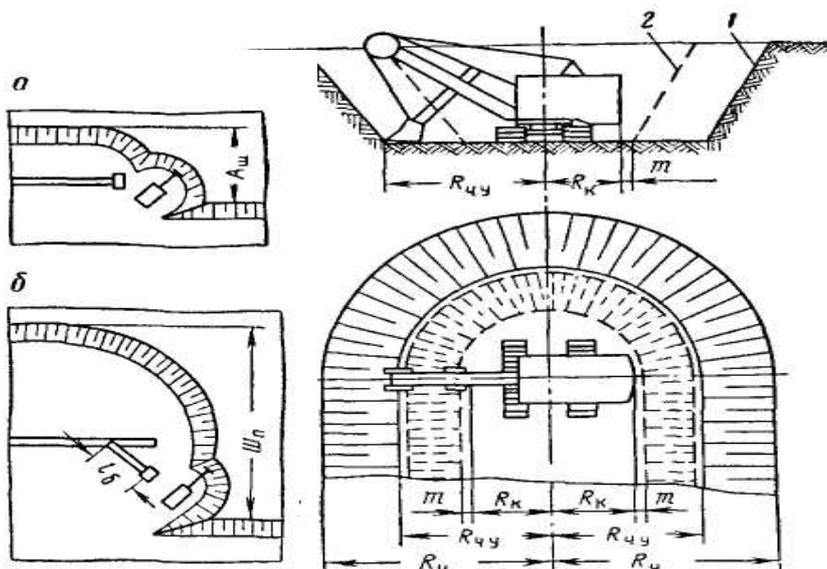


Рис. 6.5. Тупиковые широкие заходки при выемке мягких пород мехлопатой с погрузкой на конвейер

Траншейный забой является разновидностью торцевого забоя при проведении траншей. При любом виде транспорта в сквозных или либо тупиковых заходках по условиям экскавации нормальная ширина траншейного забоя  $A_{н.тр} = 2R_{ч.у}$ , а минимальная ширина узкого забоя  $A_{у.тр} = 2(R_K + m)$ .

Фактическая возможная ширина траншей определяется с учетом размещения транспортного оборудования.

### **Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами.**

Забоем карьерной мехлопат обычно является весь торец развала или его часть (рис. 6.7). Профиль забоя изменяется вследствие осыпания породы. Высота забоя конкретного экскаватора  $H_3$  зависит от кусковатости и связности взорванной породы. В сыпучих мелкозорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения,  $H_{3\max} = (2,5 \div 2,7) H_{q\max}$ , где  $H_{q\max}$  - максимальная высота черпания экскаватора. В связно - сыпучих мелкозорванных и сыпучих породах средней кусковатости  $H_{3\max} = (1,05 \div 1,15) H_{q\max}$ . В связных и крупнокусковых породах  $H_3 \leq H_{q\max}$ .

Ширина панели (продольный заходки по целику) соответствует ширине взрываемого блока. Число заходов по развалу зависит от его ширины, вида применяемого транспорта и модели экскаватора. На практике ширина развала  $B$  изменяется от  $1,3 H_y$  до  $(5 \div 6) H_y$ .

При железнодорожном транспорте и сотрясательном взрывании плотных и сильнотрещиноватых полускальных пород выемку взорванной породы ведут одной заходкой (рис. 6.8, а). Взрывные работы ведут перед укладкой забойного пути или после его укладки. Шаг передвижки пути и ширина заходки

$$A = B \leq 1,7 R_{qy}, \quad B \leq R_{qy} + R_p - C_1, \text{ м,}$$

где  $C_1$  - расстояние между нижней бровкой развала и осью пути м ( $C_1 = 2,5 \div 3$  м).

При взрывании среднетрещиноватых полускальных пород без подпорной стенки (что характерно для угольных карьеров) развал обычно отрабатывают за две заходки экскаватора (рис. 6.8, б). После отработки первой заходки путь переносят на новую трассу и отрабатывают вторую заходку, после чего взрывают новый блок. Возможная ширина развала по сравнению предыдущим случаем больше на ширине заходки  $A$ , которой равен и шаг передвижки пути. При взрывании сильно- и среднетрещиноватых скальных пород с подпорной стенкой на рудных карьерах выемку взорванных пород ведут двумя - четырьмя заходками также без предварительной разборки путей. Для ограждения путей на подошве уступа часто оставляют специальные породные валы.

При взрывании крупноблочных скальных пород без подпорной стенки ширина развала взорванных пород может достигать 50-70 м. Пути перед взрывом разбирают на звенья и переносят краном за ожидаемую границу развала или, чаще, вывозят на платформах за пределы взрываемого блока. Для уменьшения числа передвижек путей обычно применяют нормальные заходки (до  $1,7 R_{qy}$ ), которые оптимальны по суммарным затратам на экскавацию и транспорт.

При автомобильном транспорте жесткая взаимосвязь между элементами забоя и положением транспортных коммуникаций на уступе отсутствует. Оптимальна ширина заходки намного меньше, чем при железнодорожном транспорте. Для экскаваторов с ковшом емкостью 4-5 м<sup>3</sup> она составляет 5-9 м.

На рудных карьерах по условиям селекции, увеличения объемов взорванной породы и сокращения длины экскаваторных блоков получили распространение сквозные и тупиковые широкие продольные заходки ( $A_{ш} = 40 \div 60$  м) (рис. 6.9, а), а также сквозные поперечные нормальные заходки длиной до 100 м (рис. 6.9, б). Развал взорванной породы при этом в результате применения соответствующих схем взрывания направлен в основном вдоль фронта уступа, т. е. в сторону широкой заходки или вкрест поперечной заходки. Это позволяет не увеличивать ширину рабочих площадок пропорционально ширине взрываемого блока.

При конвейерном транспорте схемы выемки взорванных пород аналогичны применяемым при выемке мягких пород. Погрузка мелко взорванных пород (в основном угля) осуществляется через бункер – питатель с грохотом (чаще колосниковым).

При взрывании скальных пород необходимы передвижные агрегаты. Характерны сквозные продольные нормальные заходки (рис. 6.10, а). При выемке взорванного бурого угля применяются также тупиковые широкие заходки с удлинением забойного конвейера (рис. 6.10, б). При данной схеме необходимы частые перемещения экскаватора, а на удлинение конвейера затрачивается не менее 40-60 мин.

При верхней погрузке взорванных пород мехлопатами с удлиненным оборудованием развал должен отгружаться за один проход экскаватора. Поэтому ширина развала не должна быть больше ширины нормальной заходки ( $B \leq 1,7R_{q,y}$ ), высота уступа (для обеспечения указанной ширины развала)  $H_y = (0,7 \div 1,0) R_{q,y}$ .

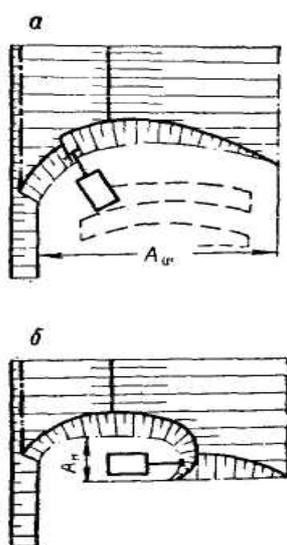


Рис. 6.9. Выемка взорванной породы мехлопатой широкой продольной и поперечными нормальными заходками

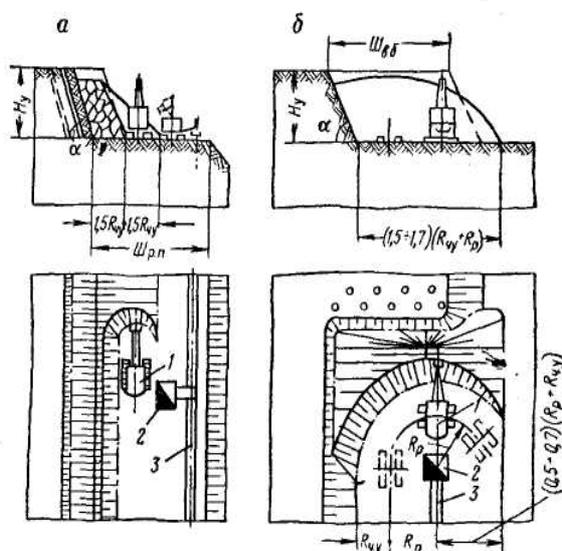


Рис. 6.10. Выемка взорванной породы мехлопатой с погрузкой на конвейер в

сквозной нормальной и тупиковой широкой заходках: 1 - экскаватор; 2 - бункер-дозатор; 3 - забойный конвейер

Возможные типы *траншейных забоев* во взорванных породах те же, что и в мягких. Аналогично определяются и основные размеры таких забоев и траншейных заходок по условиям экскавации.

### **Раздельная выемка мехлопатами**

Раздельная выемка в массиве или развале взорванных пород может быть простой или сложной. Простая раздельная выемка применяется в простых забоях однородных или разнородных заходок. Сложная раздельная выемка производится в сложных забоях.

Способы простой раздельной выемки разделяются на следующие группы: способы, связанные с созданием однородных панелей (в общем случае) или непосредственно однородных заходок (при мягких породах);

способы, связанные с созданием простого забоя в разнородной заходке.

*Однородные панели, врываемые* блоки и заходки при горизонтальном и пологом ( $\alpha \leq 5^0$ ) залегании пластов мощностью  $m_{II} > 2$  м получают путем выделения подступов по каждому пласту и породному прослою. Погрузка нижняя или верхняя, если позволяют параметры обычной мехлопаты. При маломощных горизонтальных и пологих пластах ( $m_{II} = 0,5 \div 2$  м) часто выемку экскаватором в первой заходке ведут с промежуточным штабелированием горной массы (иногда двух-трехкратным), которую отгружают при отработке второй-третьей заходки (рис. 9.11, а). В этих же условиях, а также при наклонном падении пластов в ряде случаев полезное ископаемое и вскрышные породы перемещают и складировывают в штабели бульдозерами, а из штабелей погрузка производится мехлопатой (рис. 6.11, б).

Раздельная выемка пластов пологого падения при  $\alpha > 5^0$  чаще всего ведется двумя-тремя заходками по высоте уступа с опережающей отработкой верхних заходок и смещением их в плане (рис. 6.11, в).

При наклонном и крутом падении маломощных пластообразных залежей применяются несколько способов создания однородных заходок со стороны висячего борта залежей для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Раздельная выемка путем создания однородных продольных сквозных заходок непосредственно в массиве или после взрывания однородных блоков отдельно по полезному ископаемому и породе возможна при отработке уступа со стороны висячего бока пласта и направления заходок по простиранию пласта (рис. 6.11, г).

Взрывные скважины (если производится взрывание) располагают по контакту залежи с вмещающими породами или только в последних. В первом случае при согласном падении трещин и откоса уступа после выемки пустых пород происходит обрушение пласта, заоткошенного под углом его падения ( $45-90^0$ ), и длина экскаваторного блока должна быть резко сокращена. При

опережающем взрывании только породных блоков повышается устойчивость всяческого бока пласта.

При отработке уступа со стороны лежачего бока пласта однородные заходки по породе и полезному ископаемому могут быть созданы путем проходки опережающей разрезной траншеи по вмещающим породам со стороны всяческого бока пласта (рис. 6.11, д). Проходка такой траншеи осуществляется прямой мехлопатой или драглайном; может быть использована и обратная мехлопата.

Если фронт работ уступа не совпадает с простиранием пласта, в пределах добычного блока могут применяться диагональные однородные заходки (рис. 6.11, е) или фронт работ искривляется соответственно залеганию пластов. Диагональные заходки и опережающие траншеи возможны при широких рабочих площадках уступа.

*Однородные заходки по развалу* создаются после взрывания разнородных и сложноразнородных блоков, если выделить однородные панели, блоки и заходки по целику затруднительно или невозможно; при этом желательно разделение полезного ископаемого и пород в процессе взрыва.

При взрывании разнородных блоков и выемке развала на всю высоту применяются узкие, нормальные или переменной ширины однородной заходки (рис. 6.11, ж). Минимальная ширина заходки при железнодорожном транспорте из условия безопасной разгрузки  $A_{v\min} = (0,6 \div 0,8) R_{q,y}$ .

В ряде случаев подготовку горизонта ведут широкой разрезной траншеей с включением в ее контур маломощного пласта. После взрывания разнородного траншейного блока производится опережающая выемка породы и отработка полезного ископаемого отдельной продольной или короткими поперечными заходками (рис. 6.11, з).

При взрывании сложноразнородных блоков и размещении полезного ископаемого и породы в разных частях развала по высоте производится разделение развала на две-три подступа, которые отрабатываются отдельными однородными заходками (рис. 6.11, и).

*Выемка в простых забоях разнородных заходов* возможна как из массива, так и развала. При разработке наклонных и крутопадающих маломощных пластов все способы этой группы сводятся к выемке простым забоем со стороны всяческого бока пласта.

При расположении фронта работ уступа вкрест простирания пласта или свиты пластов и подвигания забоя со стороны всяческого бока производится попеременная выемка полезного ископаемого и пород в процессе отработки нормальной заходки.

При диагональном расположении фронта работ относительно простирания пласта и подвигания забоя со стороны его всяческого бока стремятся выемку вести в широкой продольной заходке (рис. 6.11, к). Если при тех же условиях вскрышной забой подходит к пласту со стороны его лежачего бока, для простой раздельной выемки необходимо создать дополнительный забой со стороны всяческого бока пласта (рис. 6.11, л), для чего осуществляются холостой перегон экскаватора, нарезка «кармана» с всяческого бока пласта, выемка угля,

последующая выемка породы у лежачего бока и, после второго перегона экскаватора, - отработка оставшейся части заходки.

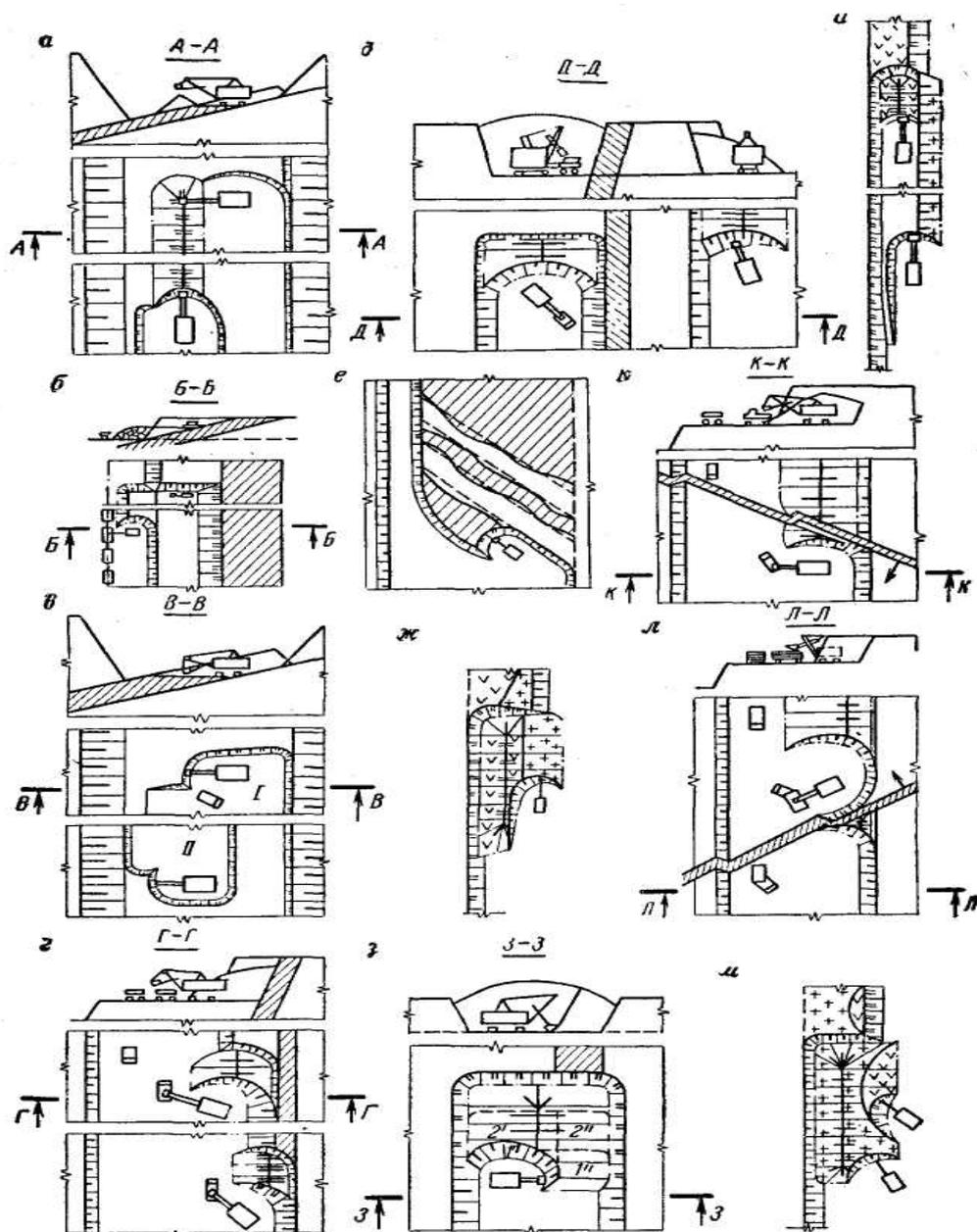


Рис. 6.11. Схемы простой раздельной выемки: 1', 1'', 2', 2'' – последовательность выемки

Выборочная выемка отдельных участков разнородных заходок в массиве или развале чаще всего производится продольным (фронтальным) забоем или комбинацией торцового и продольного забоев (рис. 6.11, м). Такой способ простой раздельной выемки типичен при разработке сложноструктурных рудных залежей. *Сложная раздельная выемка* производится в сложных забоях. Здесь *сортировка* (обособленная выемка и погрузка) осуществляется только по ширине забоя (простая сортировка) или как по высоте, так и по ширине забоя (сложная сортировка), в то время как при простой раздельной выемке сортировку или вообще не ведут (однородная заходка), или ведут только по длине заходки (разнородная заходка). Способы простой сортировки

определяются порядком отработки забоя по ширине. При вмещающих мягких и плотных породах может производиться опережающая траншейная отработка маломощного пласта в контре забоя на величину максимального радиуса черпания экскаватора (рис. 6.12, а). После этого обрабатываются на такую же длину участки забоя по вмещающим породам, а затем цикл повторяется. Такая схема выемки тонких пластов целесообразно при нарезки уступа со стороны лежащего бока залежи, применении автотранспорта и отсутствии взрывных работ. При этом ограничивающим фактором является минимальный угол падения пластов по условиям черпания и устойчивости вмещающих пород.

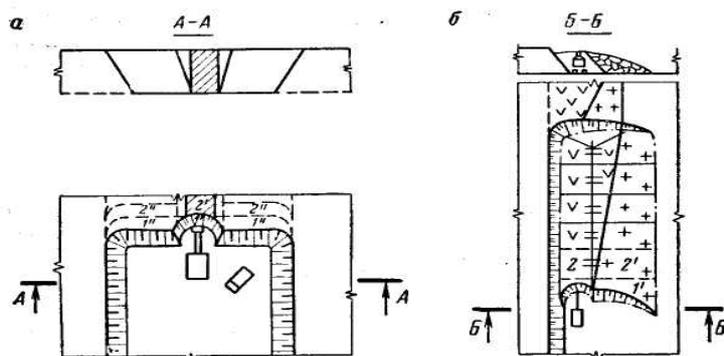


Рис. 6.12. Схемы простой сортировки

Простая сортировка возможна и в развале (рис. 6.12, б), если достигнуто минимальное нарушение структуры массива при крутом залегании пластообразных маломощных залежей или направленное расположение полезных компонентов в развале (при взрывании на сотрясение, с подпорной стенкой, различных методах взрыворазделения и т. д.).

*Основные способы сложной сортировки:* раздельное черпание, управляемое обрушение и комбинированные. Сложная сортировка выполняется в развале и реже в массиве.

*Раздельное черпание* достигается регулированием толщины стружки и степени наполнения ковша и начинается обычно с верхней части забоя (рис. 6.13, а). Способ применяют при отработке невысоких забоев в сыпучих породах ( $H_3 < H_4$ ) с преимущественным разделением разнотипных компонентов по высоте забоя.

*Управляемое обрушение* производится подработкой нижней части забоя в порядке, зависящим от расположения полезного ископаемого в развале. Чаще всего в нижней части забоя создают в шахматном порядке лоткообразные выемки, в которую обрушают горную массу из верхней части забоя, отгружают ее и затем обрабатывают выступы между выемками (рис. 6.13, б). Этот способ в основном применяют в связных и связно-сыпучих породах при сравнительной однородности руды в верхней и нижней частях забоя.

*Комбинированные способы,* применяемые в забоях со сложной перемежаемостью руды и породы, представляют собой сочетание раздельного черпания с управляемым обрушением или одного из этих способов со способами простой раздельной выемки или простой сортировки (выделением

подуступов на отдельных участках заходки, обработкой узкими заходками, траншейной выемкой отдельных участков развала), а также сортировкой по фракциям, выделением разнотипных и разносортных полезных ископаемых и пустой породы с временным обособленным складированием в виде конусообразных штабелей в призабойном пространстве.

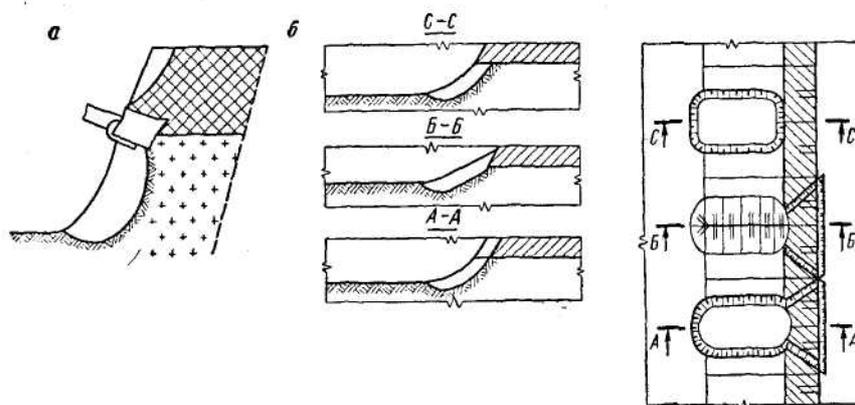


Рис. 6.13. Схемы сложной сортировки

Время ожидания транспортных средств используют для предварительной подготовки и сортировки горной массы в забое.

Специальными приемами сложной сортировке являются:

черпание стружками различной толщины – толстой (0,9-1,2 м и 1,2-1,5 м при  $E=4\div 8\text{ м}^2$ ), тонкой (15-40 см), переменной (15-80 см); черпание в верхней и средней частях забоя; черпание отдельными ковшами, попеременное черпание пород различной трудности экскавации;

обрушение подработкой, обрушение через открытый ковш, в закрытый ковш, на заполненный ковш, пятой ковша и др.

*Потери и разубоживание* полезного ископаемого при зачистке, из-за несовпадения траектории черпания ковша экскаватора с контактами залежи и вмещающими породами, а также при погрузке.

Кондиционное качество добытого полезного ископаемого при сложной раздельной выемке достигается: правильным выбором способа, приемов сортировки и порядка забоя к забоя, тщательной подготовкой забоя к взрыву, взрыворазделением компонентов, установкой экскаватора возможно ближе к забою.

Потери и разубоживание полезного ископаемого уменьшаются при использовании мехлопат с небольшой емкостью ковша (до  $4-5\text{ м}^3$ ), применении поворотных ковшей, уменьшении высоты уступа и выделении подуступов. При автомобильном транспорте достаточно просто создаются однородные заходки и существенно расширяется область применения способов простой раздельной выемки. При сложной раздельной выемке применение автомобильного транспорта облегчает и улучшает сортировку горной массы, позволяя наиболее выгодно установить экскаватор в забое, исключить или ограничить промежуточное штабелирование.

В целом раздельная выемка сложноструктурных залежей повышает качество добываемого полезного ископаемого и снижает его потери, но усложняет организацию подготовки и выемки, снижает производительность экскаватора, повышает себестоимость добычи.

## ВЫЕМКА ПОРОД МНОГОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

### План:

1. Разработка горных пород роторными экскаваторами
2. Разработка горных пород многоковшовыми цепными экскаваторами
3. Производительность экскаваторов непрерывного действия.

**Опорные слова:** фронтальный забой, торцевой забой, роторный экскаватор, многоковшовый экскаватор, теоретическая производительность, техническая производительность, эксплуатационная производительность.

### Разработка горных пород роторными экскаваторами

Роторные экскаваторы являются самыми производительными машинами, их производительность достигает 12 тыс. м<sup>3</sup>/ч. Они предназначены для разработки мягких, а при повышенных удельных усилиях резания (8,3—13,7 Н/см) — плотных пород и углей. Первый роторный экскаватор был построен в Германии в 1916 г. Рабочий орган экскаватора представляет собой стрелу с роторным колесом диаметром от 2,5 до 21,6 м с ковшами различной емкости — до 6,3 м<sup>3</sup> с жестким и гибким днищем. Жесткое днище может быть сплошным и перфорированным. Гибкое днище изготавливается из цепей или своего рода кольчуги для предотвращения налипания на него пород. Принцип работы заключается в снятии стружки ковшами роторного колеса при его вращении и перемещении в вертикальной и горизонтальной плоскостях. При достижении критической скорости вращения роторного колеса (до 5 м/с) порода при достижении ковшом верхнего сектора под действием собственного веса скатывается на конвейер стрелы, расположенной сбоку роторного колеса, а с него через перегрузочное устройство — на конвейер погрузочной консоли.

При сверхкритической скорости вращения роторного колеса, когда центробежные силы затрудняют гравитационную разгрузку ковшей, конструкцией колеса предусматривается принудительная разгрузка.

Экскаваторы больших моделей для уменьшения потери времени на передвижку в забое имеют выдвижную стрелу, которая обеспечивает отработку забоя на 20—31 м с одного положения. Экскаваторы с жестко закрепленной стрелой после отработки забоя на величину радиуса колеса, обеспечивающего эффективное наполнение ковшей при экскавации, должны перемещаться на это расстояние к забою для проведения следующего цикла.

Экскаваторы малых и средних моделей имеют двух-гусеничный ход, мощные экскаваторы имеют сложные по конструкции многогусеничные ходовые устройства с трех- или четырехточечной опорной системой или шагающее-рельсовый ход. Роторные экскаваторы, предназначенные для работы в комплексе с транспортно-отвальным мостом, выпускаются на рельсовом ходу. Ряд экскаваторов производства ЧССР имеет шагающий ход. Экскаваторы больших моделей для уменьшения потери времени на

передвижку в забое имеют выдвижную стрелу, которая обеспечивает отработку забоя на 20— 31 м с одного положения. Экскаваторы с жестко закрепленной стрелой после отработки забоя на величину радиуса колеса, обеспечивающего эффективное наполнение ковшей при экскавации, должны перемещаться на это расстояние к забою для проведения следующего цикла.

Экскаваторы малых и средних моделей имеют двух-гусеничный ход, мощные экскаваторы имеют сложные по конструкции многогусеничные ходовые устройства с трех- или четырехточечной опорной системой или шагающее-рельсовый ход. Роторные экскаваторы, предназначенные для работы в комплексе с транспортно-отвальным мостом, выпускаются на рельсовом ходу. Ряд экскаваторов производства ЧССР имеет шагающий ход. Работа роторных экскаваторов предусматривается в основном с конвейерным транспортом или с отвалообразователем.

Основное производство в мире роторных экскаваторов сосредоточено в СНГ, ГДР, ЧССР и ФРГ. Ряд экскаваторов, выпускаемых в СНГ, имеет производительность от 500 до 11 200 м<sup>3</sup>/ч, в ГДР — от 690 до 11000 м<sup>3</sup>/ч, в ЧССР — от 1250 до 10 000 м<sup>3</sup>/ч с нормальным и повышенным усилием резания. В ГДР и ФРГ наряду с традиционной канатной гидравлической системой управления стрелой выпускаются полностью гидрофицированные экскаваторы для добычных работ. Параметры роторных экскаваторов и технология разработки забоев зависят от горнотехнических условий карьера, вида транспорта в комплексе и его конструктивных параметров.

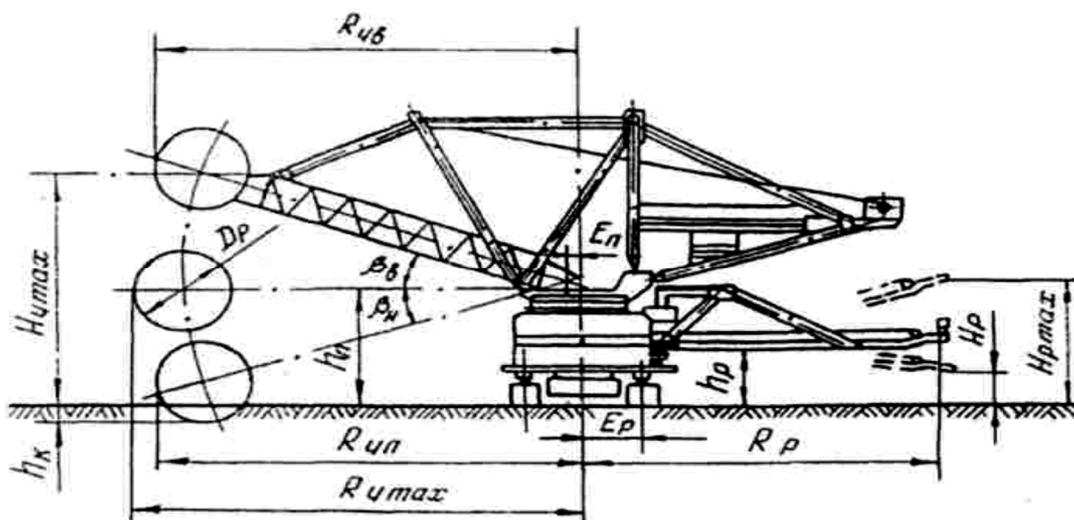


Рис 7.1.. Рабочие параметры роторных экскаваторов

Основными технологическими параметрами роторных экскаваторов являются (рис. 7.1): высота черпания  $H_ч$ , глубина черпания  $h_ч$ , радиус черпания максимальный  $R_{макс}$ , радиус черпания минимальный  $R_{мин}$ , величина выдвижения стрелы  $L$ , радиус разгрузки  $R_р$ , высота разгрузки максимальная  $H_{макс}$ , высота разгрузки минимальная  $H_{мин}$ , диаметр роторного колеса  $D$ .

Высота обрабатываемых подступов выше и ниже уровня стояния экскаватора определяется конструктивными возможностями экскаватора. Они

ограничивают ей максимально Допустимым углом наклона стрелы: при верхнем черпании  $27^\circ$ , при нижнем —  $18^\circ$ . Эти величины указываются в его технической характеристике. Максимальная высота верхнего черпания современных карьерных роторных экскаваторов — 53,5 м, нижнего — 25 м. Наиболее высокая производительность экскаватора при максимальной высоте уступа достигается за счет сокращения времени на передвижку экскаватора. Работа роторного экскаватора с верхним и нижним черпанием без изменения направления вращения роторного колеса (рис. 25, а и б) позволяет сократить время на передвижку экскаватора и повысить его.

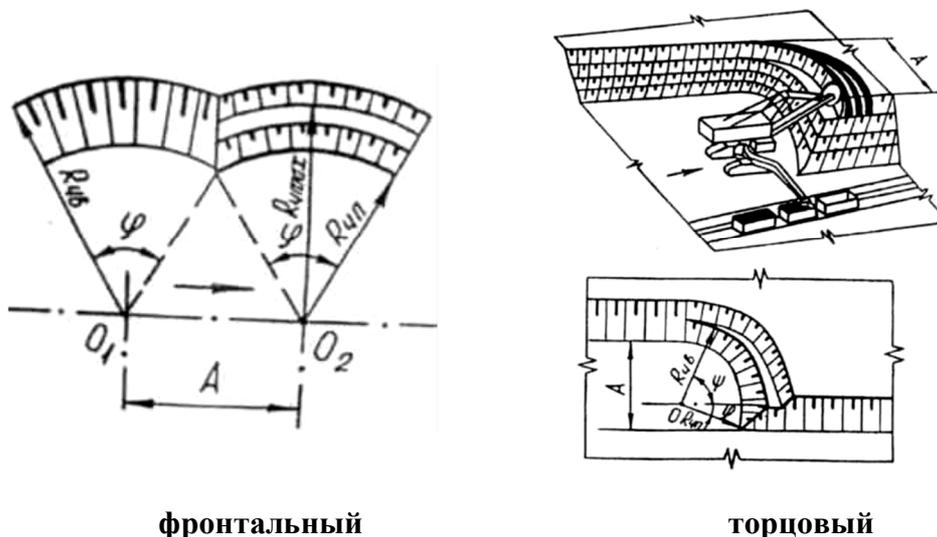


Рис. 7.2. Забой роторных экскаваторов

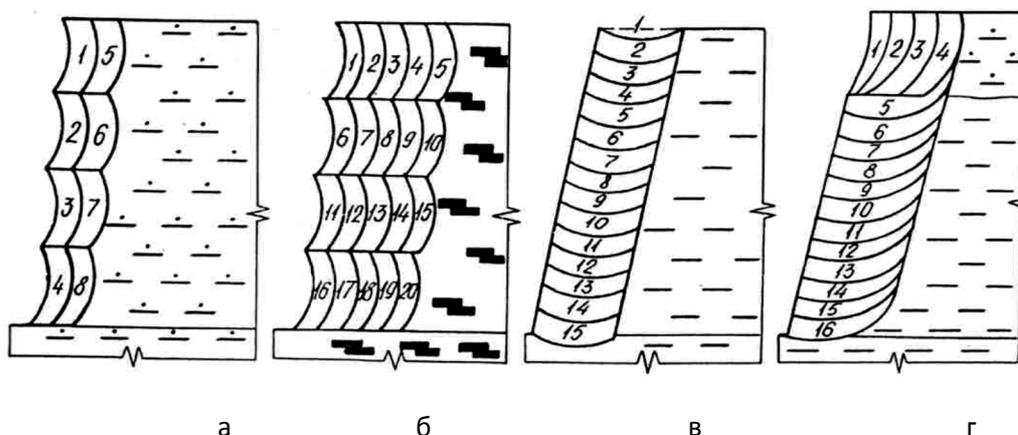
Ширина заходки роторного экскаватора зависит от схемы его работы. При отработке горизонтов торцевым забоем без перегружателя ширина заходки  $B$  (м) определяется минимальным радиусом черпания  $R_{min}$  и рабочим углом поворота экскаватора.

При большой ширине заходки повышается эффективность работы экскаватора за счет уменьшения затрат времени в работе экскаватора на передвижку, что при большой производительности (5—12 тыс. м<sup>3</sup>/ч) имеет существенное значение. Кроме того, увеличение ширины заходки сокращает затраты и время на передвижку конвейера. С этой целью используют технологическую схему работы роторного экскаватора с перегружателем, позволяющую удвоить или утроить ширину обрабатываемой полосы по фронту, или последовательно осуществляют верхнюю и нижнюю отработку горизонта. Однако переход с верхнего черпания на нижнее требует перестройки роторного колеса.

Роторные экскаваторы, работающие в комплексе с транспортно-отвальными мостами на рельсовом ходу, обрабатывают массив фронтальной заходкой горизонтальными слоями на глубину 0,5—0,75 диаметра роторного колеса или блока, периодически передвигаясь по фронту на ширину забоя (м).

Для производительности роторного экскаватора важное значение имеет порядок разработки забоя. Роторное колесо при перемещении стрелы в

горизонтальной плоскости экскавирует горную породу стружками толщиной  $t=0,34-0,5$  м и высотой  $(0,4-0,7) D$ .



**Рис. 7.3.Схемы выемки пород роторными экскаваторами**

**а** - вертикальными однорядными стружками; **б** - вертикальными многорядными стружками; **в** - горизонтальными стружками; **г** - комбинированным способом

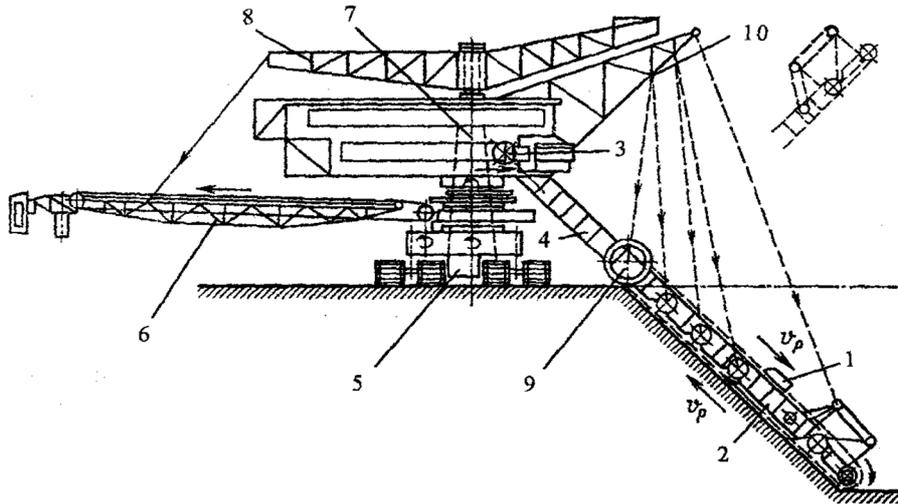
Стружка в плане у экскаватора с невыдвижной стрелой имеет серповидную форму, а у экскаватора с выдвижной стрелой — концентрическую. Вследствие того, что толщина стружки постоянна почти по всему периметру, производительность экскаватора во втором случае выше. Последовательность снятия горизонтальных стружек в цикле разработки забоя с одного положения экскаватора может быть различной:

сверху вниз (рис. 7.3), затем экскаватор перемещается к забою или выдвигается стрела и цикл повторяется. Эта схема применяется при разработке плотных горных пород; слоями в горизонтальной плоскости на полную величину выдвижения стрелы (рис. 7.3, в) при разработке плотных пород; сверху вниз, но с увеличенной до  $(0,5-0,7) D$  глубиной захвата роторным колесом (рис. 7.3, в) при разработке рыхлых горных пород; комбинированная (рис. 7.3, г), в которой плотные; прослойки снимаются стружками в горизонтальной плоскости, а рыхлые — сверху вниз с увеличенной глубиной захвата роторным колесом.

Угол откоса поверхности забоя у экскаватора с невыдвижной стрелой больше, чем у экскаватора с выдвижной стрелой. Режим работы роторного экскаватора на мощных машинах автоматизирован, он заключается в изменении скорости вращения роторного колеса, подачи и скорости поворота стрелы.

### **Разработка горных пород многоковшовыми цепными экскаваторами**

Другим видом машин непрерывного действия для разработки горных пород является многоковшовый цепной экскаватор. Его рабочий орган представляет собой жесткую или шарнирно-сочлененную раму, поддержки



**Рис. 7.4. Конструктивная схема цепного экскаватора**

1 – ковш; 2 – ковшовая рама; 3 – приводная звездочка цепи; 4 – приемный желоб; 5 – нижняя рама; 6 – отвальная консоль; 7 – центральная колонна; 8 – стрела подвески отвальной консоли; 9 – роторное колесо для подборки породы; 10 – подвеска ковшовой рамы

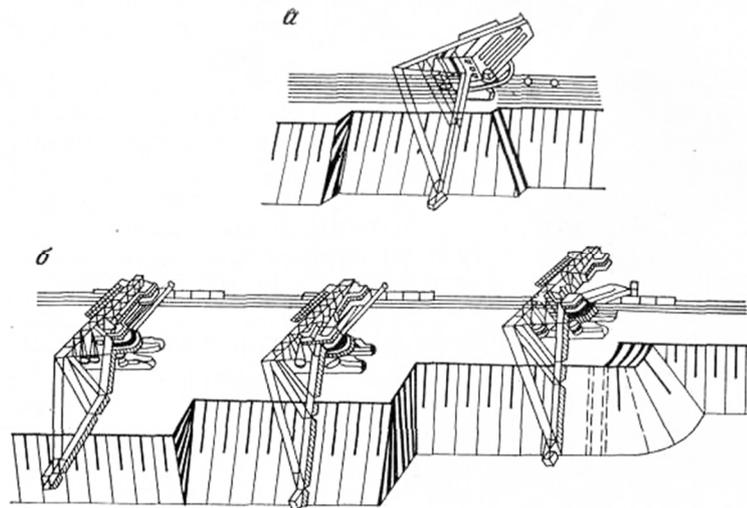
Принцип работы рабочего органа заключается в том, что при перемещении по поверхности уступа каждым ковшом срезается стружка, заполняя его. При сгибании верхнего барабана порода из ковша разгружается в бункер, а оттуда поступает в вагоны или на конвейер.

Нижнее черпание применяется для разработки пород вскрыши и полезного ископаемого. Верхнее, черпание применяется для вскрышных работ в сочетании с железнодорожным транспортом, транспортно - отвальным мостом или в конструкциях экскаваторов, которые применяются одновременно для производства вскрышных (верхнее черпание) и добычных работ (нижнее черпание).

Большая часть многоковшовых экскаваторов, предназначенных для вскрышных работ, изготавливается на рельсовом ходу одно- или двухпортальными для подачи железнодорожного транспорта под разгрузку. Эскавация породы и погрузка в средства транспорта осуществляются одновременно при перемещении экскаватора вдоль фронта уступа. Добычные многоковшовые экскаваторы имеют гусеничный или шагающий ход.

Основные технологические параметры многоковшовых цепных экскаваторов — это глубина черпания  $l_c$ , высота черпания  $H_c$  и длина разгрузочной консоли  $l$ .

Технология разработки забоев многоковшовыми цепными экскаваторами зависит от горнотехнических условий карьера и вида транспорта. Выемка породы может производиться в торцевом забое или с откоса уступа (рис. 7.7.).



**Рис. 7.8. Порядок отработки забоя многоковшовыми цепными экскаваторами:**  
**а** — на рельсовом ходу; **б** — на гусеничном

Схема работы цепного экскаватора с верхним черпанием с планирующим звеном заключается в следующем. Экскаватор перемещается вдоль забоя блока по челноковой схеме. В конце каждого прохода ковшовая рама опускается на величину, равную толщине срезаемой стружки. Черпание продолжается до тех пор, пока планирующее звено не займет горизонтальное положение.

Экскаваторы на гусеничном ходу могут экскавировать породу как с откоса уступа вдоль фронта работ, так и в торцевой заходке. Максимальная ширина торцевой заходки равна  $(3-3,5)A$  - при нижнем черпании и  $(d,5-4,0)h$  — при верхнем. Чередование процесса экскавации и передвижки такое же, как у экскаваторов с рельсовым ходом.

Высота обрабатываемого уступа определяется конструкцией экскаватора и указывается в технической характеристике как глубина или высота черпания и для современных экскаваторов составляет от 12 до 33 м. Скорость движения ковшовой цепи, как правило постоянная.

Толщина стружки регулируется опусканием рамы рабочего органа экскаватора.

При разработке горизонта неповоротным экскаватором возникает проблема сокращения фронта работ на величину расстояния между ковшовой рамой и корпусом самого экскаватора. Для сохранения длины фронта работ применяют дополнительную технику, например драглайн, который, разрабатывая породу, перемещает ее к забою многоковшового экскаватора.

### **Производительность экскаваторов непрерывного действия.**

Техническая производительность экскаваторов непрерывного действия зависит от емкости ковшей, количества разгрузок их в единицу времени, свойств горных пород и режима работы экскаватора.

*Эксплуатационная производительность* зависит от организации работы экскаватора, его технического состояния, системы обслуживания и транспортного обеспечения. Эти факторы учитываются коэффициентом

использования экскаватора  $\kappa_{и}$ . Чем выше организация работы экскаватора, лучше система обслуживания и транспортное обеспечение, тем выше коэффициент использования экскаватора.

В общем виде производительность экскаватора:

*теоретическая* ( $\text{м}^3/\text{ч}$ )

$$Q_{tt} = 60Ev;$$

*техническая* ( $\text{м}^3/\text{ч}$ )

$$Q_t = Q_{tt}k_a;$$

*эксплуатационная* соответственно за смену ( $\text{м}^3/\text{смену}$ ) и за год ( $\text{м}^3/\text{год}$ );

$$Q_{см} = Q_t T k_{и}; \quad Q_r = Q_{см} n N.$$

где  $E$  — емкость ковша,  $\text{м}^3$ ;  $v$  — число разгружаемых ковшей в минуту;  $k_a$  — коэффициент экскавации (для многоковшовых экскаваторов величина  $k_a$  составляет от 0,8 для аргиллитов до 1,15 для супесей; для роторных — от 0,64 для глин до 0,85 для супесей);  $T$  — длительность смены, ч;  $k_{ис}$  — коэффициент использования экскаватора в течение смены (при конвейерном транспорте  $k_{и}$  —  $0,8^{0,9}$ , при железнодорожном  $k_{и} = 0,7 \div 0,85$ , при автомобильном  $k_{и} = 0,84 \div 0,85$ );  $Q_{см}$  — число смен в сутки;  $N$  — число рабочих дней экскаватора в течение года.

При расчёте годовой производительности экскаватора непрерывного действия необходимо учитывать климатические зоны, в которых в период низких температур затрудняется или делается совершенно невозможной работа экскаваторов. Ориентировочно длительность сезона можно принимать: для южных районов — от марта до декабря (5000 ч), для районов средней полосы — от апреля до ноября (4500 ч), для северных районов — с мая по октябрь (4000 ч). Зимнее время используется для ремонта экскаваторов и подготовки оборудования для интенсивной его эксплуатации в рабочий сезон.

## ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ ТРАНСПОРТОМ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ.

### План:

1. Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия.
2. Перемещение горной массы конвейерным транспортом.
3. Технологические схемы конвейерного транспорта.
4. Производительность конвейерного транспорта.

**Опорные слова:** транспорт непрерывного действия, транспорт циклического действия, подъёмный конвейер, забойный конвейер, магистральный конвейер, отвальный конвейер

### Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия

Перемещение карьерных грузов является наиболее энергоёмким и, следовательно, дорогим производственным процессом на карьерах. Из общих затрат на открытую горную разработку месторождений на долю транспорта приходится 60—70 %.

Исходя из существа открытых горных разработок перемещению подлежат пустые породы, полезное ископаемое, некондиционное полезное ископаемое и материалы для производства горных работ.

По виду перевозимого груза и направлению на карьере формируются *грузопотоки* вскрышные и полезного ископаемого. Грузопотоки берут начало в забоях и оканчиваются на отвалах пустых пород, некондиционных руд или на складах полезного ископаемого.

Перемещение на карьере отличается большой специфичностью, которая заключается:

в постоянстве направления перемещения грузов и относительной стабильности расстояния перемещения в течение определенного периода;

в большой интенсивности движения;

в сложности трасс перемещения как в профиле, так и в плане, их нестационарности, т. е. необходимости их перемещения вслед за горными работами в карьере и на отвалах;

в очень большом различии свойств перемещаемой горной массы, характеризующейся в скальных породах большим диапазоном плотности, абразивностью, различной кусковатостью, а в мягких породах — влажностью, налипаемостью, но во всех случаях динамическими нагрузками при загрузке.

Для перемещения карьерных грузов используются почти все виды транспорта, которые разделяются по принципу действия:

на непрерывный (конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги);

на циклический (железнодорожный, автомобильный, скиповый, грузоподъемные устройства, конвейерные поезда, пневмоконтейнерный, гравитационный).

Каждый вид транспорта обладает своей специфичностью, поэтому для его эффективного использования, в зависимости от горнотехнических условий, он может применяться в грузопотоках в единственном виде или в комбинации с другим.

В настоящее время наибольшее количество горной массы на карьерах перевозится автомобильным и железнодорожным транспортом.

Транспорт непрерывного действия является наиболее эффективным видом транспорта, обеспечивающим поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Его сочетание с выемочно-погрузочной и отвалообразующей техникой позволяет создавать полностью автоматизированные высокопроизводительные комплексы для разработки горных пород, например, комплексы с роторными и многоковшовыми экскаваторами, с конвейерным транспортом, с транспортно-отвальным мостом или отвалообразователями; гидравлические комплексы из гидромониторов или земснарядов и трубопроводного гидравлического транспорта или драг, которые включают в себя и обогатительное оборудование.

Применение комплексов непрерывного действия для разработки горных пород на карьерах упрощает грузопотоки, повышает степень использования оборудования на карьере.

### **Перемещение горной массы конвейерным транспортом**

Конвейерный транспорт является относительно молодым видом транспорта на карьерах, хотя как вид транспорта для перемещения материалов, особенно сыпучих, используется давно.

Конвейер представляет собой металлическую ферму, в которой в качестве несущего органа используется резиновая лента (ленточные конвейеры), цепь со скребками (скребковый конвейер), пластины (пластинчатый конвейер) или желоба (вибрационный конвейер).

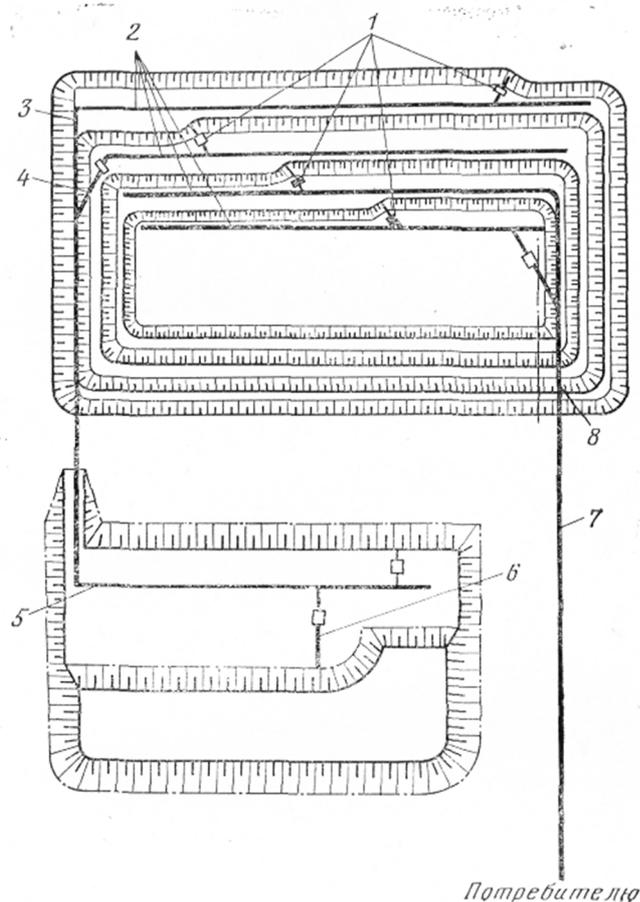
На карьерах для перемещения мягких, дробленых скальных и полускальных горных пород получили распространение ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной породы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством в виде барабанного привода. Лента на своем движении опирается на роликовые опоры, которые, в свою очередь, закреплены на раме конвейера. Для транспортирования мягких горных пород применяются конвейеры с жесткими неподвижными роликоопорами, для скальных и полускальных пород с роликоопорами на гибких подвесках или опирающиеся на специальные тележки.

Для уменьшения нагрузки на конвейерную ленту применяют дополнительные тяговые органы в виде канатов (канатно-ленточный конвейер), цепей, тележек (колесно-ленточный конвейер). В этом случае лента служит только как емкость для размещения горной массы.

Конвейерная линия состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты

и конструктивных особенностей конвейера. Перегрузка горной массы с одного става на другой предусматривается через консоль одного става в бункер другого.

По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на *забойный, сборочный, подъемный, магистральный и отвальный* (рис. 8.1).



**Рис. 8.1. Схема размещения конвейерного комплекса на карьере:**  
 1—роторные экскаваторы; 2—забойные конвейеры; 3—сборочный конвейер; 4—перегрузатель; 5—отвальный конвейер; 6—отвалообразователь; 7—магистральный конвейер; 8—подъемный конвейер

*Забойные конвейеры* располагаются на рабочей площадке уступа, они предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера. Ввиду того, что фронт работ в карьере постепенно подвигается, предусмотрено перемещение забойных секций конвейеров с помощью специальной техники (турнодозеров) или самостоятельно, с помощью гусеничного или шагающего механизма.

*Сборочные (передаточные) конвейеры* располагаются в торцевых частях карьера, они предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику. Сборочные конвейеры перемещаются, как правило, вслед за забойными конвейерами параллельно своей оси, поэтому их передвижка предусматривается по рельсовому пути или гусеничным ходом.

*Подъемные конвейеры* располагаются в нерабочей или временно нерабочей зоне карьера (в траншеях или в подземных наклонных выработках) и предназначаются для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Подъемный конвейер принимает горную массу от сборочного конвейера при обычной конструкции под углом до  $18^\circ$ , а при специальной — до  $50^\circ$  и транспортирует ее по борту карьера на поверхность. Подъемный конвейер имеет более мощный привод и конструкцию, предусматривающие практически стационарное его расположение. Эффективность и безопасность транспортирования скальной горной массы под углом более  $14^\circ$  и мягких горных пород под углом более  $18^\circ$  обеспечиваются рифлением поверхности ленты, использованием прижимной ленты или цепной сетки, которые препятствуют скатыванию материала при движении его под наклоном.

*Магистральные конвейеры* располагаются на поверхности карьера и предназначаются для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого — на обогатительную фабрику или к складам.

*Отвальные конвейеры* располагаются на отвалах. По характеру своей работы они аналогичны забойным конвейерам, т. е. они должны перемещаться вслед за отвальным фронтом. Конструкцией предусмотрена работа их в комплексе, куда входят также перегружатели и отвалообразователи. Перегрузатель выполняет функцию передаточного органа работ экскаватора до забойного конвейера или от забойного конвейера к сборочному с одного горизонта на другой, поэтому он конструктивно выполнен как самоходное устройство на гусеничном или шагающем ходу с приемным устройством и консольным расположением перегрузочного конвейера, который может находиться под любым углом наклона до  $18^\circ$ . В горизонтальной плоскости приемное устройство и перегрузочная консоль могут разворачиваться на  $60^\circ$ .

В конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород входит самоходный приемный бункер с грохотильной или дробильной установкой для приема горной массы от выемочно-погрузочной машины в забое и подготовки ее к транспортированию ленточными конвейерами простым отсевом негабаритных кусков или дополнительным ее дроблением до кондиционного состава.

*Технологическими параметрами* конвейеров являются производительность, длина конвейерного става, угол наклона, мощность привода, при этом также учитываются ширина и скорость движения ленты.

За рубежом наиболее крупные конвейерные комплексы для открытых разработок выпускаются в ГДР, ЧССР, ФРГ и США.

### **Технологические схемы конвейерного транспорта.**

Технологические схемы конвейерного транспорта зависят от горногеологических условий. При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами при параллельном подвигании фронта работ и внутренним отвалообразованием вскрыша от экскаваторов забойными конвейерами подается на сборочный, который

транспортирует ее непосредственно до отвальных конвейеров. Укладка породы во внутренний отвал производится отвалообразователем. Для уменьшения числа передвижений забойных конвейеров используют перегружатели между ними и экскаваторами. В этом случае при одном положении забойного конвейера экскаватор может отработать несколько заходов без остановки для его передвижения.

При разработке подобных месторождений с внешним отвалообразованием порода со сборочного конвейера подается на конвейерный подъемник, расположенный во внутренней или внешней траншее, а далее магистральным конвейером доставляется до отвала.

Схема конвейерного транспорта полезного ископаемого аналогична схеме транспорта с внешним отвалообразованием. Конвейерный подъемник полезного ископаемого может располагаться вместе с породным или в специальной траншее. Магистральным конвейером полезное ископаемое доставляется на обогатительную фабрику, к бункерам погрузочных станций железной дороги или непосредственно потребителю.

Обслуживание конвейерного транспорта заключается в передвижении забойных, отвальных и сборочных конвейеров, а также в периодическом осмотре состояния конвейерных лент, роlikоопор, всех механизмов, средств автоматики и их ремонте.

Перемещение забойных и отвальных конвейерных линий осуществляется турнодозером. Он представляет собой бульдозер, оборудованный роликoвым механизмом, который зажимает закрепленный на шпалах под конвейерным ставом рельс и перемещает его во время продольного хода бульдозера на 0,5—2 м. Передвижение конвейерной линии осуществляется без разборки, но при снятии натяжения ленты.

Турнодозером осуществляется предварительное планирование поверхности трассы перед передвижкой конвейера и всех питающих электрокоммуникаций.

Управление и контроль конвейерными линиями автоматически осуществляется с пульта оператора. Автоматизацией предусмотрены центрирование хода ленты, отключение в случае аварийной ситуации конвейерной линии, последовательный пуск (в обратном направлении движению горной массы) конвейерных ставов.

Автоматизация управления конвейерными линиями обеспечивает производительность труда и повышение надежности работы всех элементов.

### **Производительность конвейерного транспорта**

*Техническая производительность (т/ч)* конвейерного транспорта определяется конструкцией конвейера и свойствами транспортируемой горной массы и зависит от ширины ленты, угла наклона боковых роликoв, скорости движения ленты и свойств транспортируемых горных пород:

$$Q_t = B^2 v \gamma k,$$

где  $B$  — ширина ленты, м;  $v$  — скорость движения ленты, м/с;  $\gamma$  — плотность насыпного груза, т/м<sup>3</sup>;  $k$  — коэффициент, зависящий от угла откоса

материала на движущейся ленте и угла наклона боковых роликов; при угле наклона боковых роликов  $20^\circ$  и углах откоса насыпного груза на ленте  $\alpha = 25, 30, 35, 40, 45^\circ$  соответственно  $A: = 280, 310, 335, 365, 380$ . При увеличении угла наклона боковых роликов до  $30^\circ$  коэффициент  $k$  увеличивается примерно на 15 %.

Для конвейерных подъемников при углах подъема от  $10$  до  $20^\circ$  значение коэффициента  $k$  уменьшается соответственно от 5 до 15%.

*Эксплуатационная производительность* ( $\text{м}^3/\text{смену}$ ) конвейерного транспорта учитывает коэффициент использования  $k_a$  и длительность смены  $T$ :

$$Q_{\text{см}} = Q_t T k_n.$$

Коэффициент использования конвейерного транспорта в течение смены достаточно высок:  $k_n = 0,8 \div 0,9$ . Он учитывает простои или холостой ход во время передвижения экскаватора в забое, остановки во время осмотра и обслуживания конвейерной системы, простои при перемещении отвалообразователя.

*Суточная производительность конвейерного транспорта* зависит от режима работы его в течение суток.

*Месячная и годовая*  $Q_{\text{год}}$  ( $\text{м}^3/\text{год}$ ) эксплуатационная производительность учитывает время простоя конвейерного транспорта во время передвижки забойных отвальных и сборочных конвейеров и время текущих ремонтов:

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где  $n$  — число смен в сутки;  $N$  — число рабочих дней в году.

Создание мощных комплексов непрерывного действия с роторными или многоковшовыми экскаваторами предусматривает широкое развитие конвейерного транспорта.

## ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРОВ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ.

### План:

1. Пути повышения экономичности работы глубокого карьера Мурунтау.
2. Крутонаклонный конвейер КНК-30.
3. Комплекс ЦПТ-руда с комплексом КНК-270

**Опорные слова:** дробильно - перегрузочный пункт, увеличение глубины, крутонаклонный конвейер КНК-30 , КНК-270, ЦПТ,

### Пути повышения экономичности работы глубокого карьера Мурунтау.

Известно, что увеличение глубины карьеров и протяженности трассы подъема в общем расстоянии перевозок отрицательно сказывается на технологических показателях работы большегрузного карьерного автотранспорта. Так, при увеличении глубины карьера Мурунтау от 100 до 400 м производительность автосамосвалов грузоподъемностью 40 и 110 т снизилась соответственно в 2,0 и 2,9 раз. При дальнейшем увеличении глубины карьера до 600 м, попытки стабилизировать основные показатели карьерного автотранспорта путем увеличения грузоподъемности до 136; 170; 190 т дали временные желаемые результаты. В настоящее время глубина карьера Мурунтау составляет более 600 м, а перспективная оценивается в 950...1000 м, что еще более обостряет проблемы транспортировки горной массы из-за больших расстояний откатки.

Одним из главных направлений повышения экономичности работы глубокого карьера Мурунтау является применение ЦПТ на основе комбинированного автомобильного – конвейерного транспорта с использованием технических, технологических и организационных решений по обеспечению проектной мощности, дальнейшего развития поточной технологии с применением крутонаклонных конвейеров, оптимального использования различных видов транспорта в отдельных технологических зонах и этапах разработки карьера.

Общий объем горной массы, выданный по КЛ комплекса ЦПТ с начала эксплуатации (на 01.01.12 г.) составляет около 500 млн. м<sup>3</sup>, в том числе руды разных сортов около 900 млн.т. Удельный вес объемов (руды и вскрышной породы) выданной из карьера с помощью ЦПТ составляет 59,3%, а с горизонтов карьера, имеющих транспортную связь с концентрационными горизонтами более 85,0%. Применение ЦПТ позволило сократить расстояние автоперевозок горной массы по карьеру на 30-40%, снизить высоту её подъема самосвалами на 50-70%, сэкономить затраты на эксплуатацию в сравнении с автомобильным транспортом, уменьшить загазованность в карьере.

Позднее, в 2007 г. для отработки принципиально новых технических решений поточного звена ЦПТ был построен и введен в эксплуатацию опытно-

промышленный дробильно-перегрузочный комплекс с межступным крутонаклонным конвейером.

В состав комплекса входят двухвалковая шнекозубчатая дробилка ДШЗ-



**Рис. 9.1. Комплекс КНК-30**

1300/300 и межступный крутонаклонный перегружатель (крутонаклонный конвейер - КНК-30) (рис. 9.1).

Крутонаклонный конвейер КНК-30 предназначен для подъема горной массы на уступ высотой 30 м с производительностью 2000 м<sup>3</sup>/ч. Он представляет собой двухленточный конвейер типа «сэндвич» с прижимной лентой, способный транспортировать руду под углом 40° к горизонту. Ленты имеют индивидуальный привод. Синхронность движения ленты контролируется датчиками скорости и обеспечивается автоматически за счет изменения электромеханической характеристики двигателей привода прижимной ленты. Рабочая ветвь грузонесущей ленты перемещается по жестким трехроликовым опорам, причем каждый ролик снабжен храповым механизмом, чем достигается односторонность его вращения. Такая конструкция предотвращает сползание грузовой ветви при порыве конвейерной ленты. Удерживание холостых ветвей грузонесущей и прижимной лент от падения обеспечивается двумя ловителями лент клинового типа. Для недопущения схода ленты вбок от продольной оси на грузовой ветви установлены две центрирующие роlikоопоры флюгерного типа. В зоне загрузки на конвейере размещены трехроликовые опоры, футерованные резиной гирляндного типа с амортизаторами. Холостые ветви грузонесущей и прижимной лент перемещаются по V-образным двухроликовым опорам жесткого типа. Давление прижимной ленты на грузонесущую создается за счет веса специальных кареток. Натяжение лент конвейера осуществляется с помощью гидравлических натяжных устройств. Приводные барабаны (диаметр 1250 мм) грузонесущей и прижимной лент футерованы. Отклоняющие барабаны (диаметр 630 мм) снабжены регулировочными винтами. Очистка рабочей поверхности ленты, натяжных и отклоняющих барабанов производится

скребками. На конвейере установлены датчики схода, скорости, натяжения ленты, наполнения бункера, а также кабельтросовые выключатели, индикация которых выведена в кабину управления.

### **Крутонаклонный конвейер КНК-30.**

Применение межступного перегружателя КНК-30 на карьере Мурунтау позволило сократить расстояние откатки руды автотранспортом на 480, высоту подъема на 60 м, приобрести в промышленных масштабах опыт эксплуатации и отработать технологию транспортирования руды на КНК. Годовая эксплуатационная производительность КНК-30 составила в 2007 г. – 1079 т.м<sup>3</sup>, в 2008 г. – 1559 т.м<sup>3</sup> и в 2009 г. до начала демонтажа – 147 т/м<sup>3</sup>.

Технические характеристики межступного перегружателя КНК-30 и дробилки ДШЗ-1300/300 приведены ниже.

Угол наклона, градус	40
Длина конвейера, м	85
Ширина ленты, мм	2000
Скорость движения грузонесущей и прижимной лент, м/с	2,4
Установленная мощность высоковольтного оборудования, кВА	930
Потребляемая мощность, кВт	680
Масса, т	280
Подводимое напряжение, В	6000
Дробилка ДШЗ-1300/300	
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	2000
Максимальный размер принимаемых кусков, мм	1200
Размер кусков дробленого продукта, мм	-300
Частота вращения шнеков, мин-1	23
Мощность привода, кВт	2x315
	<i>Межступный перегружатель</i>
Производительность, м <sup>3</sup> /ч	2000

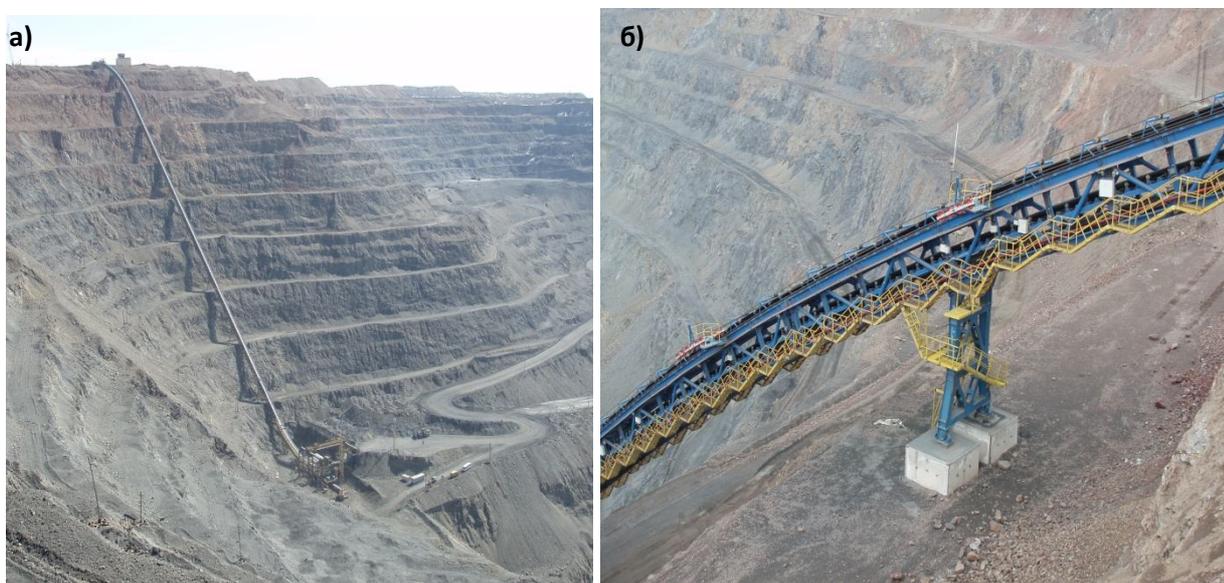
Внедрение КНК-30 позволило приобрести в промышленных масштабах опыт эксплуатации двухленточного конвейера типа «сэндвич» с прижимной лентой, способной транспортировать руду под углом 40<sup>0</sup> к горизонту. Уточнить технологические и конструктивные решения по шнеко-зубчатой дробилке и КНК, а полученные результаты эксплуатации учесть в проекте КНК-270. В период работы КНК-30 с 2007 по 2009 г.г. были уточнены технические решения по оптимизации развития горных работ в IV и V очередях карьера Мурунтау на базе совершенствования технологических процессов и использования в составе комплексов ЦПТ КНК.

### **Комплекс ЦПТ-руда с комплексом КНК-270**

Введенный в эксплуатацию в марте 2011 г. комплекс ЦПТ-руда с комплексом КНК-270 на северо-восточном борту карьера Мурунтау (рис. 2, а) предусматривает применение новых решений на базе опытно-промышленных

образцов крутонаклонного конвейера, дробильно-перегрузочного пункта и погрузчика штабелеукладчика скального ПШС-3500.

Конвейерные секции КНК размещаются на поддерживающих опорах, расположенных на предохранительных бермах (рис. 2, б) отстроенного участка борта карьера. Обслуживание линейных секций предусмотрено специальной радиоуправляемой грузовой ремонтной тележкой, перемещающейся по металлоконструкциям КНК, передвижение обслуживающего персонала вдоль линейных секций КНК предусмотрено по одноканатной маятниковой дороге. Срок строительства крутонаклонного комплекса составил 12 месяцев, пуско-наладка 3 месяца. Весь проект по строительству и запуску комплекса КНК-270 был закончен с опережением графика. Капитальные вложения при строительстве комплекса КНК-270 составили 108963 млн. сум (74,1 млн. долл. США), в том числе на оборудование 78 104 млн. сум, на строительномонтажные работы – 27187 млн. сум. Укрупненная оценка развития ЦПТ в транспортной системе глубокого карьера Мурунтау с применением крутонаклонных конвейеров показывает, что объемы инвестиций на внедрение комплекса КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США/год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта. Внедрение схемы с комплексом КНК-270, при менее низких капитальных вложениях имеет также более низкие текущие затраты на эксплуатацию, связанные со сниженной потребностью в самосвалах, водителях и обслуживающем персонале. Таким образом, комплекс КНК-270 предпочтителен даже в краткосрочной перспективе.



**Рис. 2. Общий вид на комплекс КНК-270 (а), расположение поддерживающей опоры и конвейерной линейной секции КНК на предохранительной берме (б) на предохранительной берме**

Пуск в эксплуатацию нового транспортного комплекса в составе дробильного пункта перегрузки руды, доставляемой автосамосвалами, на крутонаклонный конвейер с высотой подъема 270 м и поверхностного пункта перегрузки руды с конвейеров в железнодорожные составы является наиболее важной вехой в развитии транспортной системы в глубоком карьере Мурунтау

за последнее десятилетие. Комплекс КНК-270 позволяет повысить конкурентность добываемых сырьевых ресурсов открытым способом добычи в сравнении с подземным способом по глубине разработки и полноте использования недр и дает возможность довести глубину карьера по проекту 4-ой очереди до 675 м, а по проекту 5-ой очереди – до 950 м.

Все работы, связанные с выбором положения трассы комплекса КНК-270, оценки устойчивости борта в зоне расположения крутонаклонного конвейера, теоретические расчеты, обоснования параметров и технических характеристик КНК выполнены специалистами Институты «Узгеорангметлити» (г.Ташкент), ВНИПИПТ (г.Москва), УкрНИИпроекта (г.Киев), изготовление оборудования ЗАО «Новокаматорский машиностроительный завод». Характеристика транспортируемой горной массы через КНК и техническая характеристика элементов комплекса КНК-270 в карьере Мурунтау приведены ниже.

#### *Транспортируемая горная масса*

- транспортируемый материал	скальная масса
- гранулометрический состав материала, мм	0-300 (60%)
	300-1200 (38,5%)
	более 1200 (1,5%)
- размер куска после дробления, не более, мм	300
- плотность, т/м <sup>3</sup>	2,6
- насыпная плотность, т/м <sup>3</sup>	1,75
- предел прочности на сжатие, МПа	до 250
- прочность на растяжение, МПа	до 20
- коэффициент крепости по М. Протодряконову	7÷15
- содержание SiO <sub>2</sub> , %	35÷80

#### *Техническая характеристика элементов комплекса КНК-270*

##### *Крутонаклонный конвейер КНК-270*

- производительность:	
техническая, т/ч, (м <sup>3</sup> /ч)	3500 (2000)
эксплуатационная, млн.т/год	14
- длина КНК (в т.ч. наклонной части), м	960 (483)
- высота подъема руды, м	270
- ширина ленты, м	2
- подводимое напряжение, кВ	6
- угол наклонной части конвейера, град.	37
- скорость движения лент конвейера, м/с	3,15
- общая протяженность транспортирования, м	1285

*Дробильно-перегрузочный пункт (ДПП)*

Емкость загрузочного бункера ДПП, т	до 300
Грузоподъемность разгружаемых автосамосвалов, т	до 200
Тип дробилки	ДШЗ-1300/300
- производительность техническая, м <sup>3</sup> /ч, (т/ч)	2000 (3500)
- максимальный размер принимаемых кусков, мм	≤1300
- размер кусков дробленного продукта, шт	-300
- частота вращения шнеков, об/мин	23

*Конвейер складской (КС-3500)*

- производительность, т/ч, (м <sup>3</sup> /ч)	3500 (2000)
- скорость движения лент конвейера, м/с	3,15
- длина конвейера, м	325
- подводимое напряжение, кВ	6

*Погрузчик штабелеукладчик скальный (ПШС-3500)*

- ширина колеи ПШС, мм	4250
- расстояние между осью складского конвейера и осью штабеля склада, мм	26,5
- высота штабеля от уровня головки рельса, м	12,7
- подводимое напряжение, В	380
<b>Отгрузка железнодорожным транспортом</b>	
- производительность:	
годовая, млн.т.	16
суточная, тыс.т	до 53,5
- время погрузки состава, мин	18
- количество думпкаров в составе, шт.	11
- грузоподъемность думпкаров, т	105
- длина погрузочного фронта для ПШС-3500, м	340

Реконструкция транспортной системы предусматривает размещение комплекса КНК-270 на северо-восточном борту карьера Мурунтау с полустационарным ДПП, перегрузочной площадкой со складом руды объемом до 30,0 тыс.т. на гор. +300 м. По гор.+285 м формируется транспортная берма, обеспечивающая грузотранспортную связь ДПП с рабочими зонами на северном и южном бортах карьера Мурунтау. Полустационарный ДПП комплекса КНК-270 размещен на целике с откосом 45<sup>0</sup>...50<sup>0</sup> на гор.+285...+300м. Ширина автодороги для движения технологического автотранспорта к ДПП составляет 30 м. Рабочая площадка ДПП с бульдозерным складом горной массы, предназначенным для сглаживания неравномерности подачи груженых самосвалов из карьера служит для подъезда и разгрузки карьерных автосамосвалов (рис. 3). Разгрузка автосамосвалов производится в приемный бункер, емкостью до 300 т.



**Рис. 9.3. Совместная работа погрузчика САТ-992 и автосамосвала САТ-785В на рабочей площадке ДПП КНК-270**



**Рис. 9.4. Погрузка руды в думпкары ПШС-3500 на перегрузочно-складском комплексе КНК-270**

В соответствии с данной схемой на северо-восточном борту карьера организован новый рудный перегрузочный пункт карьера (ППК-3), являющийся составной частью КНК-270 по которому транспортируется балансовая руда из карьера в объеме до 14 млн.т. в год. В состав перегрузочного складского комплекса входят: конвейер складской КС-3500; погрузчик штабелеукладчик скальный ПШС-3500; штабели оперативного (конвейерного) склада, автомобильного склада; экскаваторы ЭКГ-10. Совместная емкость оперативного и автомобильного склада обеспечивает 5,6 суточных запасов отгрузки руды. Поток руды, выданный КНК-270 на гор.+555 м с карьера, перегружается на конвейер склада. Далее по автостелле руда поступает на конвейер погрузчика штабелеукладчика скального ПШС-3500, который перемещается вдоль складского конвейера КС-3500 и обеспечивает непрерывную погрузку руды в думпкары или укладку руды в штабель склада. Имеется возможность дальнейшего углубления ввода комплекса КНК в карьер еще на 180 м, при установке КНК-180. Применение на перегрузке руды с

конвейерного в железнодорожный транспорт специально сконструированного для этих целей погрузчика-штабелеукладчика ПШС-3500 позволяет значительно сократить время простоя железнодорожного состава под погрузкой.

Вместо 45 минут при погрузке состава экскаваторами, время загрузки состава погрузчиком-штабелеукладчиком снижается до 18 минут за счет использования прямоточной загрузки. Прямоточная погрузка в думпкары обеспечивает производительность до 50,6 тыс. т руды/сут. При сбоях в поступлении думпкаров поток руды направляется в штабель автомобильного буферного склада, с которого отгружается экскаваторами в думпкары. Такая комбинированная схема наиболее рационально сочетает высокую готовность перегрузочно-складского комплекса к приему руды от КНК и отгрузки её на гидрометаллургический завод №2. Увеличивается производительность железнодорожного транспорта, задействованного на доставке руды до завода, прежде всего за счет сокращения времени погрузки и сокращения расстояния транспортирования, так как новый ППК-3 расположен на 2,3 км ближе к ГМЗ-2 чем старый ППК-2 (рис. 5, этап I).

В настоящее время организована выдача из технологической зоны юго-восточного борта карьера Мурунтау на ДПП КНК-270 вскрышных пород. При этом на складе ППК-3 задействован один экскаватор типа ЭКГ-10 и 2-3 единицы автосамосвалов с вывозом породы вскрыши на отвалы. В марте текущего года через комплекс КНК-270 выдано 93,0 тыс.м<sup>3</sup> горной массы или 8,0% от плановой эксплуатационной производительности.

Транспортная цепочка в карьере Мурунтау в составе ДПП-1, ДПП-2 – КЛ-1–ППК-2 (рис. 5, этапы I, II) представляет собой единую схему доставки руды из карьера на поверхность. Дополнительным звеном которой является КЛ № 3 с ДПП-3 на базе шнеко-зубчатой дробилки, предназначенной для транспортировки на ППК-2 руды из внешнего склада. При этом применение в транспортной схеме карьера КЛ с ДПП обеспечивает минимальные расстояния транспортирования руды автосамосвалами. Аналогичная ситуация сложилась и с вскрышным грузопотоком, который через комплекс ДПП-1, ДПП-2 – КЛ-2 направляется в отвал.

Из технологической зоны северного борта карьера горная масса начнет поступать на КНК-270 в IV кв. 2011 г. после создания транспортной коммуникации с концентрационным горизонтом ДПП-4 комплекса КНК-270. В 2011 г. КНК загружается породой, а руда из юго-восточной зоны карьера подается через КЛ-1 существующего комплекса ЦПТ на ППК-2. Основной объем руды отгружается на ППК-2 с внешнего склада через КЛ-3. Объем отгрузки руды из склада на 2011 г. по предварительным проработкам довольно высок (35% от плановой переработки руды на ГМЗ-2). Таким образом, работа существующего ППК-2 предусматривается ориентировочно до середины 2012 года, после чего он будет ликвидирован. За это время необходимо выполнить отгрузку руды с юго-восточных внешних складов через комплекс ЦПТ, разместить оборудование по отгрузке насыпей складов ППК-2 и выполнить горные работы по вскрытию руды в центральной части месторождения

Мютенбай. При этом необходимо максимально воспользоваться пониженным расстоянием транспортирования, т.к. после ликвидации ППК-2 оно неизбежно возрастет за счет необходимости окончательной отгрузки и подачи руды с внешнего склада на ППК-3 или ППК-1.

На сегодняшнем этапе обработки месторождения Мурунтау комплекс ЦПТ построенный на базе стационарных КЛ и ДПП сдерживает развитие рабочей зоны южного борта карьера, т.е. в сформировавшихся горно-технических условиях карьера зацеличен южный борт конвейерным подъемником комплекса ЦПТ, а юго-восточный борт – перегрузочным пунктом карьера №2. Кроме того, ППК-2 зацеличивает центральную часть месторождения Мютенбай, сдерживая ведение горных работ одним объединенным карьером «Мурунтау – Мютенбай». Зацеличивание бортов под ЦПТ и ППК-2 с одной стороны обеспечивает развитие горных работ рудной составляющей комплекса ЦПТ и перегрузку руды с автомобильного на железнодорожный транспорт, сокращая расстояние перевозки, с другой стороны сокращает фронт горных работ, уменьшает полезную площадь рабочего пространства, сдерживая добычу руды.

Результаты реализации масштабного инвестиционного проекта по строительству КНК-270 уже начинают проявляться в рабочем пространстве карьера Мурунтау. На южном борту, начиная с 4 квартала 2010 г. ведутся интенсивные работы по ликвидации строительных конструкций выведенных из эксплуатации КНК-30 и ДПП комплекса ЦПТ на гор.+300, +375 и +405 м. и ведется экскавация первого вскрышного горизонта, направленная на поэтапную расконсервацию зацеличенных рудных участков, что позволит уже в 2012 году начать их частичную добычу и отгрузку в переработку.

Внедрение комплекса КНК-270 позволило приблизить ДПП к горизонтам добычи, тем самым сократить расстояние транспортировки горной массы автосамосвалами внутри карьера. Основной задачей в настоящее время является вывод в установленные сроки оборудования комплекса КНК-270 на предусмотренную планом производительность, что дает возможность в дальнейшем перенести на новый транспортно-перегрузочный комплекс до 45% нагрузки по отправке руды в переработку, приступить в 2012 г. к ликвидации ППК-2 и интенсификации вовлечения в обработку запасов месторождения Мютенбай.

На юго-восточном борту карьера запланировано строительство наклонного конвейера с ДПП-5 – ЦПТ-порода с выдачей породы по существующему поверхностному конвейеру КЛ-2 в отвал посредством отвалообразователя (рис. 5, этап III). В результате перестановки КЛ-2 в новое положение с организацией перегрузочного пункта ДПП-5 увеличится площадь рабочего пространства для добычи руды. Таким образом, после проведения горных работ по подготовке трассы переноса КЛ-2 могут быть начаты строительные работы по возведению конструкций ДПП-5 в интервале отметок +405...420 м и монтажу конвейерного става КЛ-2. По реконструкции карьера Мурунтау предусматривается расширение его в юго-восточном направлении и слияние с участком открытых горных работ карьера Мютенбай, а также

расцеличивание запасов южного борта карьера под ЦПТ-порода (рис. 5, этап IV).

Исходя из фактической горно-технической ситуации и состояния горных работ, определен оптимальный вариант схемы вскрытия и скорректированы границы объединенного карьера Мурунтау-Мютенбай. В целом схема вскрытия принята тупиковыми съездами с выездными траншеями, расположенными на северо-востоке, западе, юго-востоке и двумя конвейерными линиями ЦПТ-порода и КНК-270.

Месторождение Мютенбай вскрывается двумя полутраншеями, расположенными в восточной части карьера на отметке+480 м и в западной части на отметке+490 м, и далее тупиковыми съездами на его северном и восточном бортах. В рассматриваемой схеме вскрытия по ПТЭО IV очереди карьеры Мютенбай и Мурунтау соединяются на отметке +375 м, ниже которой они имеют самостоятельное вскрытие.

Таким образом, дальнейшее развитие транспортной системы объединенного карьера Мурунтау – Мютенбай связано с эксплуатацией крутонаклонного конвейера КНК-270 имеющего следующие преимущества:

- объемы инвестиций на внедрение комплекса КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а эксплуатационные расходы ниже на 2,7 млн. долл. США/год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта; опоры КНК устанавливаются на предохранительных бермах отстроенного участка борта карьера; конфигурация трассы КНК может сочетать участки борта карьера с различными углами наклона, сводя до минимума горно-подготовительные работы; возможен поэтапный ввод КНК в нижней зоне; ввод комплекса КНК-270 дает возможность интенсифицировать горные работы по вскрытию запасов юго-восточного и восточного бортов; исходя из фактической горно-технической ситуации и состояния горных работ определен оптимальный вариант схемы вскрытия и скорректированы границы объединенного карьера Мурунтау – Мютенбай;

- применение комплекса КНК-270 позволяет довести экономически целесообразную глубину разработки карьера по проекту пятой очереди до 950 м;

- продление срока существования карьера соответственно продлевает срок эксплуатации КНК и повышает экономическую эффективность его использования;

- увеличивается производительность железнодорожного транспорта, задействованного на доставке руды до завода за счет сокращения времени погрузки и сокращения расстояния транспортирования;

- применение КНК является перспективным решением транспортной задачи глубоких карьеров. На опыте работы карьера Мурунтау созданы все предпосылки для широкого внедрения в глубоких карьерах ЦПТ на базе высокопроизводительных и технологичных КНК, полустационарных ДПП и межступенных крутонаклонных перегружателей.

## ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ ТРАНСПОРТОМ ЦИКЛИЧНОГО ДЕЙСТВИЯ.

### План:

1. Перемещение карьерных грузов транспортом циклического действия.
2. Перемещение горной массы железнодорожным транспортом.
3. Железнодорожный путь в карьере.
4. Подвижной состав.
5. Технология работы железнодорожного транспорта.

*Опорные слова:* временные и стационарные железнодорожные пути, грузооборот, думпкары, гондолы, хопперы, подвижной состав, продольный уклон, сцепная сила, сила тяги

### Перемещение карьерных грузов транспортом циклического действия

Транспорт циклического действия (железнодорожный и автомобильный) наиболее распространен на карьерах как самостоятельный вид, так и в комбинации с непрерывным. Его применение позволяет обеспечить высокую надежность транспортного обслуживания, маневренность, однако управление им и его контроль сложнее, чем транспорта непрерывного действия.

Как правило, с транспортом циклического действия работают выемочно-погрузочные и отвалообразующие машины также циклического действия, но есть и исключения. При добыче угля на Экибастузских разрезах применяются комплексы из роторных экскаваторов на выемке и железнодорожного транспорта на доставке угля из забоев; на некоторых буроголовных карьерах, ГДР вскрыша на внутренние отвалы от роторных или многоковшовых экскаваторов доставляется на отвал к абзетцеру железнодорожным транспортом. В этих случаях вследствие непрерывной погрузки выемочно-погрузочной машиной работа циклического железнодорожного транспорта приобретает строгую ритмичность и, следовательно, по характеру близка к непрерывному. К такой организации транспортного обслуживания стремятся и при циклической технике в забоях, и на отвалах путем закрепления необходимого числа транспортных средств в грузопотоках и строгого соблюдения режима их работы.

### Перевозка горной массы железнодорожным транспортом.

Железнодорожный транспорт является наиболее распространенным транспортом на карьерах благодаря его надежности в любых климатических условиях, высокой производительности и эффективности в эксплуатации.

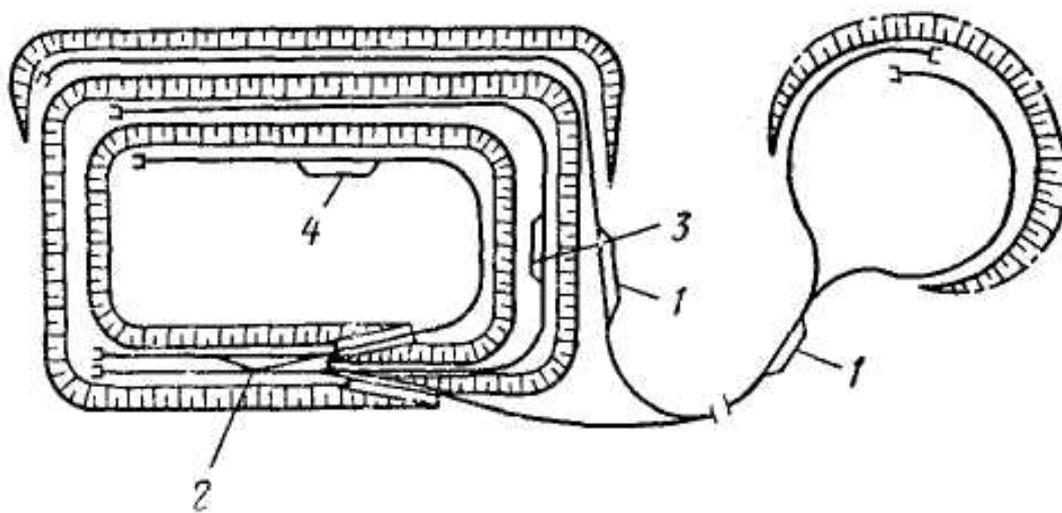
Основной его характеристикой является *грузооборот*, т. е. количество груза в тоннах или кубических метрах, перевозимого в единицу времени. Грузооборот-карьера складывается из грузооборота пустых пород, полезного ископаемого и материалов.

Как вид железнодорожный транспорт представляет собой поезда, перемещающиеся по рельсовому пути.. *Принцип его работы* заключается в перемещении вскрыши в думпкарах, полезного ископаемого в гондолах из забоев к месту разгрузки электровозами или тепловозами. Число вагонов в поезде рассчитывается из условия характеристики локомотива, пути и его состояния.

Железнодорожные пути функционально разделяются на *временные и стационарные*.

К *временным* относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвале, к стационарным — пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера (рис. 10.1.).

Временный путь периодически перемещается вслед за перемещением фронта работ в карьере или отвале.



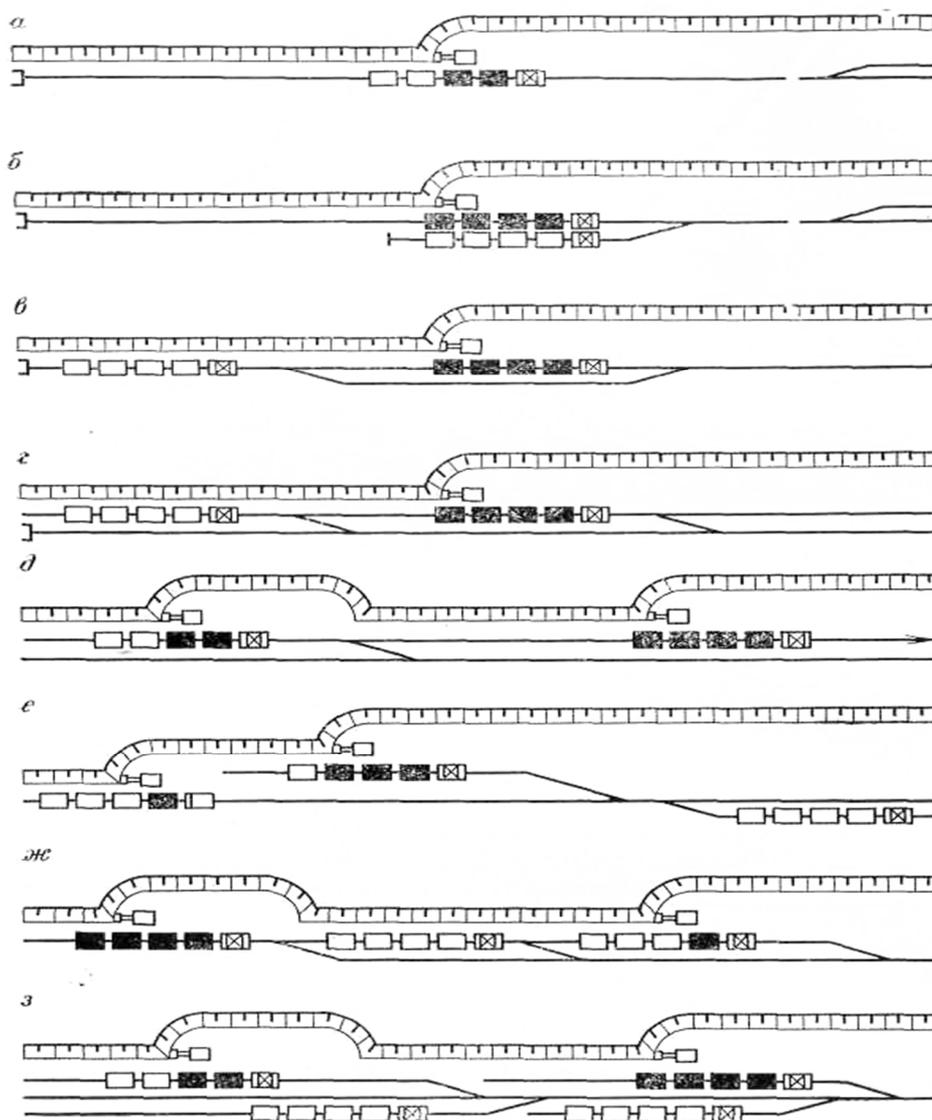
**Рис. 10.1. Расположение обменных пунктов:**

1 – на поверхности; 2 – в местах примыкания съездов к горизонтам; 3 – на соединительных бермах; 4 – на рабочих уступах

Железнодорожный путь по длине делится на участки, которые называются перегонами. Пункты, ограничивающие перегоны, называются раздельными. К ним относятся станции, разъезды и посты. *Станции* служат для размещения поездов, формирования составов, осмотра, обслуживания и ожидания встречного поезда при однопутном пути; *разъезды* предназначены только для ожидания встречного поезда (обычно груженого, которому отдается предпочтение в движении). Станции и разъезды имеют специальное путевое развитие, соответствующее назначению и грузообороту. *Посты* не имеют путевого развития. Они служат для остановки поезда в случае занятия поездам следующего перегона.

Схема путевого развития на карьере включает также пути примыкания карьерных путей к линиям МПС, пути на складах, монтажных площадках карьерного оборудования, депо для ремонта подвижного состава и т. п.

В зависимости от производительности карьера по горной массе трасса стационарных железнодорожных путей в карьере может быть однопутной или двухпутной. Однопутная трасса предусматривает движение груженных и порожних поездов с разминовкой на разъездных пунктах.



**Рис. 10.2. Схемы развития забойных путей на карьере:**  
а—г — при работе одного экскаватора; д—з — при работе двух экскаваторов груженных и порожних поездов с разминовкой на разъездных пунктах.

В этом случае для увеличения производительности железнодорожного транспорта уменьшают длину перегона, на котором по правилам эксплуатации железнодорожного транспорта может быть только один состав.

Двухпутная трасса обеспечивает движение груженных и порожних поездов по отдельным путям. Для обеспечения высоких скоростей, наоборот, стремятся увеличить длину перегона.

Путевое развитие забойных и отвальных путей предусматривает минимальные простои выемочно-погрузочных и отвальных машин и самого подвижного состава железнодорожного транспорта при обменах в забое

груженых поездов на порожние. При одном пути обмен составов осуществляется вне рабочей зоны горизонта. В этом случае для обмена требуется, чтобы порожний состав ожидал на обменном пункте выхода груженого поезда с забойных путей. Время простоя экскаватора будет слагаться из времени движения груженого состава по забойным путям до обменного пункта и времени движения порожнего состава к месту погрузки (рис. 10.2). Для уменьшения времени простоя обменный путь устраивают в рабочей зоне горизонта, однако передвижение такого пути усложняется. При работе на горизонте двух или более экскаваторов используют два пути с обменным пунктом для второго и последующих экскаваторов.

На отвалах путевое развитие зависит от технологии отвалообразования. При экскаваторном отвалообразовании схема путевого развития аналогична забойной.

Скорость железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляет 35—40 км/ч, по забойным и обменным—15—20 км/ч.

### **Железнодорожный путь в карьере.**

У нас в стране на карьерах принята стандартная широкая колея—1524 мм и узкая 750 мм, за рубежом ширина колеи составляет 1250 мм.

Железнодорожный путь является сложным инженерным сооружением. Он состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся земляное полотно и искусственные сооружения (мосты, путеводы, эстакады, тоннели, трубы), к верхнему — балласт, шпалы, рельсовые скрепления, противоугоны и рельсы. Для сооружения земляного полотна, которое является основанием для верхнего строения пути, на поверхности проходят выемки в повышенных участках трассы и сооружают насыпи на пониженных участках. В карьере земляным полотном являются горная выработка — траншея, транспортная берма и рабочие площадки. Минимальная ширина земляного полотна на транспортной, берме при широкой колее для однопутной линии составляет 6,5 м, для двухпутной при стандартном расстоянии между осями путей 4,1 м она равна 10,6 м, в траншее она составляет соответственно 8 и 12,1 м.

В конструкцию нижнего строения пути включаются кюветы и канавы для сбора и отвода воды. Ширина кювета поверху принимается равной 1,5 м, ширина канав по дну—0,6 м, продольный уклон — не менее 0,002.

Для равномерного распределения на земляное полотно динамических нагрузок и давления от подвижного состава стационарные железнодорожные пути в карьере и при неустойчивом основании временные пути укладываются на балластный слой. В качестве балласта используется щебенка размером 20—80 мм из крепких горных пород. Толщина балластного слоя изменяется от 25 до 40 см на постоянных путях и от 15 до 20 см — на временных. Расход балласта составляет 600—1200 м<sup>3</sup>/км. Шпалы представляют собой деревянные брусья, пропитанные антисептиком против гниения, или железобетонные изделия длиной 270 мм. Они укладываются на земляное полотно или балластный слой на расстоянии друг от друга не менее 250 мм, т. е. 1440—2000 шт. на 1 км

пути. На каждой шпале располагают металлические подкладки, посредством которых к шпале костылями или шурупами крепится рельс.

Для препятствия продольному перемещению рельсов во время торможения поезда на стационарных путях на перегонах ставятся противоугоны, представляющие собой металлический зажим, упирающийся в шпалу.

В зависимости от грузоподъемности подвижного состава и грузооборота на карьерах применяют различные типы рельсов, характеризующиеся массой 1 м. Рельс Р-38 (масса 1 м равна 38,4 кг) применяют при небольшой интенсивности движения и нагрузке на оси подвижного состава 155 кН; Р-43 (масса 1 м равна 43,6 кг) — при нагрузке на оси до 250 кН; Р-65 и Р-75 — при нагрузке на оси более 280 кН и грузообороте 20—25 млн. т. Длина рельса составляет 12,5 м. Для уменьшения путевых работ при наличии габарита для перевозки на карьерах используют сваренные в плетть два рельса. Рельсы между собой соединяются накладками болтовым креплением, при электротяге — отрезком медного кабеля и периодически заземляются через заземляющее устройство. Контактный провод подвешивается на кронштейнах или П-образных опорах, расположенных вдоль железнодорожного пути через 35—45 м. Расстояние опор от пути регламентируется стандартным габаритом железнодорожного пути. Для перевода поезда с одного пути на другой служит стрелка, которая представляет собой подвижную конструкцию, приводимую в действие вручную или автоматически. В зависимости от тангенса угла (марка крестовины) применяются стрелки 1/9, 1/11.

Трасса железнодорожного пути в карьере определяется горнотехническими условиями. Она характеризуется планом и профилем пути. *План пути* — это горизонтальная проекция трассы, профиль — вертикальная. Путь в плане состоит из прямых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Наименьший радиус закруглений зависит от типа подвижного состава. Номинальными для постоянных путей карьера при колее 1524 мм являются радиусы менее 200 мм, для временных — 100—120 м.

Продольный профиль пути состоит из подъемов, уклонов горизонтальных участков. Величина подъема измеряется тангенсом его угла  $i$  и представляет собой отношение высоты подъема  $h$  к его длине  $L_n$ , выраженное в тысячных долях (%):

$$i = \operatorname{tg} I = h/L_n.$$

Вследствие того что в железнодорожном транспорте уклоны малы, вместо проекции уклона  $L_n$  в отношении принимают непосредственно длину уклона  $L$ :

$$i = h/L.$$

Максимальный подъем стационарных путей в грузовом направлении при паровой тяге составляет 25 ‰, электровозной — 40 ‰, при применении тяговых агрегатов — 80 ‰. Максимальное значение этого подъема допускается

применять только на прямых участках пути, на кривых он уменьшается на величину  $i_4$ , эквивалентную дополнительному сопротивлению движению поезда по кривой.

На временных путях на отвале допускается уклон не более 5‰, на рабочих горизонтах—1 ‰, на скользящих съездах в карьере— 15 ‰.

### **Подвижной состав.**

Подвижной состав карьерных железных дорог состоит из вагонов и локомотивов.

Вагоны для перевозки вскрыши называются думпкарами, полезного ископаемого — гондолами и хопперами.

*Думпкар* представляет собой мощную платформу, способную выдерживать большие динамические нагрузки при разгрузке ковшей экскаваторов. Разгрузка думпкара осуществляется наклоном его в одну или другую сторону с помощью пневматических цилиндров. При этом борт думпкара откидывается или поднимается рычажным механизмом.

*Гондолы* и хопперы представляют собой вагоны без крыши с разгрузкой через отверстия, образующиеся в гондолах открытием люков в днище, в *хопперах* — в нижней части боковых стенок.

*Техническая характеристика подвижного состава* включает основные данные:

*грузоподъемность вагона* — наибольшая масса груза, допустимая к перевозке. Его вместимость устанавливается с учетом меньшей объемной массы породы, перемещаемой на карьерах;

*масса тары вагона* — собственная масса вагона;

*количество осей вагона* характеризует давление на ось. Максимальная допустимая нагрузка на ось при существующей конструкции путей составляет 280— 300 кН;

*коэффициент тары* — отношение массы тары вагона к его грузоподъемности.

### ***Техническая характеристика думпкаров***

Думпкар 5BC-60BC-852BC-105BC-145 2BC-180

Грузоподъемность, т . .60 85 105 145 180

Вместимость кузова, м<sup>3</sup> .26,2 38 48,5 72 59,2

Масса тары, т 29 35 48 64,5 68

Коэффициент тары ...0,48 0,41 0,45 0,45 0,38

Число осей 4 4 6 8 8

Нагрузка на ось, Н . .215,8245,2245,2 255 304,1

Угол наклона кузова, градус 45 45 45 45 45

Габариты, м:

длина 10 10,6 13,4 16 16,2

ширина 3,2 — 3,8 3,5 3,5

высота 2,7 3,2 3,2 3,7 3,7

В качестве локомотивов на карьерах применяют в основном электровозы и в некоторых случаях тепловозы. *Электровоз* имеет специальную конструкцию, способную обеспечить эффективную работу железнодорожного транспорта на карьерах с большой интенсивностью движения, сложностью трасс с малыми радиусами закруглений, большими подъемами, наличием временных забойных и отвальных путей, большой грузоподъемностью составов и неблагоприятными климатическими условиями.

*Основной характеристикой электровозов* является сцепной вес — это вес, отнесенный к приводным осям.

Для увеличения сцепного веса локомотивов, а следовательно, и грузоподъемности поезда специально для карьеров сконструированы тяговые агрегаты, состоящие из электровоза и одного или двух моторных думпкаров, которые включаются в состав поезда.

Питание электровозов осуществляется от контактной сети (троллей) через токоприемники (пантографы). В местах погрузки горной массы в забоях троллей располагается сбоку от железнодорожного пути, поэтому электровозы оборудуются дополнительными боковыми токосъемниками. Напряжение постоянного тока 1500—3000 В обеспечивается карьерной преобразовательной подстанцией, располагаемой на поверхности.

Чтобы исключить трудности эксплуатации контактной сети на рабочей площадке и на отвале, тяговый агрегат имеет небольшую дизель-генераторную установку, которой достаточно, чтобы перемещать состав по забойным горизонтальным путям с небольшой скоростью.

*Для тепловозной тяги* в карьерах используются промышленные тепловозы.

### **Технология работы железнодорожного транспорта.**

Технология работы железнодорожного транспорта заключается в перевозке горной массы к местам разгрузки. Порожние составы со станций направляются в забой под погрузку к экскаватору, который к моменту подхода порожняка должен закончить погрузку состава. Ввиду того что на карьере в работе находится много экскаваторов, сбор информации о состоянии погрузки составов централизован. Информация накапливается у диспетчера через радиосвязь, который по своему опыту или с помощью ЭВМ определяет время окончания погрузки состава у каждого экскаватора и время движения к нему порожнего состава. Исходя из минимума простоев экскаваторов и подвижного состава, он определяет маршрут порожняка. При движении груженого состава из карьера локомотив находится в голове поезда, при подаче порожнего состава в забой — в конце. Погрузку начинают с последнего вагона периодической передвижкой состава по сигналу машиниста экскаватора, а разгрузку на отвале — с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения полосы на отвале железнодорожные пути передвигают. В среднем на 100 тыс. м<sup>3</sup> породы, разрабатываемой на карьере и разгружаемой на отвале, перемещается соответственно 0,8—1 и 0,4—0,6 км путей.

Передвижка пути при разработке скальных пород является многооперационным трудоемким процессом, который выполняется в зависимости от механизации с разборкой пути или без нее. Процесс передвижки пути с разборкой заключается в планировке трассы, разборке звеньев пути и последовательном их перемещении железнодорожным краном на новую трассу, перемещении опор контактной сети, соединении звеньев, рихтовке по оси пути и выравнивании пути в горизонтальной плоскости, подштопке и устранении повреждений крепления рельсов к шпалам, которые происходят при отрыве шпальной клетки от земляного полотна, особенно в зимнее время.

Переукладка пути краном может проводиться наступающим и отступающим ходом. При переукладке звеньев отступающим ходом кран движется от тупика. В этом случае можно начинать переукладку пути еще до окончания отработки экскаваторной заходки. При переукладке пути наступающим ходом кран должен прежде всего уложить рельсовое звено, а затем уже перемещать звенья старого пути. В случае, когда вылет стрелы крана меньше шага переукладки, работа ведется в два приема. Сначала кран, двигаясь от тупика, раскладывает звенья в промежутке между старой и новой трассой, а потом наступающим ходом укладывает звенья в новую трассу.

Передвижка пути без разборки осуществляется турнодозером или путепередвижателем циклического действия за несколько проходов после планировки трассы и всей поверхности. Шаг передвижки за цикл у турнодозера составляет 0,2—0,3 м, у путепередвижателя циклического действия 0,7—0,9 м. Опоры контактной сети, если они установлены на независимых от пути основаниях, перемещаются турнодозером или специально оборудованной для этой цели машиной на базе трактора. Опоры, закрепленные на шпалах, перемещаются вместе с железнодорожным путем. После его передвижки производятся операции рихтовки и выравнивания в горизонтальной плоскости и ремонт пути. К сожалению, все операции, кроме самого перемещения или передвижки, мало механизированы, поэтому они выполняются бригадой в 8—12 чел., включая машинистов крана, турнодозера или путепередвижателя.

Производительность крановой переукладки 500—700 м/ч, путепередвижателя циклического действия — 450—550 м/ч, турнодозера — 5—7 тыс. м<sup>2</sup>/ч.

При разработке мягких горных пород многоковшовыми или роторными экскаваторами, особенно с транспортно-отвальными мостами, передвижка пути осуществляется путепередвижателями непрерывного действия без разъединения рельсовых стыков и вместе с опорами контактной сети. Путь последовательно сдвигается в сторону до тех пор, пока не займет нового положения.

Путепередвижатели непрерывного действия подразделяются по способу передвижения на прицепные и самоходные и по конструкции — на консольные и мостовые. Прицепной путепередвижатель, присоединенный к транспортно-отвальному мосту или многоковшовому экскаватору, перемещает путь сразу вслед за экскаватором на ширину заходки.

Принцип работы путепередвижателей непрерывного действия заключается в том, что путь с помощью роликовых захватов поднимается на высоту 0,2—0,4 м и смещается в сторону на 0,2—0,4 м. Самоходный или прицепной к локомотиву путепередвижитель перемещает путь при движении со скоростью 8—12 км/ч. Преимуществом консольного типа передвижки пути является возможность осуществления ее в тупиках, а мостового — большой шаг передвижки.

Производительность путепередвижателей непрерывного действия достигает 1000 м<sup>2</sup>/ч при практическом отсутствии необходимости вспомогательных работ по рихтовке пути и небольшом объеме его ремонта.

Обслуживание и ремонт подвижного состава железнодорожного транспорта осуществляются в специальном депо на промплощадке. Осмотр подвижного состава производится регулярно на станциях перед выходом в карьер.

## ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ КАРЬЕРНЫМ АВТОМОБИЛЬНЫМ ТРАНСПОРТОМ.

### План:

1. Перевозка горной массы автомобильным транспортом.
2. Производительность автомобильного транспорта.
3. Пропускная и провозная способность карьерных дорог.

**Опорные слова:** пропускная способность, провозная способность, грузоподъемность, сменный грузооборот, интенсивность движения

### Перевозка горной массы автомобильным транспортом.

Автомобильный транспорт имеет широкое распространение на карьерах благодаря своей автономности, мобильности, высокой эффективности работы в сложных топографических, геологических и суровых климатических условиях и является более простым по сравнению с железнодорожными транспортными коммуникациями.

Наиболее эффективная область применения автомобильного транспорта — карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных карьеров в комбинации с железнодорожным транспортом или подъемниками. Применение автомобильного транспорта на карьерах относится к периоду его возникновения и развития.

Автомобильный транспорт на карьерах характеризуется, как и железнодорожный, грузооборотом, т. е. количеством груза в тоннах, перевозимого в единицу времени.

Как вид транспорта он представляет собой емкость с индивидуальным двигателем на пневмоходу.

Принцип его работы заключается в перемещении горной массы по автодороге из забоев к пунктам приема и разгрузке ее.

(Автомобильные дороги в карьере разделяются на капитальные и временные. Капитальные дороги сооружаются на стационарных участках трассы на поверхности карьера, в траншеях и на транспортных бермах. Временными являются дороги в забоях, на рабочей площадке, скользящих съездах и отвалах. Дороги характеризуются *грузонапряженностью*, т. е. количеством груза в тоннах, отнесенного к одному километру пути, и *интенсивностью движения*, т. е. числом машин, проходящих в одном направлении в единицу времени. В зависимости от грузоподъемности и интенсивности движения капитальные дороги делятся на три категории, каждая из которых характеризуется своими особенностями покрытия дорог и их параметрами<sup>^</sup>

Капитальная автомобильная дорога состоит из основания с кюветами, водоводными каналами, насыпями, путепроводами, мостами, дорожного полотна, включающего проезжую часть с обочинами.

Параметрами дорог являются: ширина проезжей части, радиус Закруглений, уклон в продольном направлении и в поперечном на тиражах, наименьшее расстояние видимости поверхности дороги и автомобиля.

Покрытие дорог выполняется из бетона, асфальтобетона с щебеночным основанием. Толщина покрытия зависит от грузоподъемности автосамосвалов и интенсивности движения. На подверженных снежным заносам участках капитальных автомобильных дорог сооружаются снегозащитные устройства пассивного или активного действия. Снегозащитные устройства пассивного действия устанавливаются в зимнее время, они осаждают снег и снеговетрового потока с подветренной стороны дороги. Снегозащитные устройства активного действия представляют собой постоянные сооружения в виде сплошных щитов высотой до 6 м, устанавливаемых на опорах на высоте 2 м от поверхности дороги с наклоном в сторону господствующих ветров. Принцип их действия заключается в том, что снеговой поток сжимается до величины щели, тем самым увеличивается его скорость, которая препятствует осадению снега на дороге.

Временные дороги не имеют нижнего строения и мощного покрытия, как капитальные. Временные дороги в карьере и на отвалах прокладываются бульдозерами с подсыпкой щебенки. Участки дороги с некапальным основанием могут иметь покрытие из железобетонных плит.

Трассы автомобильных дорог в карьере сложные, они включают в плане прямые участки и петли с радиусами 100—200 м и в профиле — горизонтальные и наклонные участки с уклоном до 100 ‰ на капитальных дорогах и до 120—150 ‰ — на временных.

Основным показателем автомобильной дороги является пропускная способность, зависящая от качества и состояния ее. Для повышения пропускной способности автомобильной дороги в карьере применяется освещение дорожными фонарями или общекарьерными специальными светильниками.

Пропускная способность автодороги (машин/ч) в одном направлении определяется по выражению

$$N = v/a,$$

где  $v$  — расчетная скорость движения автосамосвала, км/ч;  $a$  — расстояние видимости, равно не менее 50 м. В обычных условиях расстояние видимости (м)

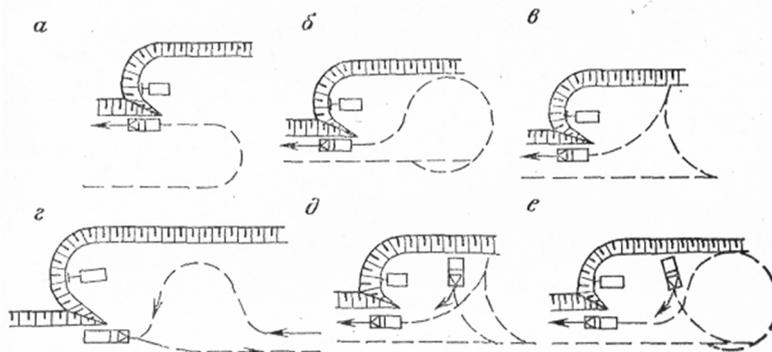
$$a = v + 0,04v^2 + 6.$$

Схема дорожного движения в карьерах строится с учетом правостороннего примыкания к главной трассе грузопотока от рабочих горизонтов отвала без пересечений и возможного обеспечения поточности движения. Автомобильный транспорт на карьерах в настоящее время представлен автосамосвалами грузоподъемностью от 12 до ПО т отечественного производства и 110—250 т — производства фирм «Камацу» (Япония), «Лектрахол» (Канада). Автосамосвалы оборудованы гидроподъемниками для опрокидывания кузова назад при разгрузке. Радиусы разворота — от 8,3 до 14 м, скорость движения — до 60 км/ч. Самосвалы

грузоподъемностью до 45 т имеют дизельный двигатель с механической передачей на задние колеса. Самосвалы большой грузоподъемности оборудуются дизель-генераторной установкой с электрической передачей энергии мотор-колесам. Техническая характеристика карьерных автосамосвалов приведена в табл. 17.

Полуприцепы используются обычно в качестве рудовозов и углевозов и с этой целью оборудуются кузовами с разгрузкой через дно или при наклоне набок, осуществляемом специальным стационарным или передвижным механизмом. На карьерах строительных материалов для перевозки горной массы применяются думптеры, обладающие минимальным радиусом разворота и кузовом, позволяющим осуществлять разгрузку опрокидыванием назад без гидравлического подъемника.

Работа автомобильного транспорта на карьере заключается в перевозке из карьера вскрыши, некондиционных руд на отвалы, полезного ископаемого — на склад или к бункерам обогатительной фабрики по карьерным автодорогам, объединенным во вскрышные грузопотоки и грузопотоки полезного ископаемого. При широкой рабочей площадке или заходке автосамосвал подается под погрузку к экскаватору, совершая петлевой разворот (рис. 11.1) в стесненных условиях. При ограниченной рабочей площадке и узкой заходке и несовпадении направления движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал выполняет петлевой или тупиковый разворот внутри заходки, а при совпадении направления движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал подается на погрузку задним ходом после тупикового разворота внутри заходки. Во всех случаях подача автосамосвала должна быть такой, чтобы при погрузке ковш экскаватора не проходил над кабиной водителя, а угол поворота экскаватора от забоя был минимальными ввиду высокой стоимости автотранспортных средств их простои, как и простои выемочно-погрузочной техники, должны быть минимальными. Для их уменьшения на карьерах используют два вида организации работ автотранспорта: с закреплением определенного числа самосвалов за экскаватором в течение смены (детерминированный режим работы автотранспорта) и без закрепления, с подачей машины под погрузку каждый раз по команде диспетчера



**Рис. 11.1. Схема подачи автосамосвалов под погрузку в забой на карьере:**

**а** — с петлевым разворотом на рабочей площадке; **б** — с петлевым разворотом внутри заходки; **в** — с тупиковым разворотом внутри заходки; **г** — с петлевым разворотом внутри заходки и тупиковой подачей под погрузку; **д** и **е** — при установке двух машин под погрузку в забое.

Организация работы автотранспорта с закреплением за экскаваторами наиболее простая и обеспечивает большую производительность, но ее применение возможно при надежной работе выемочно-погрузочной, отвалообразующей техники для перевозки вскрышных пород и однородного по составу полезного ископаемого. Организация работы без закрепления автосамосвалов за экскаваторами осуществляется с помощью автоматической системы, включающей средства передачи информации о состоянии экскаваторов, каждого автосамосвала, средства передачи команд водителям и электронно-вычислительную машину. Она применяется на карьерах, где требуется усреднение руды, поступающей на обогатительную фабрику из разных забоев.

В настоящее время создано несколько таких систем. Принцип работы их заключается в том, что у диспетчера накапливается информация о состоянии погрузки автосамосвалов в каждом забое и количестве отгруженной руды определенного качества с начала смены. При подходе автосамосвала-порожняка к контрольному пункту карьера высвечиванием номера экскаватора на пульте водитель получает направление движения. При подаче на разгрузку автосамосвал с рудой взвешивается, при этом автоматически считывается его условный номер и передается в запоминающее устройство ЭВМ вместе с весом и качеством доставленной руды.

Эффективность работы автотранспорта на карьере зависит от состояния автодорог. Для обслуживания дорог на карьерах, ремонта и строительства новых предусматривается специальная дорожная служба. Обслуживание дорог включает: постоянное их патрулирование для удаления с поверхности осыпавшихся с кузовов кусков породы быстроходными бульдозерами на пневмоходу, зачистку поверхности забоев от просыпи бульдозерами, очистку водоводных канав постоянных дорог, планировку временных дорог в карьере и на отвалах грейдерами, полив дорог растворами для подавления пыли в летнее время специальными карьерными поливальными машинами, посыпание песком поверхности дороги во время гололеда пескоразбрасывателями.

Строительство новых дорог по мере развития карьера планируется вместе с горными работами. Сооружение основания дороги выполняется эксплуатационной горной техникой. Профилировка поверхности дороги, сооружение водоводных канав на стационарных участках трассы, покрытие дороги выполняются автодорожной службой. Для обеспечения щебнем, песком и бетоном предусматриваются дробильно-сортировочный и растворный узлы. В качестве щебня может использоваться порода вскрыши или добываемые на специальных карьерах прочные породы. На некоторых карьерах с вечномерзлыми полускальными породами для нормальной эксплуатации мощных автосамосвалов в летнее время необходимо для предохранения

оттаивания мерзлоты и уменьшения на нее динамической нагрузки покрытие дорог мощным слоем щебня.

Обслуживание автосамосвалов осуществляется в специальных помещениях автохозяйства на промплощадке. Оно предусматривает контроль систем автосамосвалов и текущий ремонт на линии, профилактику, плановый и капитальный ремонт узлов в специализированных мастерских.

### **Пропускная и провозная способность карьерных дорог.**

*Пропускная способность дороги* определяет максимальное число машин, которые могут пройти в единицу времени через определенный пункт дороги, и зависит от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги, скорости движения автомобилей:

$$N = \frac{1000 \cdot \vartheta \cdot n}{S} K_n, \text{ машин/ч}, \quad (1.11)$$

где  $\vartheta$  - расчетная скорость движения, км/ч;  $n$  - число полос движения;  $K_n$  — коэффициент неравномерности движения ( $K_n=0,5 \div 0,8$ );  $S$  - интервал следования машин (расстояние видимости), м,

$$S = a + l_a + t_D V + L_T, \text{ м} \quad (11.2)$$

$a$  - допустимое расстояние между машинами при их остановке, м;  $l_a$  - длина машины, м;  $t_D$  - время реакции водителя, ч ( $t_D = 0,5 - 1$  с);  $L_T$  - длина тормозного пути, м.

На дорогах с уклоном до 5% возможная *скорость движения* ограничивается максимальной конструктивной скоростью машины, условиями безопасности движения и ровностью покрытия. Практически скорость движения не превышает 75-85% от конструктивной при бетонных покрытиях на постоянных дорогах, 70-80% - при черных щебеночных и гравийных покрытиях, 50-70% - при щебеночных и гравийных, 12-16 км/ч - на неукатанных забойных и отвальных дорогах. В траншеях с уклоном 8% скорость автосамосвалов составляет 14-15 км/ч. Скорость подъезда автомашин к погрузочным и разгрузочным пунктам не превышает 8-10 км/ч, в том числе при движении задним ходом. Продолжительность разгона груженых автосамосвалов до стадии установившегося движения 30-35 с.

При расстоянии перевозок менее 1,5 км средние скорости движения снижаются: при 1 км - на 10%, 0,5 км - на 20%, 0,25 км - на 30%. Скорость движения порожних машин на 15-25% выше, чем груженых. В весенний и осенний периоды указанные выше значения скоростей снижаются в среднем на 23-28%. Скорости снижаются также в ночное время (на 8-10% у груженых и на 16-17% у порожних машин) и при интенсивном движении (200-300 машин в час) - в случае отсутствия дополнительного уширения проезжей части дорог на 2-3 м.

Безопасная скорость движения по криволинейным участкам дороги радиусом  $R$ , м

$$g_{без} = \sqrt{g \cdot R(\psi_{ск} \pm l_{II})}, \text{ м/с} \quad (11.3)$$

Длина тормозного пути  $L_T$  при движении большегрузных автосамосвалов на спусках с уклоном 4-8% (щебеночная дорога) составляет 22-25 м; при скорости движения около 50 км/ч тормозной путь при уклоне 10% равен 80-120 м для груженых и 60-80 м для порожних автосамосвалов.

На горизонтальных прямолинейных участках дорог в обычных условиях величина  $S$  должна быть не менее 50 м для машин, следующих друг за другом. Расстояние видимости встречных машин при пересечении дорог должно быть соответственно вдвое больше. С повышением категории дороги и расчетной скорости движения  $S$  возрастает с 50 до 75 м. На наклонных участках дорог расстояние видимости также возрастает вследствие увеличения  $L_T$ .

Провозная способность дороги определяется возможным объемом груза, перевозимого по дороге в единицу времени:

$$W = N \cdot V_{a.ф}, \text{ м}^3 / \text{ч} \quad (11.4)$$

$V_{a.ф}$  - фактический объем породы, перевозимой автомобилем  $\text{м}^3$ .

При недостаточной провозной способности одной полосы дороги обеспечить требуемый грузооборот возможно путем перехода к одностороннему (кольцевому) движению машин и увеличения числа дорожных полос, а также за счет рассредоточения грузопотоков и увеличения грузоподъемности машин. В конкретных условиях эффективным может оказаться одно или комбинация перечисленных мероприятий.

Учет вывезенной горной массы по числу рейсов автомашин, их грузоподъемности и плотности породы весьма неточен (до  $\pm 8-10\%$ ). Применение средств автоматики позволяет повысить точность и оперативность учета, а также оценивать в процессе работы фактические показатели для контроля за использованием оборудования.

Основным учетным показателем является вес груза в автомашине, для определения которого используются автомобильные весы, устанавливаемые обычно на стационарных пунктах разгрузки, или весовые устройства, встраиваемые в дорожное полотно. Однако такие устройства не дают возможности регулировать загрузку автомашины. Такое регулирование достигается при использовании системы автоматического учета и контроля, монтируемой на самом автомобиле.

## КОМБИНИРОВАННЫЙ ТРАНСПОРТ НА КАРЬЕРАХ

### План:

1. Общие сведения
2. Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте

**Опорные слова:** транспорт первого звена, транспорт второго звена, транспорт третьего звена, комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта, комбинация железнодорожного и конвейрного транспорта, конвейерные подъемники, канатные подъемники

### Общие сведения

*Транспортную цепь в карьере между погрузочными и разгрузочными пунктами можно разделить на три звена: а) транспортирование по рабочим горизонтам и соединительным бермам; подъем (спуск) по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности; в) транспортирование на поверхности. Отдельные звенья могут отсутствовать.*

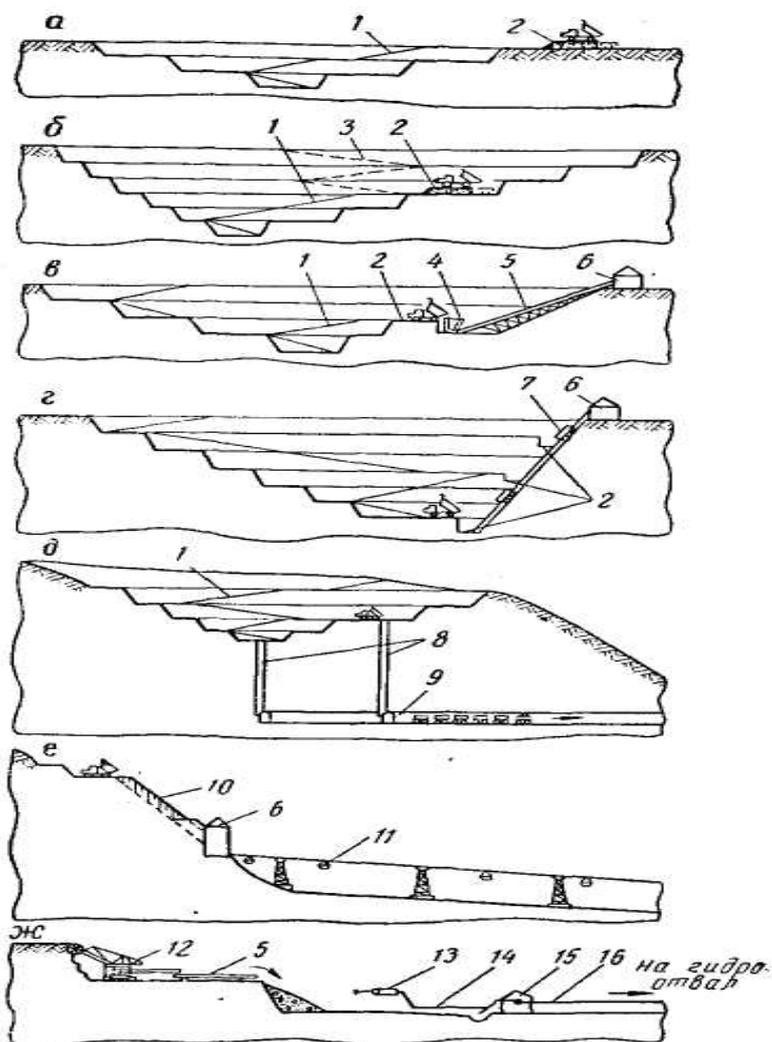
*Транспорт первого звена непосредственно обслуживает выемочно-погрузочные машины, поэтому должен обеспечить доступ к ним, высокую производительность экскаваторов, полноту выемки и требуемое качество полезного ископаемого, выполнение плановых объемов работ на уступах; он должен соответствовать геологическим и техническим условиям разработки, быть экономичным. Транспорт первого звена является сборочным, формирующим грузопоток.*

*Транспорт второго звена обычно обеспечивает преодоление значительной разности высотных отметок и требуемую пропускную способность коммуникаций. Особенности работы третьего транспортного звена зависят в основном от расстояния перевозок на поверхности до пункта разгрузки.*

Комбинированный транспорт предполагает участие в одном грузопотоке от забоя до пункта конечной разгрузки (отвала, обогатительной фабрики, станции примыкания МПС) не менее двух видов карьерного транспорта (рис. 12.1). Каждый вид транспорта характеризуется своими техническими возможностями и экономическими показателями. Применение комбинированного транспорта позволяет снизить затраты на транспортирование горной массы, улучшить технико-экономические показатели смежных производственных процессов, перераспределить во времени объемы горных работ и т. д.

При этом необходима перегрузка горной массы из одних транспортных средств в другие, осуществляемая на *перегрузочных пунктах*. По месту расположения различаются перегрузочные пункты, устраиваемые на поверхности (рис. 12.1, а), борту карьера (рис. 12.1, б, в) и его дне (рис. 12.1, г). В последних двух случаях перегрузочные пункты являются полустационарными и периодически переносятся по мере понижения горных работ.

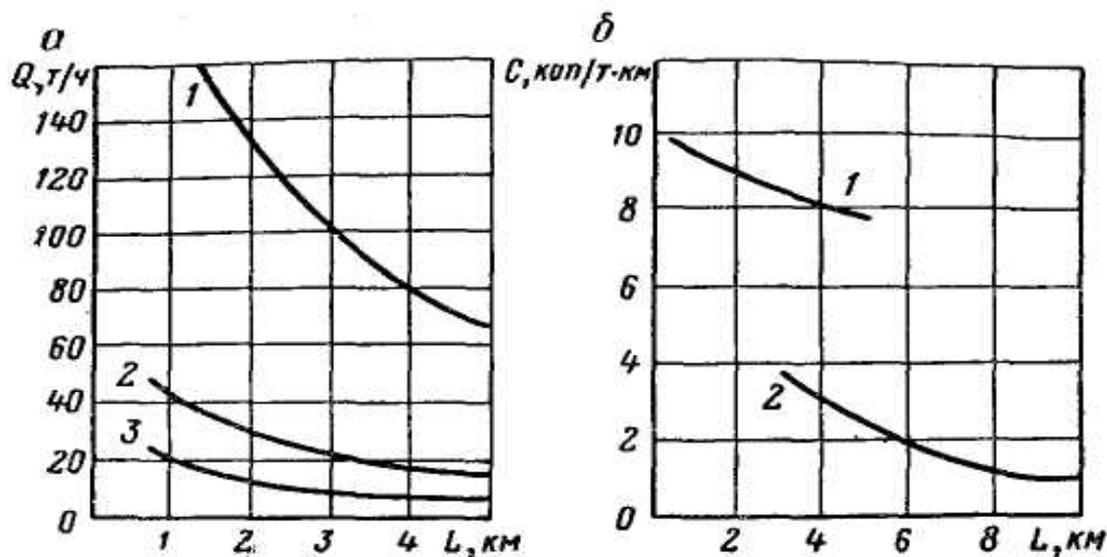
Чаще всего функции сборочного транспортного звена выполняет автотранспорт. Основные недостатки его – резкое (в 1,5-2 раза) уменьшение производительности при увеличении расстояния перевозок (рис. 8.2) с одновременным ростом затрат на транспортирование.



**Рис. 12.1. Комбинации видов карьерного транспорта:**

*а, б* - автомобильного и железнодорожного; *в* - автомобильного и конвейерного; *г* - автомобильного и канатного подъемника; *д* - автомобильного, гравитационного и железнодорожного; *е* - автомобильного, гравитационного и канатной подвесной дороги; *ж* - конвейерного и гидравлического; *1* - автосъезды; *2* - перегрузочные пункты; *3* - железнодорожные съезды; *4* - дробильная установка; *5* - конвейеры; *6* - перегрузочный (разгрузочный) бункер; *7* - скиповой подъемник; *8* - рудоспуски; *9* - штольня; *10* - рудоскат; *11* - канатная подвесная дорога; *12* - роторный экскаватор; *13* - гидромонитор; *14* - водовод; *15* - землесос; *16* - пульповод

Поэтому стремятся сократить длину откатки автосамосвалами до 0,7-1,5 км, а функции третьего или второго и третьего звеньев выполнять другими видами транспорта. Которые обеспечивают меньшие затраты на перевозки при больших расстояниях или позволяют резко сократить длину подъема (спуска) горной массы из карьера на господствующую поверхность.



**Рис.12.2. Зависимость показателей работы транспорта от расстояния перевозок:**  
 а - производительности автосамосвалов: 1 - БелАЗ-540; 2 - КрАЗ-222; 3 - МАЗ-205; б - затрат на транспортирование: 1 - автотранспортом; 2 - железнодорожным транспортом

Уменьшение общих затрат на перевозки при расстоянии между перегрузочным и разгрузочными пунктами более 3-3,5 км может быть достигнуто комбинацией автомобильного и железнодорожного транспорта. Производительность второго при увеличении длины откатки от 5 до 10 км снижается лишь на 20-25%, затраты на перевозки при этом минимальны. Указанная комбинация используется также в случаях, когда железнодорожный транспорт невозможно применить по условиям вскрытия, интенсивности разработки. Усреднения и другим факторам. При комбинированном использовании этих видов транспорта резко улучшаются условия эксплуатации железнодорожного транспорта, который в этом случае работает в основном на постоянных путях с большей скоростью движения; резко сокращаются объем путевых и вспомогательных работ, их трудоемкость и расходы на них, упрощается схема путевого развития карьера, сокращается количество подвижного состава. Время погрузки составов и обмена поездов на перегрузочном пункте меньше, чем в забое, ввиду близкого расположения погрузочного и обменного пунктов. Стационарность путей, а следовательно и возможность их усиления позволяют применять мощный подвижной состав и существенно увеличить полезную массу поезда.

Сокращение длины подъема (спуска) горной массы из карьера достигается применением конвейеров или специальных видов транспорта: канатных подъемников, гравитационного, гидравлического транспорта, канатно-подвесных дорог и др., выполняющих функции только второго или второго и третьего звеньев (см. рис. 12.1).

*Конвейерные подъемники*, используемые в комбинации с автомобильным или железнодорожным транспортом для перемещения взорванных пород, отличаются от наклонных конвейеров, предназначенных для транспортирования таких пород, наличием перегрузочных пунктов.

*Канатные подъемники* имеют бесконечные или концевые тяговые канаты. Подъемники с концевыми канатами разделяются на скиповые, с вагонами тягачами, с автомобилями и троллейвозами, клетевые.

При использовании в качестве забойно-сборочного транспортного звена ленточных конвейеров возможна комбинация их с железнодорожным транспортом (при расстоянии перевозок по поверхности более 3-5 км) или с гидравлическим транспортом.

### **Перегрузочные пункты при комбинированном транспорте**

*При комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта* перегрузка горной массы производится непосредственно из автосамосвалов в думпкары (гондолы) на эстакадных перегрузочных пунктах, иногда через бункерные устройства, или с промежуточным складированием и использованием выемочно-погрузочных средств.

*Эстакадные перегрузочные пункты* (ЭПП) при односторонней разгрузке и фронтальном въезде автосамосвалов обычно представляют собой широкие перегрузочные площадки у откосов уступов или на полунасыпях, укрепленных подпорными стенками (рис. 8.3, а). При фланговом въезде и двухсторонней разгрузке автосамосвалов эстакады устраивают в виде насыпей с двумя подпорными стенками или выполняют из крупных железобетонных элементов (рис. 8.3, б). На перегрузочном пункте должен выдерживаться безопасный интервал между машинами (обычно не менее 20-25 м) и должно соблюдаться правостороннее движение.

Основные параметры ЭПП: высота, ширина и длина.

Высота эстакады между уровнями погрузочной и разгрузочной площадок  $H_э = 2,6 \div 2,9$  м.

Ширина перегрузочной эстакады  $B_э$  зависит от длины  $l_a$  и ширины  $b_a$  автосамосвала, радиуса его разворота  $R_a = 1,5 R_{\min}$ , безопасного зазора между смежными автосамосвалами  $m_э = 0,5-1,5$  м, числа сторон разгрузки, схем движения автомашин, числа и расположения въездов на ЭПП. При односторонней и последовательной двусторонней разгрузке  $B_э = 30 \div 50$  м, а при одновременной двусторонней разгрузке в два состава  $B_э = 60 \div 100$  м.

При односторонней разгрузке длина эстакад  $L_{э.п}$  не превышает 120-150 м, а при двусторонней 60-70 м.

Производительность эстакадного перегрузочного пункта

$$Q_{э.п} = V_{a.ф} n_o \frac{60 - t_o}{t_{р.м}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (12.1)$$

где  $V_{a.ф}$  - фактическая емкость кузова автосамосвала (в плотном теле),  $\text{м}^3$ ;  $t_o$  - время обмена составов, мин (при тупиковом путевом развитии  $t_o = 10 \div 20$  мин, при сквозном движении  $t_o$  35-40% меньше);  $t_{р.м}$  - продолжительность разгрузки

и маневров автосамосвалов на ЭПП, мин ( $t_{p,м} = 1,5 \div 2$  мин);  $n_o$  - число одновременно разгружающихся автосамосвалов

$$n_o = N_a f \frac{t_{p,м}}{T_{p,ср}} \quad (12.2)$$

$N_a$  - число автосамосвалов, обслуживающих ЭПП;  $f$  - коэффициент неравномерности движения ( $j = 1,15 \div 1,25$ );  $T_{p,ср}$  - среднее время рейса автосамосвалов, мин.

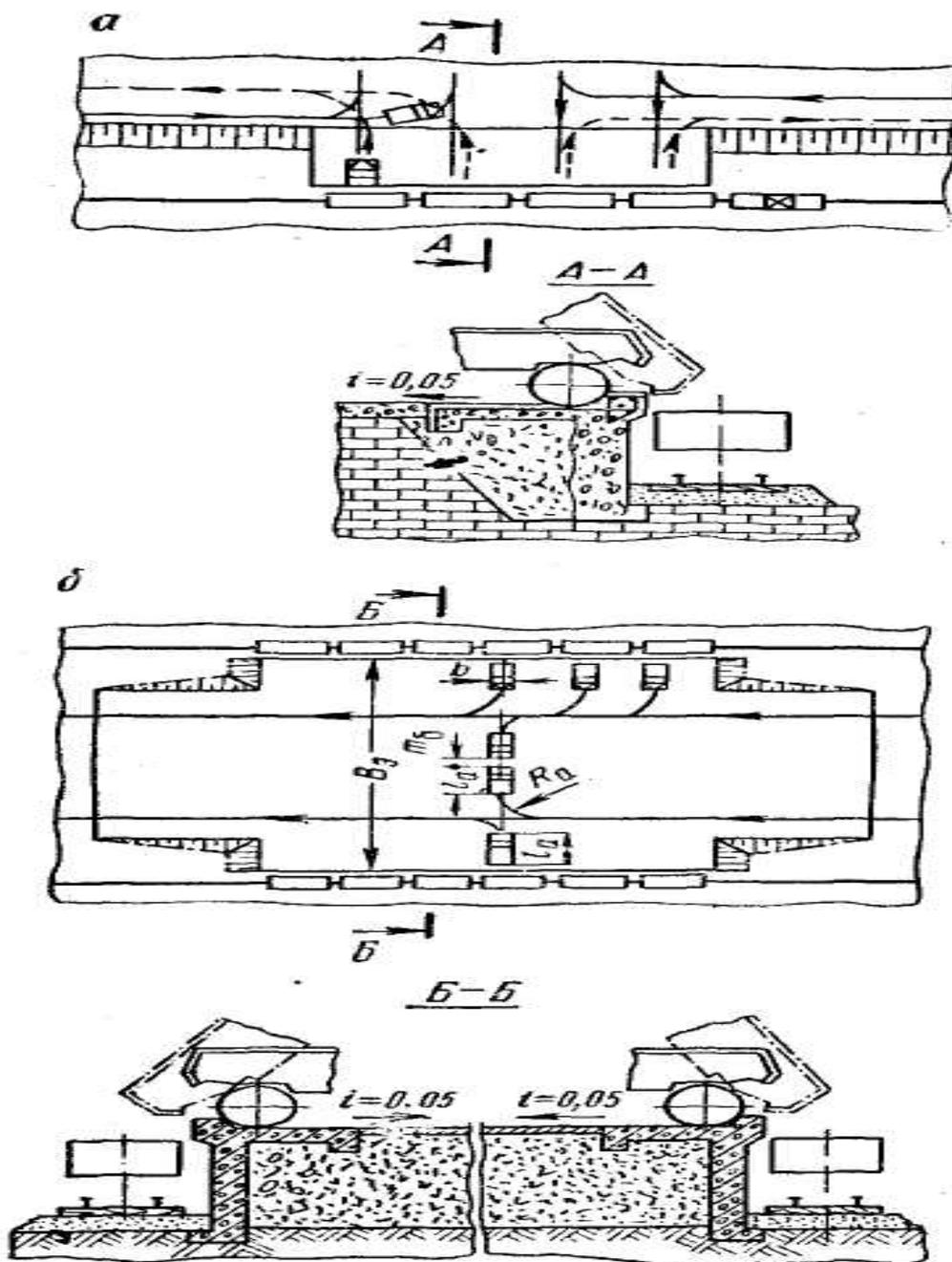


Рис.12.3. Эстакадный перегрузочный пункт при односторонней разгрузке и фронтальном выезде (а) и при фланговом въезде и двусторонней разгрузке (б)

Достоинства эстакадной перегрузки: высокая производительность, небольшие капитальные затраты расходы, небольшое требующейся

пространство, благоприятные условия для автоматизации. Основные недостатки: жесткая связь между автомобильным и железнодорожным транспортом, наличие дополнительных сооружений и сложность их переноса, увеличение износа подвижного состава.

Перегрузка горной массы с промежуточным складированием обычно осуществляется с помощью мехлопат. Могут применяться также одноковшовые погрузчики и специальные погрузочные машины. Различаются экскаваторные перегрузочные пункты (промежуточные склады): с устройством насыпи складированной горной массы на горизонтальной площадке; с устройством прямого бункера (прямяка) экскаватора и движением автомобильного и железнодорожного транспорта на одном уровне; со складированием горной массы у откоса уступа. Склады в виде насыпей (рис. 12.4, а) с одно- или двусторонней погрузкой создаются на широких рабочих площадках или на поверхности карьера.

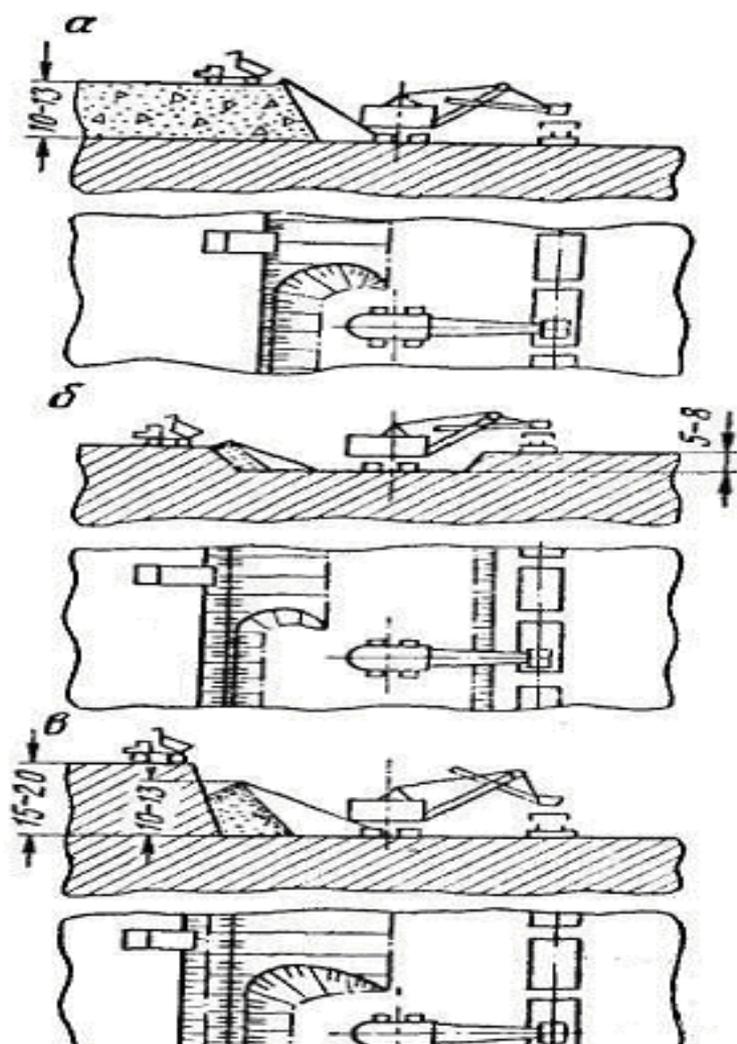


Рис. 12.4. Типы экскаваторных перегрузочных пунктов

При односторонней погрузке и длине насыпи более 150-200 м устраивают ряд фронтальных въездов с уклоном не более 5% и шириной не менее 15-20 м со стороны нерабочего откоса; в других случаях въезды фланговые. Минимальная ширина верхней площадки насыпи при тупиковых маневрах автомашин 30-45 м, а при круговом или петлевом развороте 40-55 м.

Перегрузочные пункты (ПП) с прямяком (рис. 12.4, б) представляют собой траншею длиной 30-100 м, шириной до 30-40 м и глубиной до 3,5-4 м. Параметры прямяка определяются радиусом вращения кузова, радиусом и высотой разгрузки экскаватора.

С одной стороны прямяка укладывают путь, а с трех других сторон устраивают подъездные площадки размерами не менее 40×40 м. Сооружение ПП со складированием горной массы под откос уступа (рис. 12.4, в) заключается в крутой его заоткоске

и тщательной подборке подошвы. Минимальная ширина разгрузочной площадки при сквозном проезде автосамосвалов составляет 35-40 м. Такие склады, сооружаемые при узких площадках на промежуточных горизонтах

карьеров, имеют значительную протяженность (до 200-300 м). Объемы, параметры и технология работы перегрузочных складов во многом зависят от их назначения. Рудные склады могут выполнять, кроме приемо-погрузочных, также регулировочные, резервные или раздаточные функции. Раздаточные функции заключаются в усреднении или раздельном складировании и отгрузке отдельных сортов полезного ископаемого.

Технология валового складирования полезного ископаемого и вскрышных пород аналогично отвалообразованию при автотранспорте. Минимальная длина фронта разгрузки определяется по формуле (18.16). минимальная высота склада  $H_{C.min} > 2/3 h_H$ , где  $h_H$  - высота расположения напорного вала рукояти (4-6 м для экскаватора ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И).  $H_{C.max} = H_{ч} + 1м$ , где  $H_{ч}$  - высота черпания экскаватора. Общая емкость склада

$$V_{C.OB} = \frac{fW_C}{n} m, \text{ м}^3, \quad (12.3)$$

где  $f$  - коэффициент неравномерности добычи ( $f=1,05 \div 1,15$ );  $W_C$  - объем поступающей на склад руды,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;  $n$  - число рабочих дней в году;  $m$  - число дней, на которое рассчитывается запас руды на складе (обычно до двух недель).

Активная емкость склада  $V_{C.AKT} = \kappa_o V_{C.OB}$ , где  $\kappa_o = 0,75 \div 0,8$  - коэффициент отгрузки складированной руды. Чтобы не требовалась переукладка погрузочного пути на складе, его активная емкость не должна превышать объема одной заходки складского экскаватора:

$$L_C A H_C \geq V_{C.AKT} \quad (12.4)$$

Из формулы (12.3) определяется необходимая длина склада  $L_C$ . Если требуемая протяженность склада невозможно по техническим условиям, необходима переукладка пути или переэкскавация руды из второй заходки.

Схемы путевого развития ПП предполагают устройство обменного пункта в виде разъезда с отцепкой или без отцепки локомотива (рис. 8.5, а, б) или обменного тупика (рис. 12.5, в). При двух экскаваторах на складе составы подаются по независимым путям или по одному пути пакетами (рис. 8.5, г, д). Минимальное время обмена достигается при схеме а:

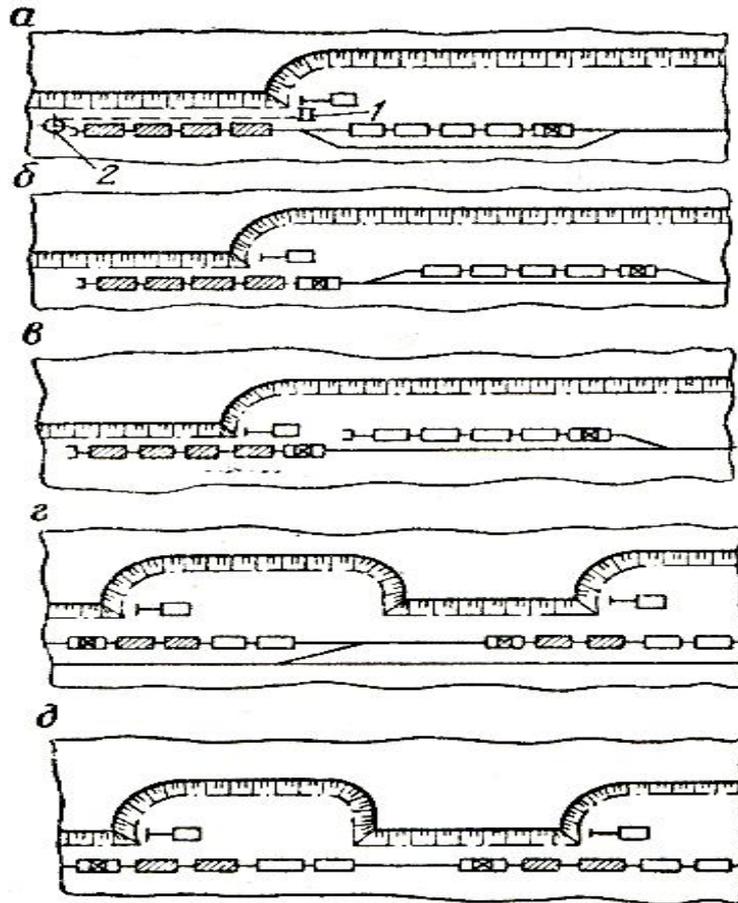


Рис. 12.5. Схемы путевого развития экскаваторных перегрузочных пунктов.  
1 – лебедка; 2 – направляющий блок.

$$t_o = \frac{l_{п} + 20}{g} + t_{o.n}, \text{ мин} \quad (12.5)$$

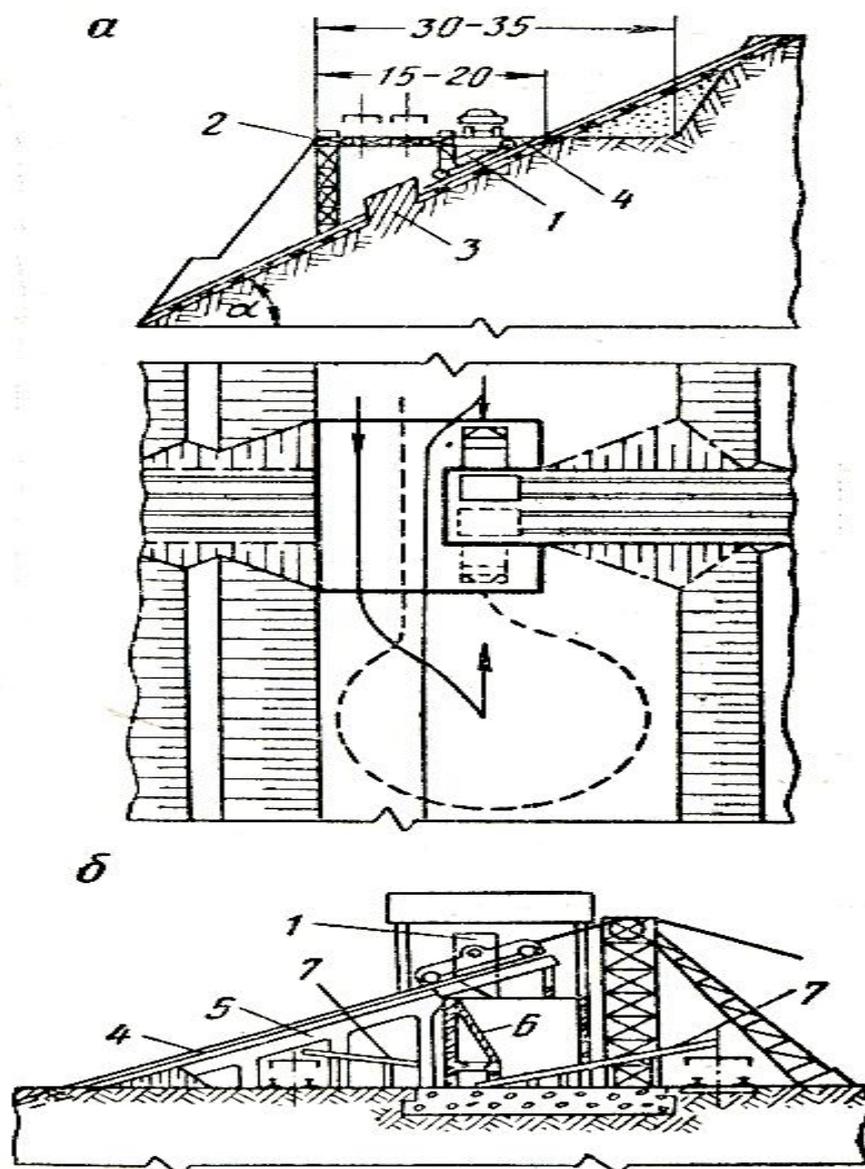
где:  $l_{п}$  - длина поезда, м;  $g$  - скорость движения локомотива, м/мин;  $t_{o.n}$  - время отцепки локомотива от порожнего и прицепки к грузеному составу, мин ( $t_{o.n} = 2 \div 6 \text{ мин}$ )

На крупных карьерах при валовой перегрузке на складах работает до четырех-пяти экскаваторов ЭКГ-8И. среднечасовая производительность экскаватора на складе на 18-20% выше, чем в забое.

Достоинства экскаваторной перегрузки: большая производительность складов (до 30 млн.т/год), гибкость связи между автомобильным железнодорожным транспортом, простота и короткий срок сооружения, возможность усреднения руд. Недостатки: необходимость использования дополнительного мощного оборудования, увеличение затрат на перегрузку, значительные размеры складских площадок.

При комбинации автомобильного транспорта со скиповым подъемом перегрузка горной массы в карьере из автосамосвалов в скипы (рис.8.6, а)

осуществляется непосредственно или через промежуточные бункера-дозаторы, емкость которых равна емкости скипов и автосамосвалов.



**Рис. 12.6. Перегрузка горной массы из автосамосвалов в скипы и разгрузка скипов в бункер:** 1 – скип; 2 – мост; 3 – предохранительный целик; 4 – рельсовый путь; 5 – наклонная эстакада; 6 – бункер; 7 – пластинчатые питатели.

При расположении ПП на промежуточном горизонте крутая траншея подъемника перекрывается сборным металлическим или железобетонным мостом для сквозного проезда автосамосвалов по транспортной берме. Автомашины разгружаются у края моста или на мосту, оборудованном поднимающимися лядами. Ширина моста должна обеспечить двухполосное движение автомашин, а ширина перегрузочной площадки – их свободный разворот (30-35м). Для одного подъемника необходимо иметь два перегрузочных моста: один в работе, а другой в монтаже или демонтаже.

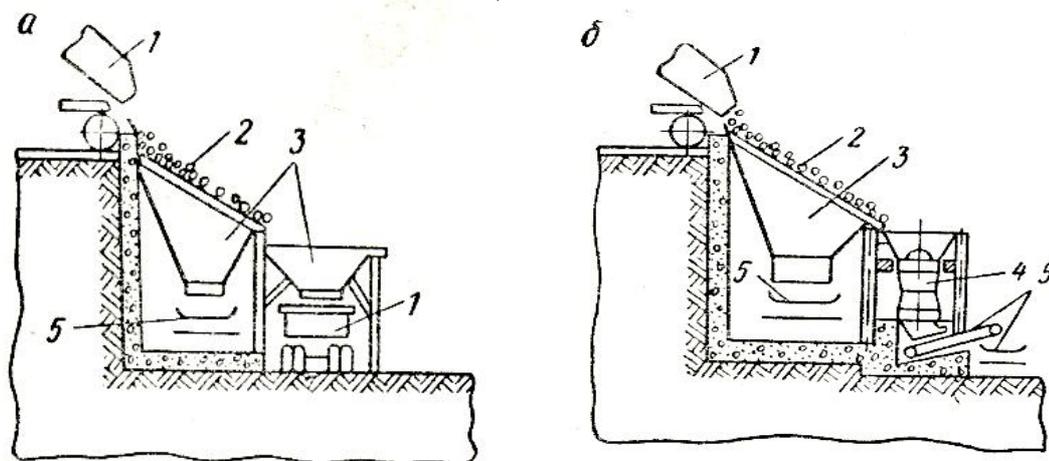
Скипы разгружаются в железобетонные бункера, емкость которых не менее чем в 3-4 раза превышает емкость скипа и обычно составляет 200-300 м<sup>3</sup>

и более (рис. 12.6, б). При совмещении ПП с корпусом крупного дробления руда из скипов разгружается в дробилки, а далее транспортируется конвейерами.

При комбинации автомобильного и конвейерного транспорта в зависимости от типа перемещаемых пород полустационарные в стационарные перегрузочные пункты оборудуются пересыпными воронками, бункерами с питателями, грохотильными установками (рис. 8.7).

Пересыпные воронки, отличающиеся от бункеров меньшими размерами и отсутствием затворов, применяют при перегрузке мягких пород, доставляемых автосамосвалами грузоподъемностью до 5-7 т.

При перегрузке мелкоразрушенных полезных ископаемых (обычно угля) на поверхности и необходимости его аккумулялирования сооружают заглубляемые в почву железобетонные бункера ячеечного или щелевого типа; из бункеров горная масса поступает на конвейеры, расположенные в горизонтальных подземных и далее наклонных галереях, выходящих на поверхность. Возможна также перегрузка мелкокусковатых пород на поверхности из средств колесного транспорта на конвейер с использованием полустационарных неглубоких бункеров траншейного типа, откуда, как и на абзетцерных отвалах, разгруженная горная масса экскавируется и перемещается на конвейер с помощью многоковшовых специализированных отвальных экскаваторов.



**Рис. 12.7. Схемы перегрузочных пунктов:**

а – грохотильного; б – грохотильно-дробильного; 1 – автосамосвалов; 2 – стационарный колосниковый грохот; 3 – бункер; 4 – дробилка; 5 – конвейеры.

Грохотильные установки применяют, когда выход негабаритных кусков (по условиям транспортирования конвейерами) не превышает 10-15%. При содержании негабарита до 1-3% (иногда 5%) возможно использование колосниковых грохотов, а при выходе негабарита более 3-5% - приводных грохотов (вибрационных, валковых, качающихся и др.). Полезная длина колосникового грохота должна быть не менее 6 м, угол их наклона должен быть в пределах 28-35°, щели должны иметь расширение к нижней части грохота. При размере

транспортабельных фракций - 400 мм средняя ширина щели грохота 230-250 мм.

Перегрузочные пункты, помимо грохотильной установки, включают разгрузочную площадку или эстакаду с мостом для проезда автосамосвалов, бункера для подрешетного и надрешетного продуктов грохочения (последней может отсутствовать), а также питатели (обычно пластинчатые).

*Дробильные установки* перегрузочных пунктов оборудуются дробилками: щековыми, конусными или ударного действия. Щековые дробилки по сравнению с конусными конструктивно проще и меньше по размерам, но производительность их при одинаковой ширине разгрузочной, но производительность их при одинаковой ширине разгрузочной щели меньше (примерно в 3 раза), больше расход электроэнергии (почти 2 раза) и затраты на дробление. При использовании конусных дробилок кусковатость почти 15% дробленной руды превышает ширину разгрузочной щели  $v$ , а максимальный размер дробленных кусков  $d_k = 2,1 \cdot v$ ; степень измельчения конусными дробилками до 8, чаще 3-4.

Конусная дробилка ККД-1500/180 наиболее распространена на рудных карьерах. Щековые дробилки имеют приемные отверстия до 1500×2100 мм. Как правило, на перегрузочных пунктах устанавливают две щековые дробилки, заменяющие одну конусную.

Для дробления неабразивных горных пород (содержание кремнезема менее 10%) с пределом прочности на сжатие до 1500 кгс/см<sup>2</sup> целесообразно применять дробилки ударного действия (молотковые и роторные). Масса их при одинаковой производительности со щековыми дробилками в 5 раз меньше. Степень измельчения составляет 6-8 (максимальная до 20). Удельный расход электроэнергии соответственно ниже на 80 и 20%, чем у щековых и конусных дробилок, и равен 0,5-1,5 кВт·ч/т.

Дробилка выбирается по размеру наибольшего куска загружаемого материала и по требуемой производительности при заданной ширине разгрузочной щели.

Установка грохотов на перегрузочном пункте перед щековыми дробилками экономически целесообразна, если в поступающей горной массе содержание транспортабельных конвейерами фракций составляет не менее 30-40% (вибрационный грохот) или 20% (колосниковый грохот).

Типом применяемой дробилки, размерами бункера, наличием или отсутствием грохота и питателей определяются параметры перегрузочных пунктов. Капитальные затраты зависят от строительного объема здания и применяемого оборудования.

*При комбинации автомобильного и гравитационного транспорта* непосредственная разгрузка автосамосвалов в рудоспуск (рудоскат) или в приемный бункер дробилки обычно осуществляется поочередно (один пункт разгрузки) или одновременно с двух-трех сторон приемного отверстия.

*Перегрузка руды в вагонетки подвесной канатной дороги (ПКД)* из узкоколейных вагонеток или автосамосвалов производится через промежуточный бункер. Вагонетки ПКД разгружаются также в бункер.

## ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ МЯГКИХ ГОРНЫХ ПОРОД.

### План:

1. Отвалообразование мягких горных пород.
2. Отвалообразование транспортно-отвальными мостами.
3. Отвалообразование консольными отвалообразователями.
4. Отвалообразование при конвейерном транспорте.

**Опорные слова:** породный отвал, склад, внутренний отвал, внешний отвал, некондиционная руда, верхняя отсыпка, нижняя отсыпка, консольное отвалообразование

### Отвалообразование мягких горных пород.

Отвалообразование и складирование являются заключительными технологическими процессами в разработке горных пород на карьерах. Насыпь пустых пород называется *породным отвалом*, насыпи пород плодородного слоя, некондиционных руд и полезного ископаемого — *складами*.

Породные отвалы различают по месту расположения относительно контура карьера, количеству ярусов отсыпки и средствам механизации отвальных работ. При разработке горизонтальных и пологих месторождений отвалы располагаются в выработанном пространстве внутри карьера. Эти отвалы называются *внутренними*. При разработке наклонных и крутых месторождений отвалы располагаются на поверхности за контуром карьера и называются *внешними*.

Отвалы отсыпаются в один или несколько ярусов. Высота яруса определяется устойчивостью, которая зависит от свойств складироваемых пород, характера рельефа поверхности, гидрогеологических и климатических условий и технологии отвалообразования. В каждом конкретном случае с учетом этих факторов устанавливается высота яруса и указывается в паспорте отвалообразования. Увеличение высоты яруса снижает затраты на отвалообразование за счет уменьшения путевых работ и повышения производительности средств механизации отвалообразования.

*Складирование полезного ископаемого* обычно производится с целью усреднения качества и создания резерва для последующей переработки или отгрузки потребителю.

Механизация отвальных работ и складирования зависит от свойств горных пород и связана с видом транспортирования горной массы из карьера.

Отвалообразование мягких горных пород *при конвейерном транспорте* производится транспортно-отвальными мостами и консольными отвалообразователями, *при доставке железнодорожным транспортом* — абзетцерами или средствами гидромеханизации. Отвалообразование крепких горных пород при железнодорожном транспорте производится механическими лопатами, драглайнами, отвальными плугами и бульдозерами, при автомобильном — бульдозерами.

### **Отвалообразование транспортно-отвальными мостами**

При разработке горизонтальных пластовых месторождений с мягкими покрывающими породами применяют внутреннее отвалообразование транспортно-отвальными мостами.

Они представляют собой, конвейер на самоходных опорах с отвальной консолью, который принимает от соединенного с ним многоковшового или роторного экскаватора горную породу и перемещает ее в отвал. Мосты проектируются и изготавливаются практически индивидуально для каждого месторождения с учетом его гидрогеологических условий. Одна из опор моста располагается на породном подступе или кровле пласта, другая — на кровле пласта или на отвальном подступе. Длина моста достигает 500 м, скорость движения ленты—10 м/с. Наибольшее распространение транспортно - отвальные мосты получили в ГДР при разработке бурого угольных месторождений.

*Технология отвалообразования* заключается в отсыпке с отвальной консоли в выработанное пространство при перемещении моста вдоль фронта работ. Железнодорожные пути, на которые опираются опоры моста, передвигаются встроенными путепередвижателями и поэтому при движении моста в обратном направлении производится отсыпка следующей заходки отвала.

В конструкции моста с опорой на предотвале предусмотрен сброс части породы с конвейера для отсыпки самого предотвала. После отсыпки порода в предотвале для повышения устойчивости уплотняется виброкатками.

*Устойчивость отвала* играет решающую роль в надежности работы транспортно-отвального моста и, следовательно, в целом карьера. Она зависит от свойств отвалообразующих пород, климатических и гидрогеологических условий. Для исключения скопления подземных и атмосферных вод в основном отвале предусматривается укладка перпендикулярно отвалу керамических и дренажных труб, по которым вода поступает в выработанное пространство и откачивается на поверхность. *Параметры отвала* определяются конструкцией транспортно-отвального моста. Максимальная высота отвала (м).

$$H_{\max} = h + H_0 - 1,5,$$

где  $h$  — мощность пласта полезного ископаемого, м;  $H_0$  — высота разгрузки отвалообразователя.

Вместимость отвала ( $m^2$ ) на 1 м фронта работ

$$S = BH_0 - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta,$$

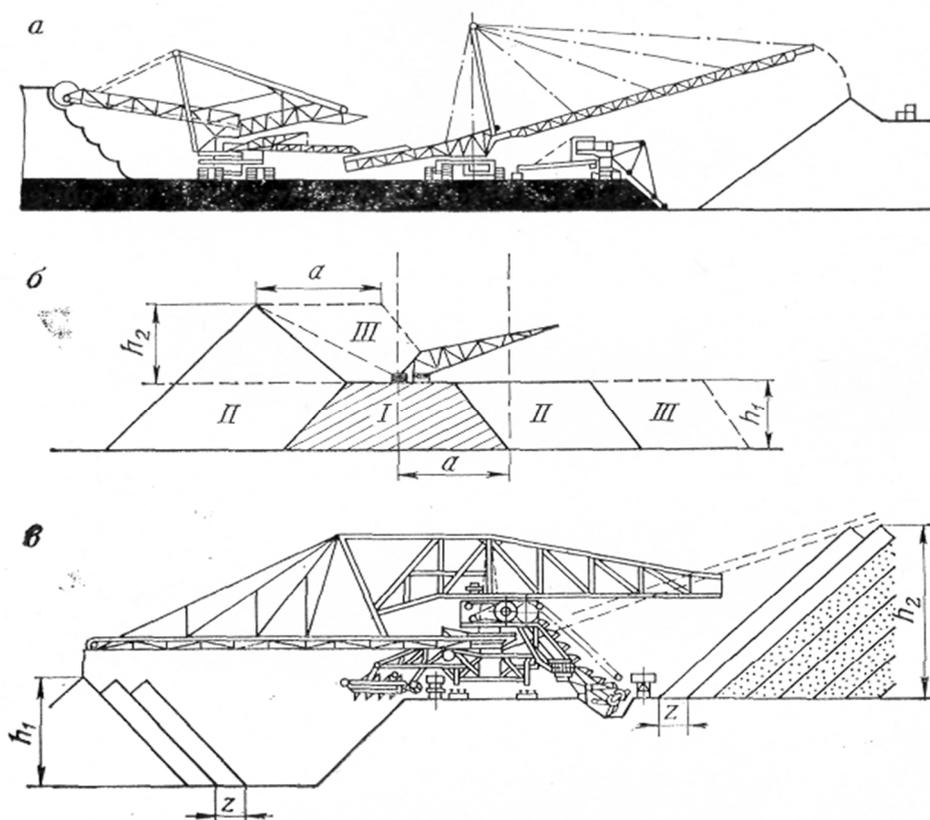
где  $B$  — шаг отвалообразования, равный толщине стружки экскаватора или ширине заходки экскаватора, м;  $\beta$  — угол откоса отвала.

*Производительность транспортно-отвального моста* определяется его технической характеристикой. Коэффициент использования в течение смены равен 0,95—0,97. Транспортно-отвальные мосты выпускаются в ГДР.

### Отвалообразование консольными отвалообразователями.

Консольные отвалообразователи применяются для складирования пустых пород внутри выработанного пространства и вне контуров карьера. Отвалообразователи представляют собой консольно установленный конвейер на гусеничном или шагающем ходу. Длина отвальной консоли достигает 225 м, угол наклона 17—18°, длина приемной консоли 60 м.

Технология внутреннего отвалообразования схожа с технологией отвалообразования транспортно-отвальным мостом, который располагается на кровле пласта около роторного экскаватора. Через приемную консоль порода от роторного экскаватора попадает на конвейер отвальной консоли, который перемещает ее в выработанное пространство (рис. 13.1, а). В процессе отсыпки отвальная консоль перемещается по дуге, более полно заполняя выработанное пространство. При отработке заходки отвалообразователь перемещается по фронту на шаг передвижки параллельно движению роторного экскаватора.



**Рис. 13.1. Схемы отвалообразования с применением:**

а — консольного отвалообразователя при внутреннем отвалообразовании; б — то же, при внешнем отвалообразовании; в — абзетцера; 1, II, III — порядок отсыпки заходок внешнего отвала; а — ширина заходки отвала.

Отвалообразование внешних отвалов консольными отвалообразователями применяется при конвейерном транспорте горных пород (рис. 13.1,б). Его начинают с отсыпки передовой насыпи. Горная порода с отвальной конвейера через разгрузочное устройство попадает на приемную консоль отвалообразователя и отвальной консолью укладывается в отвал. Затем этот отвал планируется и на него перемещается отвальный конвейер и отвалообразователь, который производит отсыпку нижнего яруса,

перемещаясь вдоль одной стороны отвального конвейера, и отсыпку второго яруса, перемещаясь вдоль другой его стороны. В период отсыпки верхнего яруса поверхность отвала нижнего яруса планируется бульдозерами, затем отвальный конвейер перемещается на шаг передвижки и цикл повторяется.

Высота передовой насыпи, а в дальнейшем и нижнего яруса зависит от свойств горных пород и составляет обычно 30—40 м. Высота верхнего яруса  $h_2$  определяется высотой разгрузки отвалообразователя.

С учетом уменьшения высоты первого яруса вследствие планировки его бульдозерами и необходимого расстояния между концом консоли и вершиной отвала вместимость ( $m^3$ ) 1 м внешнего отвала при двухъярусной отсыпке составит

$$S_0 = z(h_1 + h_2 - 6),$$

где  $z$  — шаг передвижки конвейера, м.

*Отвалообразование абзетцерами* применяется при железнодорожном транспорте мягких пород вскрыши (рис. 13.1, в). Абзетцер представляет собой роторный или многоковшовый экскаватор с отвальной консолью на рельсовом или гусеничном ходу, оборудованный для самостоятельной планировки отвала планирующим устройством в виде многоковшового звена длиной 10—12 м.

Благодаря возможности поворота отвальной консоли на  $180^\circ$  абзетцер может отсыпать двухъярусный отвал.

*Технология отвалообразования* заключается в следующем. Порода, доставляемая железнодорожным транспортом, разгружается в траншею глубиной 2—3 м, которую образует сам абзетцер. Двигаясь вдоль траншеи, абзетцер производит выемку этой породы и конвейером отвальной консоли укладывает попеременно в нижний и верхний ярусы отвала. По мере заполнения нижнего яруса его поверхность планируется, траншея засыпается, после чего передвигателем пути абзетцера и железнодорожного транспорта перемещаются в новое положение. Затем производится выемка траншеи и цикл повторяется. *Вместимость отвала* нижнего яруса, как и при отвалообразовании консольным отвалообразователем, определяется его высотой  $h_1$  с учетом планировки и шагом передвижки  $z$ :

$$S_1 = zh_1.$$

Вместимость отвала верхнего яруса

$$S_2 = zh_2 - 0,25z^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где  $\beta$  — угол откоса отвала.

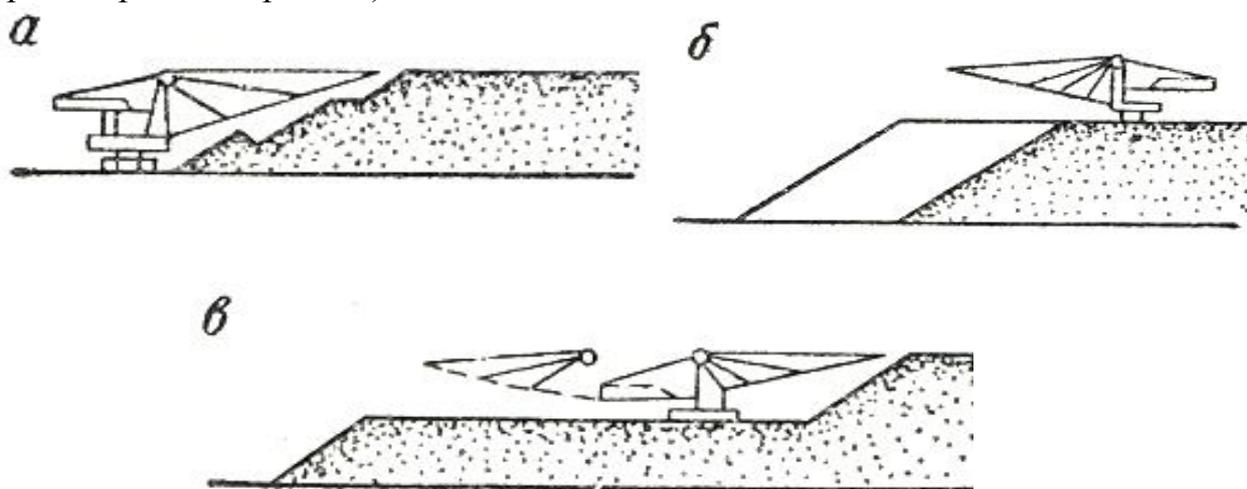
### **Отвалообразование при конвейерном транспорте.**

Наибольшее распространение при использовании ленточных конвейеров получило *складирование пород с помощью консольных отвалообразователей*.

Профиль отвала зависит от его высоты  $H_0$  и соответствующего этой высоте по условиям устойчивости угла откоса  $\beta_y$ . Так как с увеличением  $H_0$  величина  $\beta_y$  уменьшается, отвалы разрыхленных мягких пород, отсыпаемые под углом естественного откоса, имеют предельную высоту 15-40 м. Более высокие

отвалы должны отсыпаться в несколько ярусов таким образом, чтобы общий угол откоса отвала  $\beta_o \leq \beta_y$ . Число ярусов (нижние ярусы часто называют предотвалами) зависит от общей высоты отвала, физико-технических свойств пород и схемы работы отвалообразователя.

Уступы *внешних конвейерных отвалов* могут разделяться на два подступа (рис 13.3). Укладка пород в одноступный отвал, который, в свою очередь, может быть одно- или многоярусным, производится нижней или верхней отсыпкой отвалообразователем при расположении его, как и отвального конвейера, соответственно на кровле или почве отвала формируются при попеременной нижней и верхней отсыпке породы отвалообразователем, установленным на кровле нижнего подступа (транспортный горизонт).



**Рис. 13.2. Внешние конвейерные отвалы:**

**а** – одноступный трехъярусный при верхней отсыпке; **б** – одноступный одноярусный при нижней отсыпке; **в** – двухподступный при верхней и нижней отсыпке.

$$R_o = L_{o.k} \cos \rho + a + e, \text{ м}$$

$$H_{o.с. \max} = (R_o - C) \cdot \operatorname{tg} \beta_o, \text{ Б}$$

где  $L_{o.k}$  – длина отвальной консоли,  $\rho$  – допустимый подъем отвальной консоли, градус (обычно  $\rho \leq 18^\circ$ );  $a$  – вылет оси пяты консоли, м;  $e$  – горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала, м;  $C$  – расстояние от оси вращения отвалообразователя до нижней бровки отвала, м.

Из условия безопасного прохода и поворота отвалообразователя

$$C_{\min} = 0,5C_x + C_б, \text{ м}$$

где  $C_x$  и  $C_б$  – ширина хода машины и безопасное расстояние между машиной и нижней бровкой отвала, м ( $C_б = 5 \div 7$  м).

Максимальная высота отвала должна проверяться по предельному углу наклона отвальной консоли отвалообразователя

$$\rho_{\max} = \arcsin \frac{H_{o.б} + p - t}{L_{o.к}}, \text{ градус,}$$

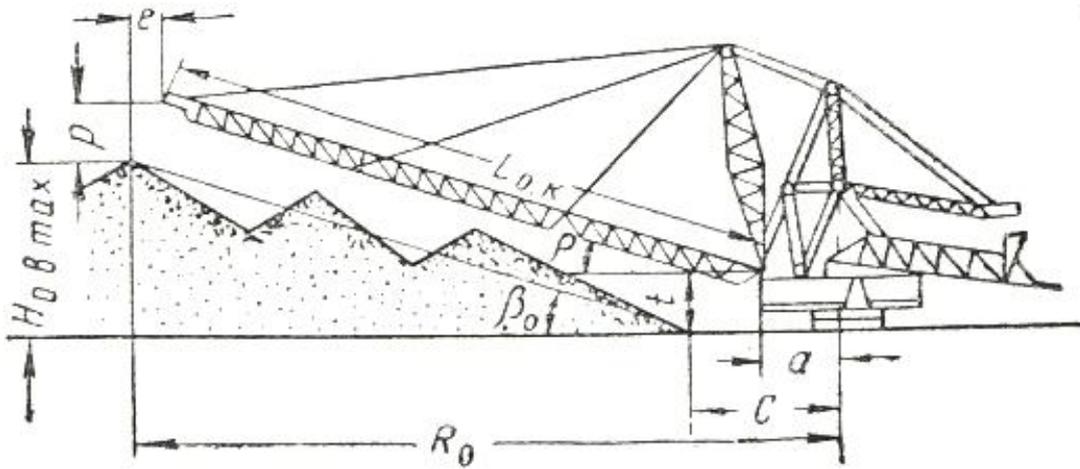


Рис. 13.3. Схема к расчету отвального уступа при верхней отсыпке.

При нижней отсыпке высота отвального уступа (подустапа) ограничивается по условиям его устойчивости. Обычно верхний и нижний отвальные подуступы (ярусы) равны по высоте.

Отвалообразователи с неповоротной приемной консолью могут производить только гребневую отсыпку отвала при движении вдоль отвального конвейера (рис. 13.4, а)

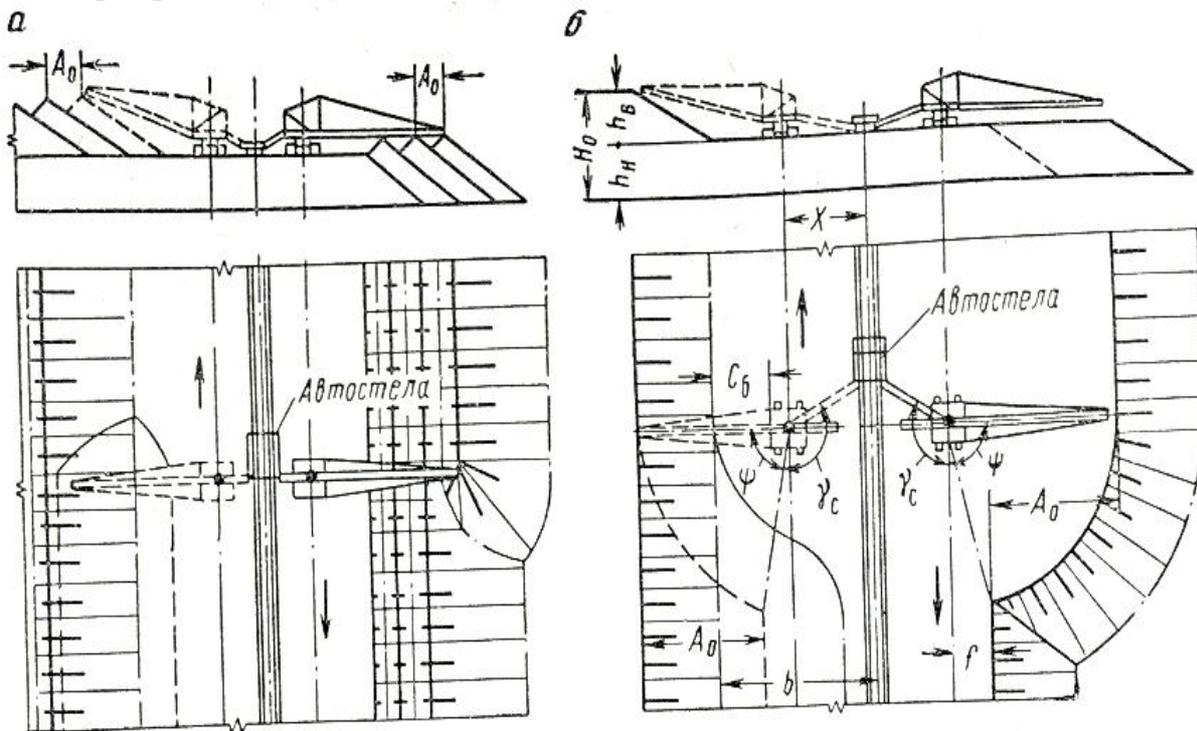


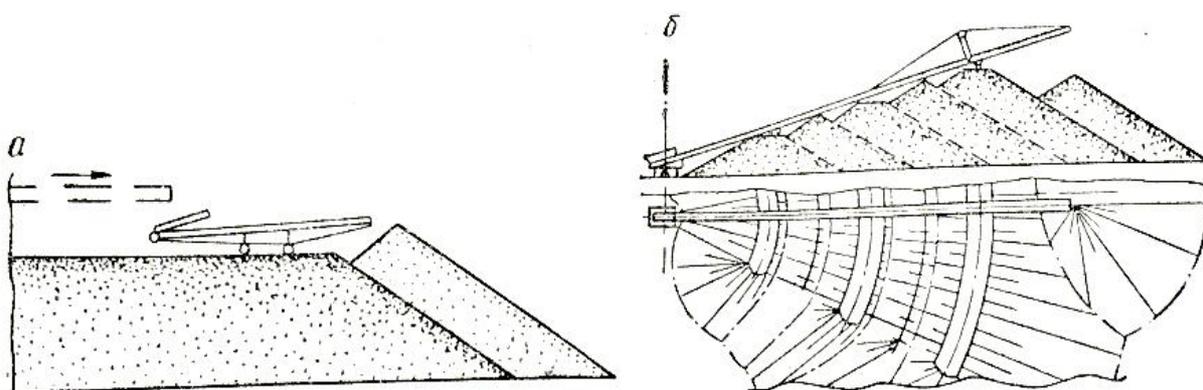
Рис. 13.4. Схемы к определению ширины заходки при конвейерном отвалообразовании: а, б – при работе отвалообразователя соответственно с неповоротной приемной консолью.

Отвалообразователями с поворотной приемной консолью осуществляют обычно веерную отсыпку серповидными полосами за счет поворота отвальной консоли (рис. 13.4 б).

При формировании двухподступного отвала сначала отсыпается заходка по нижнему подступу, производится передвижка конвейера, а затем отсыпается заходка верхнего подступа. Планировочные работы при нижней отсыпке осуществляются бульдозерами.

*Отсыпка внутренних отвалов* принципиально аналогична отсыпке внешних отвалов как при конвейерном транспорте, так и при использовании консольных отвалообразователей для поперечного перемещения пород в карьере. Во втором случае обычно производят верхнюю гребневую отсыпку, чтобы полностью использовать параметры консольных отвалообразователей. Устанавливают их на кровле или почве полезного ископаемого, вскрышном подступе, предотвале в зависимости от мощности разрабатываемых пород, создаваемых вскрытых запасов, формы и высоты отвальных откосов, несущей способности пород, расстановки и перемещения вскрышных экскаваторов. Максимально возможные параметры внутренних отвалов определяются так же, как и параметры внешних отвалов. Особенности порядка ведения работ и технологических расчетов связаны с зависимостью их от параметров системы разработки и схемы вскрытия карьера.

При небольших объемах вскрышных работ отсыпка пород может осуществляться с *отвального конвейера с периодическим его наращиванием* или с помощью *самоходного консольного конвейера-стеккера* (линейно-поступательная схема, рис 13.5 а). Применяются также *поворотно-звеньевые отвалообразователи*, имеющие набор последовательно соединенных консольных звеньев длиной 15-30 м с ходовыми тележками. За счет движения тележек промежуточных звеньев по монорельсам осуществляются поворот консольного конвейера и отсыпка концентрично-гребенчатого отвала (рис. 13.5, б).



**Рис. 13.5. Нижняя отсыпка самоходных консольным конвейером и неповоротно-звеньевым отвалообразователем.**

## ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ КРЕПКИХ ГОРНЫХ ПОРОД И СКЛАДИРОВАНИЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО.

### План:

1. Отвалообразование крепких горных пород одноковшовыми экскаваторами
2. Отвалообразование драглайнами
3. Бульдозерное отвалообразование
4. Складирование некондиционных руд и полезного ископаемого

**Опорные слова:** драглайн, железнодорожный транспорт, экскаватор, приемный бункер, шаг передвижки, бульдозерное отвалообразование, экскаваторное отвалообразование, высота яруса

### Отвалообразование крепких горных пород одноковшовыми экскаваторами

При разработке месторождений с крепкими горными породами и перевозке железнодорожным транспортом применяется отвалообразование одноковшовыми экскаваторами, механическими лопатами и драглайнами. Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпкаров и укладке ее в отвал (рис. 14.1). Экскаватор располагается ниже уровня железнодорожных путей на величину высоты разгрузки экскаватора.

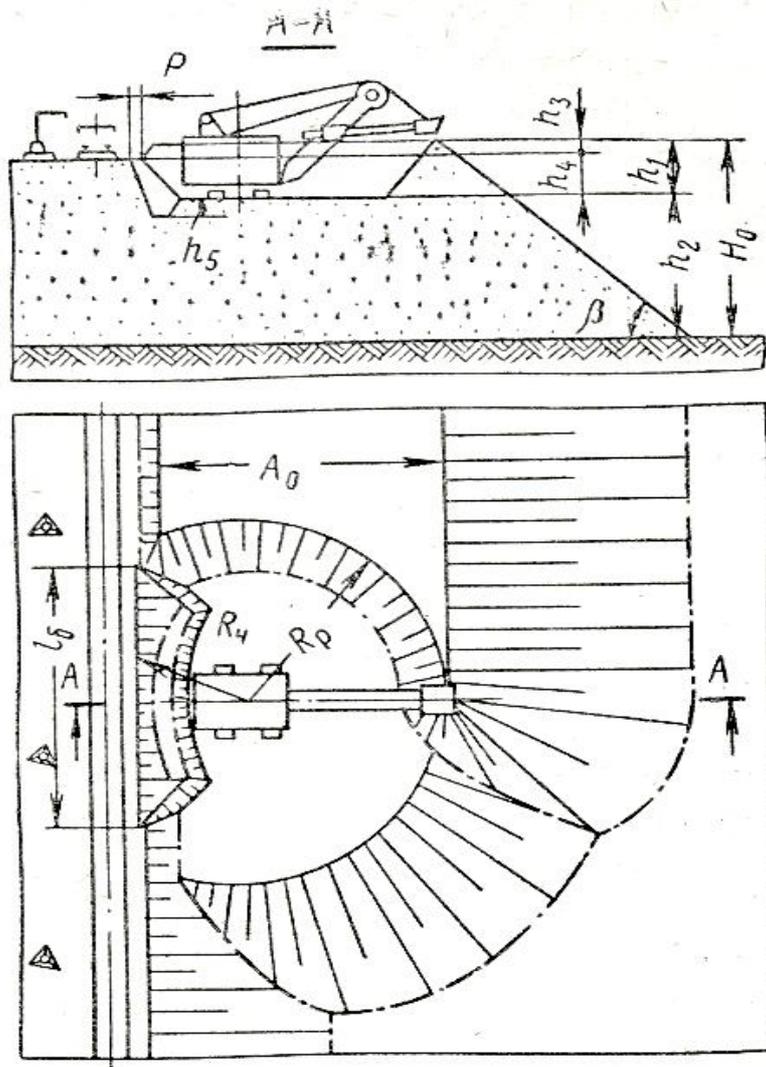
Для приема породы из думпкаров экскаватор сооружает приемный бункер. После разгрузки породы экскаватор производит выемку ее из приемного бункера и укладку сначала в нижний подступ, затем в верхний. Учитывая усадку пород в отвале, верхний подступ отсыпается высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути.

Высота экскаваторных отвалов зависит от свойств складироваемых пород и в равнинной местности составляет около 30 м.

Шаг передвижки пути при экскаваторах ЭКГ-5 и ЭКГ-8 обычно составляет 20—30 м, при драглайпах ЭШ-5/45М, ЭШ-10/60 — 70—100 м. В конце отвального тупика отсыпку верхнего подступа экскаватор производит таким образом, чтобы создать себе возможность выезда на поверхность отвала, по которой он перемещается в начало траншеи, где по съезду первоначальной насыпи он опускается на поверхность нижнего подступа, сооружает приемный бункер, и после передвижения путей в новое положение цикл повторяется.

Общая высота отвального уступа  $H_o = h_1 + h_2$  где  $h_1$  и  $h_2$  — высота верхнего и нижнего подступов.

Высота отвальных уступов зависит от типа складироваемых и залегающих в основании пород, рельефа поверхности отвального отвода, рабочих параметров экскаваторов, порядка ведения отвальных работ и обычно составляет 15-30 м. С увеличением высоты отвального уступа повышаются приемная способность отвала и эксплуатационная производительность экскаватора.



**Рис.14.1. Схема отвалообразования пород механической лопатой.**

Высота верхнего отвального подступа  $h_1$  не должна превышать максимальной высоты разгрузки экскаватора. При этом  $h_1 = h_3 + h_4$  (см. рис. 14.1) Превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым

$$h_3 = (K'_p - 1) \cdot (h_1 + h_2) \approx 0,05H_0 \quad 14.1$$

где  $K'_p$  – коэффициент первоначального разрыхления породы в отвале.

Высота отвального забоя  $h_4$  определяется типом экскаватора и высотой отвала и составляет 4,5–6,2 м для экскаватора ЭКГ–4,6 и 5,9–7,6 м для экскаватора ЭКГ–8.

Длина тупика зависит от производительности отвального экскаватора, емкости породного состава, скорости движения и применяемых средств связи. С увеличением длины тупика уменьшается потребная емкость ковша отвального экскаватора, но вместе с тем снижается готовность отвального тупика к приему породы. На практике длина тупика изменяется от 0,6 до 2,5 км (иногда до 3,5 км). Рациональная длина отвальных тупиков при экскаваторах с емкостью ковша 5-10 м<sup>3</sup> составляет 1000 – 2000 м.

Емкость приемного бункера экскаваторного отвала  $V_6$  определяется его длиной  $l_6$  (длиной фронта разгрузки), высотой отвального забоя  $h_5$ , равной глубине черпания экскаватора (см. рис. 14.2). Приближенно

$$V_6 = \frac{P \cdot l_6 \cdot (h_4 + h_5)}{K'_p}, \text{ м} \quad 14.2$$

где  $P$  – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути, м (обычно  $P = 1,5 \div 2$  м).

Прямо́к (заглубление нижней части приемного бункера относительно горизонта установки экскаватора на 0,8–1 м) устраивается для предотвращения повреждений ходовой части экскаватора и увеличения емкости приемного бункера и осью пути должно быть не менее 1,6 м, чтобы предотвращалось нависание шпал над бункером.

С увеличением длины приемного бункера  $l_6$  возможный шаг отвалообразования (переукладки путей) уменьшается.

При сокращении расстояния между осями пути и движения экскаватора ухудшаются условия черпания и наполнения ковша. В связи с этим, а также в виду снижения устойчивости откоса бункера при увеличении его длины фронт разгрузки ограничивается длиной одного-двух думпкаров. Обычно породный состав разгружается в приемный бункер подвогонно; состав подают на отвал вперед думпкарами.

Емкость приемного бункера связана с возможной эксплуатационной производительностью отвального экскаватора  $Q_3$ , так как доставляемый поездом объем породы  $n V_6$  должен быть уложен в отвал за время обмена поезда. При времени разгрузки состава  $t_p = n \cdot \tau_p$

$$n \cdot V_6 - \frac{P \cdot l_6 \cdot (h_4 - h_5)}{K'_p} \leq Q_3 \cdot n \cdot \tau_p \quad 14.3$$

По производительности отвальных экскаваторов разгрузка всей породы в приемный бункер без простоя состава возможна при полезной емкости последнего не более 200-220 и 300-320 м<sup>3</sup> соответственно при экскаваторах ЭКГ -4,6 и ЭКГ – 8. С увеличением полезной массы поездов (при внедрении тяговых агрегатов) необходимо применять более мощные отвальные экскаваторы, чтобы составы не простаивали на отвалах в ожидании освобождения приемного бункера.

Шаг переукладки путей (ширина заходки) на экскаваторных отвалах зависит от радиусов черпания и разгрузки экскаватора  $R_ч$  и  $R_p$  и длины думпкаров и может быть определен по формуле

$$A_0 = \sqrt{R_ч^2 - \frac{l_6^2}{4}} + R_p, \text{ м} \quad 14.4$$

Суточная приемная способность отвального тупика по условиям складирования  $W_c$  (равна эксплуатационной производительности мехлопаты) должна соответствовать приемной способности тупика по условиям транспортирования (провозной способности тупика):

$$W_c^2 = \frac{f \cdot T_c \cdot n \cdot V_D}{\frac{2L}{g} + n \cdot \tau_p + \tau}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad 14.5$$

Из равенства  $W_c' = W_c''$  могут быть определены потребная емкость ковша отвального экскаватора Е при заданном максимальном расстоянии L от обменного пункта на отвале до пункта разгрузки поезда или рациональная величина L при заданных Е и характеристиках разгружаемых пород. При устройстве обменного пункта вне пределов рабочей части отвального тупика

$$L = L_T \quad 14.6$$

При одновременной отсыпке нескольких ярусов отвала минимальное расстояние между смежными ярусами

$$A_{\min} = 2A_o + H_o \operatorname{ctg} \beta + 12, \text{ м} \quad 14.7$$

Производительность мехлопат на отвалах, как правило, значительно выше, чем в карьере (при одном их типе), что объясняется как снижением трудности экскавации пород, так и увеличенными рабочими параметрами отсыпки (ширины заходки, высоты уступа, длины блока), лучшим транспортным обслуживанием. Производительность отвальных мехлопат составляет 2,8-8,0 тыс.м<sup>3</sup>/сут. при коэффициенте их использования во времени 0,50-0,75, приемная способность 1 м отвального тупика 300-800 м<sup>3</sup>; производительность труда отвальных рабочих 140-280 м<sup>3</sup>/смену. Эксплуатационные расходы на 1 машино-смену и производительностью мехлопаты. Обычно в затраты на отвалообразование, которые на карьерах составляют 0,04-0,1 руб./м<sup>3</sup>, включаются также расходы на содержание и перемещение отвальных транспортных коммуникаций.

### **Бульдозерное отвалообразование**

Укладка крепких горных пород в отвалы при доставке их автомобильным, а иногда и железнодорожным транспортом производится мощными бульдозерами. Автосамосвалы разгружаются на некотором расстоянии от бровки по периферии отвала. Бульдозеры перемещают ее под откос, оставляя на бровке предохранительный вал. Для безопасности поверхность отвала имеет подъем 3° в сторону откоса.

*Процесс отвалообразования при автотранспорте* состоит из разгрузки автомашин на верхней площадке отвального уступа, перемещения породы под откос или планировки ее на площадке, поддержания автодорог на отвале. Последние два вида работ выполняются в основном бульдозерами.

*Строительство бульдозерных отвалов* на равнинной местности заключается в подведении автодорог к отвальному отводу созданию первоначального отвода шириной 70-100 м и высотой 2-5 м. Отвал наращивается до проектной высоты путем послойного складирования пород. Практикуется также увеличение высоты отвала до проектной путем разгрузки автосамосвалов откос при ширине насыпи 40-50 м и подъеме 5-7%. На косогорах создается площадка для разворота автосамосвалов в полутраншее, полувыемке или на насыпи. При крутых склонах может быть сооружен эстакадный отвал с железобетонным или бутобетонным барьером.

В эксплуатационный период отвалообразование производится двумя способами: периферийным или площадным в непосредственной близости от него, а затем бульдозерами перемещают к верхней бровке отвала. Во втором случае породу разгружают на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой породы и т.д., расстояние перемещения породы бульдозерами при этом составляет 5-15 м. Обычно экономичнее периферийного отвалообразование вследствие меньших объемов планировочных и дорожных работ. Площадной способ иногда применяют при складировании малоустойчивых мягких пород.

Объем бульдозерных работ при периферийном отвалообразовании зависит от расстояния между разгружающейся автомашиной и верхней бровкой отвала. Это расстояние при отсыпке взорванных пород составляет 1,4-4,5 м, а в ночное время увеличивается на 40%. Мягкие породы разгружают на расстоянии 2,5-5 м от верхней бровки, чтобы избежать разрушения верхней части отвального откоса. При этом до 60% породы разгружается на площадке. Высота породного развала составляет 0,8-1,8 м, а ширина 1,2-5 м.

При устойчивом основании отвала разрушенные породы стремятся разгрузить непосредственно под откос. Безопасная разгрузка автомашин обеспечивается устройством у верхней бровки отвала предохранительного породного отвала высотой 0,4-0,8 м и шириной 1-1,5 м, создаваемого и периодически профилируемого при поперечно-продольных проходах бульдозера.

Бульдозер с неповоротным лемехом перемещает породу на отвале при поперечных проходах под углом  $90^0$  к верхней бровке откоса; планировка разгрузочной площадки осуществляется при параллельных бровке отвала (продольных) проходах с подъемом  $1-2^0$  к бровке. При использовании бульдозеров с поворотным лемехом сокращается число их холостых перегонов, а производительность возрастает на 10-13%. Среднее расстояние перемещения породы составляет 3,5 – 7 м.

При большом объеме планировочных работ и возможности увеличения фронта отсыпки его целесообразно разделить на два – четыре участка и попеременно производить на каждом участке отсыпку и планировку. Особенно эффективна попеременная отсыпка пород отдельными участками шириной 50 – 70 м при неустойчивом основании отвала (гидроотвал и т.п.). Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2–3 сут., перерыв для осадки пород составляет 4 -6 сут. Такой порядок отсыпки предотвращает внезапное разрушение отвальных откосов и уменьшает объем планировочных работ.

Длина одного отвального участка определяется как условиями планировки, так и разгрузки автомашин. По условиям планировки

$$L'_{o,y} = \frac{Q_6}{W_0}, м \quad 14.8$$

где  $Q_6$  - производительность бульдозера,  $м^3/смену$ ;  $W_0$  – удельная приемная способность отвала,  $м^3/м$ ,

$$W_o = \frac{V_a \lambda}{b}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad 14.9$$

где:  $V_a$  - емкость кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;  $\lambda$  - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова (для БелАЗ-540, КраЗ-256 и МАЗ-503 соответственно равен 1,5; 2,5 и 3);  $b$  - ширина кузова автосамосвала, м.

Длина отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин

$$L_{o,y}^n = N_a \cdot a \cdot \frac{t_{p,m}}{T_p}, \text{ м}, \quad 14.10$$

где:  $N_a$  - число автомашин, обслуживающих отвальной участок;  $a$  - ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке, м ( $a = 20 \div 30$  м);  $t_{p,m}$  - продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин ( $t_{p,m} = 1 \div 2$  мин),  $T_p$  - продолжительность рейса автосамосвала, мин.

Число рабочих отвальных участков

$$N_o = \frac{W_c}{n_o \cdot Q_o}, \quad 14.11$$

где:  $W_c$  - объем складироваемых на отвале,  $\text{м}^3/\text{смену}$ ;  $n_o$  - число бульдозеров, работающих на отвале.

Общая длина отвального фронта

$$L_{\phi,o} = k_o \cdot N_o \cdot L_{o,y}, \text{ м} \quad 14.12$$

где:  $k_o$  - коэффициент одновременности работы отвальных участков ( $k_o = 1 \div 4$ ).

На равнинных отвалах длина одного разгрузочного участка составляет 50-80 м. При разделении операций разгрузки и планировки длина фронта отсыпки увеличивается до 200-250 м.

Форма бульдозерных отвалов в плане зависит от расположения подъездных автодорог, числа участков разгрузки, схемы движения автомашин на отвале, рельефа поверхности.

При центральном расположении въезда на отвал пробег автомашин на отвале, рельефа поверхности.

При центральном расположении въезда на отвал пробег автомашин меньше, чем при фланговом. При большом объеме отвальных работ увеличение числа въездов на отвал сокращает расстояние транспортирования по насыпной породе, увеличивает скорость движения, позволяет избежать столкновений автомашин.

При складировании взорванных и смешанных пород обычно принимают схему движения с веерным расположением отвальных дорог для сокращения пробега машин. При отсыпке мягких пород рациональна кольцевая схема движения на отвале по улучшенным автодорогам

Высота равнинных бульдозерных отвалов  $H_o$  ограничивается условиями устойчивости и рациональным расстоянием пробега автомашин на отвальной площадке. На практике высота отвальных уступов в равнинных условиях

обычно не превышает 30-40 м. На нагорных карьерах высота отвального уступа определяется прочностью пород самого отвала и его основания. При отсыпке взорванных скальных пород на склонах, покрытых четвертичными отложениями небольшой мощности, высота отвальных уступов достигает 100-150 м и более.

По числу рабочих горизонтов бульдозерные отвалы разделяются на одно и многоярусные. Последние применяют при ограниченной площади отвального отвода, для уменьшения расстояния транспортирования породы на отвале, при ограничении высоты отвальных уступов по условиям устойчивости. Коэффициент заполнения второго яруса обычно не превышает 0,5-0,7.

Ширина отвальных площадок многоярусных отвалов должна обеспечить достижение общего угла системы отвальных откосов по условиям устойчивости, а также размещение и безопасность работы транспортного и отвального оборудования.

По последнему условию

$$Ш_{o.n} = Z + Ш_о + Ш_{p.n}, \quad \text{м} \quad 14.13$$

где:  $Z$  - ширина зоны разлета породных кусков от нижней бровки вышележащего яруса, м ( $Z = 3 \div 25$  при высоте отвального яруса 4-30м);  $Ш_о$  - ширина автодороги, м;  $Ш_{p.n}$  - ширина разгрузочной площадки, м ( $Ш_{p.n} = (3 \div 4) \cdot R_n$ );  $R_n$  - радиус поворота автосамосвала, м.

Общая ширина отвальной площадки составляет 60-80м.

Производительность бульдозерных отвалов достигает 10-15 млн. м<sup>3</sup>/год. Производительность труда отвальных рабочих составляет 350-500м<sup>3</sup>/смену. Затраты на отвалообразование – 2-6 коп./м<sup>3</sup> при периферийном способе и 5-8 коп./м<sup>3</sup> при площадном.

*Достоинства бульдозерного отвалообразования:* простая организация, малый срок строительства отвалов, высокая мобильность оборудования, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы на собственно отвальные работы, высокий коэффициент использования фронта отвалообразования.

### **Отвалообразование драглайнами.**

Процесс отвалообразование драглайнами включает те же операции, что и отвалообразование мехлопатами. Разгрузка думпкаров производится в периодически сооружаемый драглайном приемный бункер глубиной  $h_б = 4 \div 8$  м (в зависимости от модели драглайна и типа породы) и длиной  $l_б = (2 \div 3)l_д$   $l_б = (2 \div 3) \cdot l_д$  где  $l_д$  - длина думпкара. Местоположение и число приемных бункеров в одновременной работе определяются принятой схемой отвалообразования.

Схемы отвалообразования различаются числом железнодорожных тупиков, обслуживающих один экскаватор, местоположением отвального драглайна и путей, способом отсыпки отвальных ярусов (нижняя, верхняя, комбинированная) и порядком их заполнения (рис. 14.2)

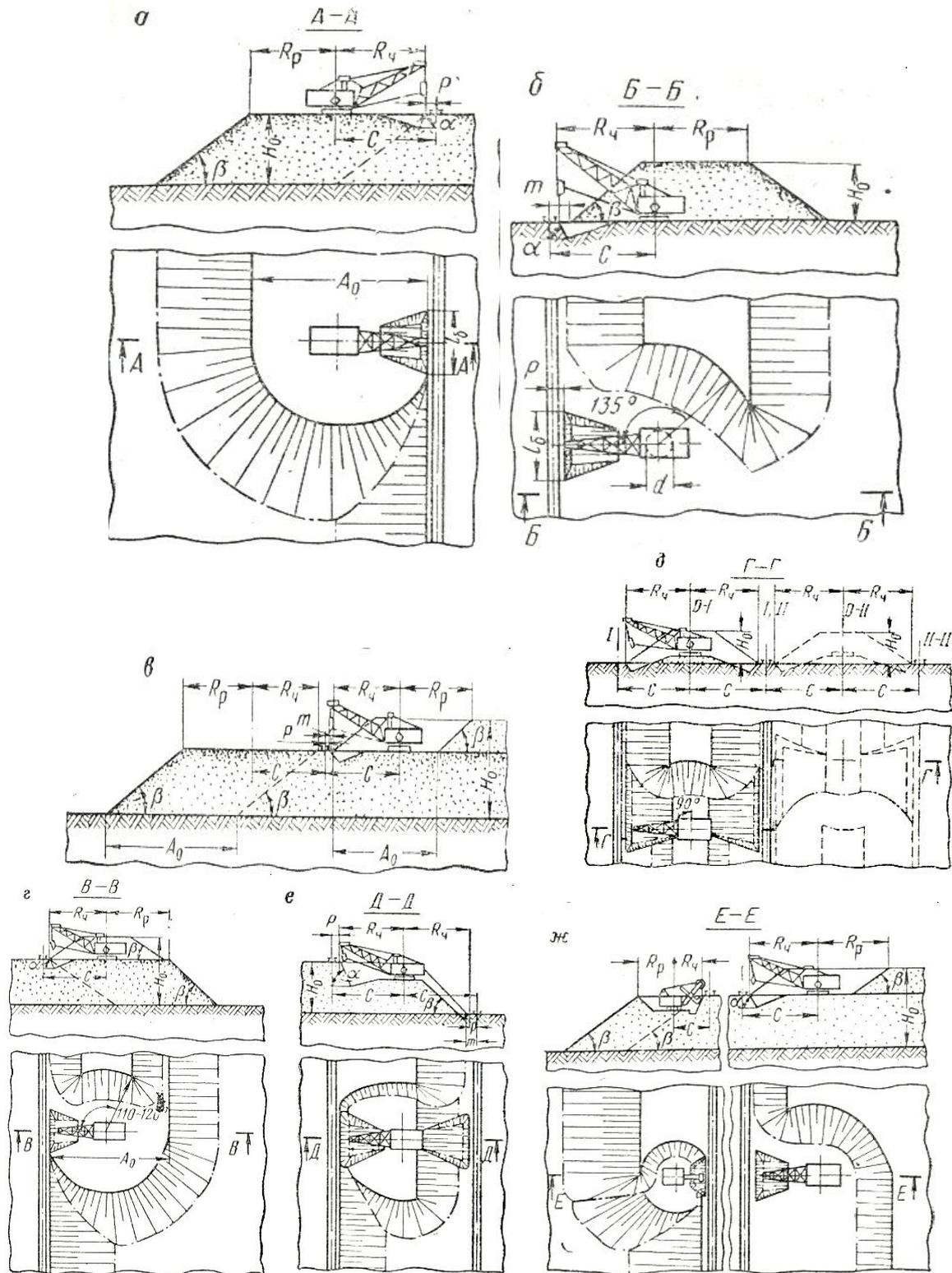


Рис. 14.2 Схемы отвалообразования драглайнами.

При одном железнодорожном тупике и нижней отсыпке путь и драглайн располагают на кровле отвального уступа, отсыпаемого сразу на всю высоту. Порода из приемного бункера перемещается вперед по ходу движения экскаватора и под откос отвала (рис. 9.4, а). Высота отвального уступа определяется по условиям устойчивости. Ширина отвальной заходки (и шаг переукладки пути) зависит от установки драглайна относительно пути.

Драглайн может быть установлен на максимальном расстоянии от оси пути  $C_{\max}$ , зависящем от радиуса черпания экскаватора  $R_q$ , в непосредственной близости от пути (при сдвигении места установки драглайна относительно приемного бункера в плане) и в промежуточном положении.

Максимальная ширина отвальной заходки

$$A_{o.\max} = R_p + C_{\max} - m, \text{ м}, \quad 14.14$$

где

$$C_{\max} = \sqrt{R_q^2 - \frac{l_0^2}{2}} + P, \text{ м}; \quad 14.15$$

$m$  - безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки отвала, м, принимаемое по условиям безопасности движения поезда с локомотивом в голове состава;  $P$  - то же, от оси пути до верхней бровки приемного бункера, м ( $P=2,5$  м).

С увеличением ширины отвальной заходки возрастает угол поворота экскаватора (до  $180^\circ$ ) и уменьшается его техническая производительность.

Как показывают расчеты, оптимальной ширине отвальной заходки соответствует угол поворота драглайна  $110-120^\circ$ .

При верхней отсыпке драглайном отвального уступа железнодорожный путь укладывают на земной поверхности или на насыпи минимальной высоты, а экскаватор размещают на расстоянии  $C$  от оси пути также на поверхности или на кровле нижнего под уступа (рис. 9.4, б). Порода перемещается в основной отвальный уступ сзади экскаватора по ходу движения. Нижний подступ отсыпается с опережением на величину радиуса разгрузки. Допустимая высота отвального уступа при этой схеме зависит от высоты разгрузки  $H_p$  и диаметра базы  $d$  драглайна, безопасного расстояния от верхней бровки нижнего подступа до базы драглайна  $b$ , углов откоса отвала и приемного бункера  $\beta$  и  $\alpha$ :

$$H_o = [R_q - 0,5 \cdot d - b - h_0 \cdot (\text{ctg}\beta + \text{ctg}\alpha) - P] \cdot \text{tg}\beta + H_p, \text{ м} \quad 14.16$$

Ширина отвальной заходки определяется по формуле (14.14), где величина  $m$  в этом случае характеризует безопасное расстояние от оси пути до нижней бровки отвала. Средний угол поворота драглайна составляет  $135^\circ$ .

Расположение железнодорожного пути на подошве отвала исключает подъем породы на отвал поездами, а также позволяет быстро возводить пионерную отвальную насыпь, одновременно принимая вскрышные породы из карьера.

Последовательная нижняя и верхняя отсыпка драглайном двух ярусов отвала при прямом и обратном проходе экскаватора (рис. 14.2, в) позволяет дважды использовать путь отвального тупика без его переноса. При этом возрастает приемная способность отвального тупика и отсутствуют холостые перегоны экскаватора. Драглайн располагается на кровле нижнего яруса отвала на уровне пути или выше его на подступе. При отсыпке верхнего яруса контактная сеть переносится на противоположную сторону пути.

Схема, показанная на рис. 14.2, з, отличаясь от вышерассмотренной *одновременной отсыпкой обоих ярусов*, может применяться при заполнении внутренней части кольцевого отвала и увеличении его высоты; недостаток ее – неполное использование площади отвала. Ширина отвальных заходок при комбинированной (верхней и нижней) отсыпке определяется по формуле (14.14), высота верхнего яруса – по формуле (14.16), а высота нижнего яруса устанавливается по условиям устойчивости его откоса.

При объеме складирования пород более 7 млн. м<sup>3</sup>/год рациональны двухтупиковые схемы отвалообразования с верхней отсыпкой.

*Двухтупиковая схема с верхней отсыпкой отвала* (рис.14.2, д) за счет увеличения вдвое провозной способности отвала позволяет увеличить коэффициент использования экскаватора во времени до 0,8-0,9. Порода, разгружаемая с каждого пути в свой приемный бункер, укладывается драглайном только в половину прилегающей отвальной насыпи; при этом угол поворота экскаватора не превышает 90° (средний 60°). После отсыпки первой заходки (насыпи) драглайн переходит в положение *D – II* и отсыпает вторую заходку. Внешний железнодорожный путь переносится на внешнюю сторону второй заходки (положение *II – II* на рис. 14.2, д) на расстояние *4 C*, а на внутреннем пути переставляется на другую сторону только контактная сеть (положение *I, II*). Таким образом, каждый железнодорожный путь используется дважды при отсыпке двух отвальных заходок. Пути при отсыпке первого яруса укладываются на земной поверхности, а при отсыпке второго яруса – на насыпи.

*При двухтупиковой схеме с одновременной верхней и нижней отсыпкой* драглайном двух подступов, на которые разделяется отвальный уступ (рис. 9.6, е.), один путь укладывают на кровле отвала, другой – на земной поверхности. Высота верхнего подступа по условиям устойчивости откоса приемного бункера не превышает 4-6 м.

Максимальная ширина отвальной заходки

$$A_0 = 2C - m - P - H_0 \cdot ctg\beta \quad , \text{ м.} \quad 14.17$$

При раздельном складировании разнотипных пород может быть использована *комбинированная схема с отсыпкой первого (нижнего) яруса мехлопатай и верхней отсыпкой второго яруса драглайном* при одном транспортном горизонте и независимых железнодорожных тупиках (рис. 14.2, ж).

Выбор схемы отвалообразования драглайнами производится на основе технико-экономического сравнения вариантов. Длина отвального тупика изменяется в пределах 1-3 км и зависит в первую очередь от высоты отвала и модели драглайна. На отвалах применяют драглайны с ковшом емкостью 4-10 м<sup>3</sup>.

Объем путепереукладочных работ при работе драглайнов в 3-7 раз меньше, чем при мехлопатах. Пути служат длительный срок (год и более). Поэтому их можно хорошо балластировать, что позволяет применять мощный подвижной состав с нагрузкой на ось 30 тс, снизить затраты на текущее содержание пути. Возможно увеличение высоты отвального уступа до 30-40 м

и более, так как деформации откосов при нижней отсыпке не имеют столь существенного значения, как при работе мехлопат. Фронт отвальных работ не сокращается, так как рабочие параметры драглайна позволяют размещать породу на участке в пределах всего железнодорожного пути.

*Недостатки отвалообразования драглайнами:* ограниченная область применения (мягкие и достаточно мелко взорванные полускальные и реже скальные породы), большая, чем у мехлопат, длительность рабочего цикла и часто меньшая производительность на  $1\text{м}^3$  ковша, резкое снижение производительности драглайна в зимний период, меньшая надежность машины по сравнению с мехлопатовой, затрудненность работы при тумане, снегопадах и сильном ветре, высокие требования к квалификации обслуживающего персонала и напряженность работы, большие капитальные затраты и относительно малое снижение текущих расходов на отвалообразование даже при использовании мощных драглайнов типа ЭШ-10/60.

### **Складирование некондиционных руд и полезного ископаемого**

Руды, по своему содержанию не отвечающие в настоящее время требованиям переработки или потребителей, укладываются в отдельные отвалы. Технология отвалообразования и комплексная механизация его аналогичны технологии отвалообразования пустых пород. Отличаются отвалы некондиционных ископаемых местом расположения и параметрами. Место расположения выбирается вблизи будущего предприятия по переработке исходя из возможности транспортной связи с ним. Высота отвала должна быть кратной высоте уступа при его разработке.

Складирование полезного ископаемого производится с целью создания резерва для отгрузки потребителю или для производства усреднения по качеству. Эти склады располагаются на специальной площадке в месте отгрузки потребителю, около перерабатывающего предприятия (обоганительной фабрики) или в карьере. Технология складирования зависит от свойств полезного ископаемого и задачи усреднения. Механизация складирования некондиционных руд, так же как и при отвалообразовании пустых пород, в основном зависит от средств доставки. При железнодорожном и автомобильном транспорте складирование, усреднение и отгрузку производят одноковшовыми экскаваторами, при конвейерном — многоковшовыми.

Технология усреднения полезного ископаемого заключается в отсыпке в штабель руд разного качества (или содержания) горизонтальными или наклонными слоями на высоту черпания экскаватора. При отгрузке полезного ископаемого из этого штабеля одноковшовым экскаватором руда перемешивается, обеспечивая потребителю стабильный состав по качеству. При доставке полезного ископаемого железнодорожным транспортом пути располагаются на насыпи высотой, достаточной для беспрепятственной его разгрузки из думпкаров. Экскаватор из приемной траншеи, сооружаемой вдоль этой насыпи, экскавирует полезное ископаемое и укладывает его в штабель. Для более тщательного перемешивания руда в штабеле может неоднократно экскавироваться. При автомобильном транспорте полезное ископаемое

разгружается на поверхности штабеля с последующим выравниванием бульдозером или под откос, как в случае обычного бульдозерного отвалообразования. Длина штабеля определяется необходимым фронтом разгрузки и технологией усреднения, а объем — производительностью потребителя и его режимом работы. Обычно длина усредненных складов составляет 80— 500 м, а объем — от 50 до 500 тыс. м<sup>3</sup>.

При конвейерном транспорте применяются эстакадные и без эстакадные склады. В первом случае отвальный конвейер располагается на эстакаде. С помощью разгрузочной техники с этого конвейера полезное ископаемое разгружается по длине штабеля непрерывно, создавая тонкий слой. При без эстакадном складировании укладка полезного ископаемого в штабель производится специальным конвейерным одно- или двухконсольным штабелеукладчиком, который при движении вдоль склада принимает полезное ископаемое с отвального конвейера и укладывает его в штабель.

## АЭРОЛОГИЯ КАРЬЕРОВ.

### План:

1. Причины и характер загрязнения атмосферы карьеров.
2. Основные положения по обеспечению нормального состава атмосферы в карьерах.
3. Основные исходные данные для прогнозирования и проектирования нормального состава атмосферы в карьерах.

**Опорные слова:** аэрология карьеров, дисперсность, предельно допустимый концентрат, характеры загрязнения атмосферы на карьерах.

### Причины и характер загрязнения атмосферы карьеров.

Работа практически всех машин и механизмов, составляющих технологический комплекс карьеров, сопровождается выделением вредных примесей. При достаточно активном естественном воздухообмене между процессами поступления и выноса устанавливается динамическое равновесие, благодаря чему среднее содержание вредных примесей в атмосфере карьера большую часть времени не превышает предельно допустимых концентраций.

Общее загрязнение атмосферы карьеров наблюдается, как правило, в периоды безветренной погоды и особенно при инверсиях. Оно возникает либо вследствие постепенного накопления вредных примесей при работе горно-транспортного оборудования, либо после массового взрыва, произведенного при неблагоприятных метеорологических условиях.

При слабых ветрах возможно образование "труднопроветриваемых" зон с повышенными концентрациями вредных примесей, т.е. местных загрязнений. Местные загрязнения атмосферы наблюдаются обычно в зонах наибольшей концентрации горнотранспортного оборудования: у разгрузочных площадок, рудоспусков, в выездных траншеях, а также на нижних горизонтах карьеров.

Источники загрязнения атмосферы могут находиться как в карьере, так и за его пределами. Они характеризуются интенсивностью, т.е. количеством токсичных газов и пыли, выделяемых в единицу времени. В табл. 15.1 приведены характеристики интенсивности пылевыведения при основных процессах в карьерах. Интенсивность большинства источников пылевыведения в карьере зависит от многих факторов, в том числе от скорости движения и температуры воздуха в зоне работающего оборудования. Переменную, зависящую от внешних условий и интенсивности выделения вредных примесей, имеют все машины и устройства, перегружающие горную массу в потоке движущегося воздуха, а также автомобили, бульдозеры и др.

Дисперсность пыли, образующейся при работе карьерного оборудования, высокая: более 90% пылинок имеют размеры менее 5 мкм и лишь 2,5% — более 10 мкм. Основная масса обнаруживаемой в атмосфере карьеров пыли является "старой", т.е. отделенной от массива ранее и взмученной при движении автомобилей или при взрывах. При бурении, погрузке, дроблении

горной массы в атмосферу поступает в основном "свежая" пыль, которая представляет наибольшую силикозоопасность.

Причиной весьма сильного, но, как правило, кратковременного загрязнения атмосферы карьеров и прилегающего района являются взрывные работы. Газопылевое облако при мощном массовом взрыве выбрасывается на высоту до 150-250 м, а затем, достигнув уровня конвекции, распространяется по ветру на значительные расстояния. Объем облака составляет 15—20 млн. м<sup>3</sup>, а концентрация пыли в нем достигает 4000 мг/м<sup>3</sup>. Удельное пылеобразование при взрывах изменяется от 0,04 до 0,154 кг пыли на 1 кг взорванного ВВ. При взрывах выделяются также значительные объемы ядовитых газов — в основном окись углерода и окислы азота. Количество газов зависит от типа ВВ и свойств взрывааемых пород. С увеличением удельного расхода ВВ в два раза удельное пылевыделение возрастает в 6 раз. При обводнённости взрываемого блока концентрация пыли в облаке резко уменьшается.

*В настоящее время* взрывные работы на большинстве карьеров не приводят к длительным загрязнениям атмосферы, поскольку уровень конвекции (исключая периоды инверсий) оказывается, как правило, выше верхней отметки карьера. С увеличением глубины карьеров до 500 м и более массовые взрывы могут стать основным источником загрязнения атмосферы.

Интенсивным и постоянно действующим источником загрязнения воздуха в карьерах является автотранспорт. Выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания представляют сложную многокомпонентную смесь. В настоящее время в их составе определяется уже более 200 различных веществ. Из аэрозольных компонентов наиболее опасна сажа, выбрасываемая в виде частиц с преобладающим размером 0,05-0,5 мкм (до 98%). Частицы сажи, обладая значительной удельной поверхностью (до 75 м<sup>2</sup>/г), сорбируют канцерогенные и другие токсические вещества, которые, попадая в организм человека, могут привести к тяжелым последствиям.

Из газообразных выбросов карбюраторных двигателей наиболее опасными являются окись углерода (до 95% общей токсичности выхлопа); дизельных - окислы азота (до 50%), окись углерода (до 25%) и альдегиды (до 20%). При наличии в атмосфере карьеров с автотранспортом повышенных концентраций окиси углерода и окислов азота, как правило, отмечаются и высокие содержания альдегидов. Состав токсичных выбросов карьерных автомобилей в значительной мере зависит от режима работы двигателя и характеристики трассы.

Значительные выделения газов из руд и горных пород, способные нарушить нормальную работу карьеров, отмечаются лишь в единичных случаях. Тем не менее, случаи загрязнения атмосферы карьеров углеводородами, выделяющимися из отбитой горной массы и грунтовых вод, неоднократно отмечались на серном месторождении Шорт-Су в Средней Азии (где на 1 т отбитой руды выделяется более 700 г углеводородов), а углекислым газом - на угольном карьере Тарнобжик (Польская Народная Республика).

Состав атмосферы глубоких карьеров достаточно сложен и к его оценке следует подходить, исходя из медико-биологических требований, учитывая

концентрации вредных примесей, направление их действия, степень токсичности. Медико-биологические требования к составу воздуха в карьерах определены предельно допустимыми концентрациями (ПДК). Однако содержание токсичных веществ в воздухе на уровне ПДК не может рассматриваться в качестве оптимального состава воздушной среды. Учитывая одновременное присутствие в атмосфере карьеров большого числа аэрозольных и газообразных примесей, необходимо стремиться к тому, чтобы достичь концентраций значительно более низких, чем предельно допустимые.

Состав атмосферы объектов открытых горных работ должен отвечать установленным нормативам по содержанию основных составных частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы) с учетом действующих государственных стандартов.

Воздух рабочей зоны должен содержать по объему 20 % кислорода и не более 0,5 % углекислого газа; содержание других вредных газов не должно превышать установленных санитарных норм.

### **Предельно допустимые концентрации газообразных примесей в атмосфере карьеров**

**Таблица 15.1.**

Газы	Предельно допустимая концентрация	
	мг/м <sup>3</sup>	% по объему
Акролеин	0.7	0,000028
Формальдегид	0.5	0,000037
Окислы азота (в пересчете на N <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	5	0,0001
Окись углерода	20	0,0016
Сернистый ангидрид	10	0,00035
Сероводород	10	0,00066
Углекислый газ	-	0,5

Места отбора проб и их периодичность устанавливаются графиком, утвержденным техническим руководителем организации, но не реже одного раза в квартал и после каждого изменения технологии работ.

Допуск рабочих и специалистов на рабочие места после производства массовых взрывов разрешается после получения ответственным руководителем взрыва сообщения от специализированного профессионального аварийно-спасательного формирования о снижении концентрации ядовитых продуктов взрыва в воздухе до установленных санитарных норм, но не ранее чем через 30 мин после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости, а также осмотра мест (места) взрыва ответственным лицом (согласно распорядку массового взрыва).

Во всех случаях, когда содержание вредных газов или запыленность воздуха на объекте открытых горных работ превышают установленные нормы, должны быть приняты меры по обеспечению безопасных и здоровых условий труда.

Запыленность воздуха на рабочих местах не должна превышать ПДК, которые в зависимости от содержания свободной  $\text{SiO}_2$  в пыли и ее минералогического состава колеблются от 1 до  $10 \text{ мг/м}^3$ . Таблица 15.2.

**Таблица 15.2.**

<b>Характеристика пыли</b>	<b>Предельно допустимая концентрация, <math>\text{мг/м}^3</math></b>
Пыль, содержащая более 70% свободной $\text{SiO}_2$	1
Пыль, содержащая более 10% свободной $\text{SiO}_2$ и более 10% асбеста	2
Пыль гранита	2
Асбестовая пыль и пыль смешанная, содержащая более 10% асбеста	2
Пыль силикатов (тальк, оливин и др.), содержащая менее 10% свободной $\text{SiO}_2$	4
Пыль слюды-сырца с примесью свободной $\text{SiO}_2$ до 28%	2
Пыль слюды (флогопит, мусковит)	4
Пыль барита, апатита, фосфорита, цемента, содержащая менее 10% $\text{SiO}_2$	5
Пыль глин, цемента, минералов и их смесей, не содержащих свободной $\text{SiO}_2$	6
Пыль угольная и угольно-породная, содержащая до 10% свободной $\text{SiO}_2$	4
То же, при содержании от 10 до 70% $\text{SiO}_2$	4
Пыль угольная, не содержащая свободной $\text{SiO}_2$	10
Прочие виды минеральной и растительной пыли, не содержащие $\text{SiO}_2$ и примесей токсичных веществ	10

Большую часть времени удовлетворительный воздухообмен в карьерном пространстве обеспечивается естественными вентиляционными силами. При штилях или недостаточной активности естественного воздухообмена возникает дефицит в свежем воздухе, который должен восполняться средствами искусственной вентиляции.

Основной инженерной задачей является обеспечение взаимодействия применяемых технических средств с природными силами, осуществляющими естественный воздухообмен в карьерах. Выполнение этого требования является обязательным условием успешного применения инженерных мероприятий. Знание основных закономерностей естественного воздухообмена в карьерах необходимо как для правильного выбора режимов работы карьера (в частности, времени проведения взрывных работ), так и для эффективного использования средств пылегазоподавления и искусственной вентиляции.

Метеорологическими наблюдениями установлено, что в карьерном пространстве формируется собственный микроклимат, особенности которого

проявляются все более четко по мере увеличения глубины разработок. На нижних горизонтах глубоких карьеров отмечаются существенные различия в температуре воздуха, влажности, прозрачности атмосферы, количестве осадков. Увеличение глубины сопровождается ухудшением условий воздухообмена в карьерном пространстве, что связано как с падением активности ветрового потока, так и с уменьшением интенсивности солнечной инсоляции, приходящейся на единицу площади обнаженных поверхностей.

Следствием этого является возникновение "труднопроветриваемых", объем которых, как правило, увеличивается с глубиной и находится в ой зависимости от величины скорости ветра на поверхности. Основными факторами, определяющими активность естественного воздухообмена в карьерах, являются ветровая энергия, солнечная радиация и термическая стратификация атмосферы карьера и вышележащих слоев. При определенных условиях на естественный воздухообмен могут влиять окислительные процессы и глубинное тепло Земли (особенно при высоких значениях геотермических градиентов).

В реальных условиях воздухообмен в карьерах определяется совместным действием ряда факторов, дифференцировать удельное значение которых методами непосредственных измерений практически невозможно. Определяющим фактором в процессе аэрации карьеров является ветровая энергия. Местные потоки, вызванные солнечной радиацией, при наличии ветра выполняют второстепенную роль. Термическая стратификация атмосферы в карьере и вышележащих слоях либо способствует развитию вертикальных перемещений воздуха, либо препятствует ему.

### **Основные положения по обеспечению нормального состава атмосферы в карьерах.**

Для создания безопасных атмосферных условий при проектировании новых или реконструкции действующих карьеров в техническом проекте разрабатывается специальный раздел, в котором дается оценка воздушной среды и обосновываются необходимые мероприятия по снижению запыленности, загазованности воздуха и обеспечению комфортных условий труда в период разработки месторождений.

Проектом учитывается комплекс факторов, влияющих на запыленность и загазованность воздуха, определяющими из которых являются: географическое положение района, в котором находится предприятие, горно-геологическая характеристика месторождения, физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород, технология разработки и используемая техника, пространственное положение и геометрические параметры будущего карьера.

Раздел проекта, посвященный созданию безопасных атмосферных условий, состоит из трех основных частей: в первой части дается оценка интенсивности естественного проветривания на различных этапах разработки карьера, во второй - обосновывается необходимый комплекс мероприятий, направленных на обеспечение нормального состава атмосферы, и в третьей,

заключительной части, рассматриваются основные организационные вопросы, связанные с контролем санитарной характеристики атмосферы и экономическими показателями, определяющими затраты, их производственную и социальную эффективность.

Комплекс факторов, определяющих санитарную характеристику воздуха в карьерах, подразделяется, на две группы: а) независимые и подлежащие обязательному учету; б) управляемые и выбираемые с учетом обеспечения нормального состава атмосферы при использовании соответствующей технологии и т.п. микроклимат рабочих мест, так и интенсивность естественного воздухообмена, являются производными объективно существующих метеорологических условий. Учет климатических условий в процессе проектирования позволяет не только правильно обосновать необходимые средства обеспечения комфортных условий труда, но и одновременно дает возможность определить рациональную компоновку промышленной площадки с соответствующим расположением от въездов, траншей и других горных сооружений.

*Управляемая группа факторов* — это, прежде всего, технология и техника разработки, выбор которых должен оцениваться и по санитарным характеристикам. При этом экономическое сравнение позволяет, при прочих равных условиях, выбрать более оптимальные варианты с точки зрения предупреждения загрязнения атмосферы, как на рабочих местах, так и в карьерном пространстве,

В целом, проектирование проветривания карьера осуществляется в следующей последовательности:

1. Рассматриваются природные условия района и площадки будущего карьера. При этом анализу подлежат географическое положение месторождения, рельеф, климатические и метеорологические условия района, горно-геологическая характеристика месторождения,

2. Дается санитарная оценка принятой технологии и техники ведения горных работ.

3. Определяются условия и интенсивность естественного воздухообмена в карьере на различных этапах его разработки.

4. Устанавливается суммарное количество примесей, поступающих в атмосферу карьерного пространства, и определяется удельный вес выделения от тех или иных источников.

5. Прогнозируются концентрации примесей в общей атмосфере карьерного пространства и устанавливаются периоды, требующие проведения специальных профилактических мероприятий по оздоровлению воздушной среды в карьере.

6. Обосновываются и выбираются необходимые средства, и методы снижения поступлений пыли и газов в атмосферу карьерного пространства.

7. Определяются концентрации примесей, а также микроклиматическая обстановка на рабочих местах горного оборудования.

8. Устанавливается необходимость искусственной вентиляции отдельных рабочих мест и выбирается соответствующее вентиляционное оборудование для этих целей.

9. Оценивается необходимость искусственного проветривания карьерного пространства в целом или отдельных рабочих зон.

10. Определяется количество воздуха, необходимого для искусственной вентиляции, и выбираются схемы искусственного проветривания.

11. Определяются требуемые параметры вентиляторных установок, и устанавливается их число.

12. Решаются организационные вопросы, связанные с контролем состава воздуха и эксплуатацией средств нормализации атмосферы в карьерном пространстве.

13. Оценивается экономическая эффективность всего комплекса профилактических мероприятий по нормализации состава атмосферы в карьере.

В процессе эксплуатации карьера отдельные разделы проекта подвергаются уточнению в соответствии с изменениями геометрии карьерного пространства, технологии и техники ведения работ, в результате совершенствования методов и средств борьбы с пылью и газами и повышения культуры работы производства в целом.

При проектировании карьеров необходимо учитывать: а) тепловой режим на фиксированных рабочих местах в кабинах горного оборудования; б) необходимые противольевые мероприятия и соответствующие расходы пылеподавляющих веществ; в) вероятность нарушения естественного воздухообмена и опасность загрязнения атмосферы карьерного пространства при определенном сочетании метеорологических элементов,

Метеорологические условия на рабочих местах в кабинах горного оборудования должны приниматься в соответствии с требованиями СНиПа (таблица 15.1, 15.2.).

Температура, относительная влажность и скорость движения воздуха регламентируются как на теплый, так и на холодный периоды года, исходя из категории работы по ее тяжести.

### **Основные исходные данные для прогнозирования и проектирования нормального состава атмосферы в карьерах**

Состав атмосферы в карьере следует оценивать по этапам его отработки, определяемым схемами естественного проветривания. Эти этапы должны устанавливаться, исходя из характерных для каждого изменения ветровых схем проветривания карьера в связи с тем, что:

а) для подавляющей территории России ветер является основным естественным вентиляционным фактором;

б) ветровые схемы и их эффективность определяются параметрами карьера (размерами в плане, углами откосов бортов и т.п.);

в) хотя эффективность тепловых схем и зависит от параметров карьера, однако условия их возникновения обусловлены тоже метеорологическими элементами.

Таким образом, базой для установления основных этапов обработки карьера являются рециркуляционная, прямоточная, рециркуляционно-прямоточная и прямоточно-рециркуляционные схемы естественного проветривания.

В основу их классификации положена аэродинамическая характеристика движения воздуха в карьерах, возникающая при действии ветра с у основных параметров открытых горных разработок, к которым в том числе относятся:  $L$  - размер карьера на уровне поверхности в направлении, перпендикулярном к движению ветра;  $I$  - длина карьера в направлении движения ветра;  $H$  - глубина карьера;  $\frac{I}{H}$  - относительная длина карьера в направлении движения ветра;  $\beta, \beta_1, \beta_2$  - соответственно углы откосов подветренного борта карьера, верхней и нижней группы уступов при выпуклой конфигурации этого борта.

Параметры карьера, определяющие ветровую схему его проветривания, сведены в таблице 15.3

В карьерах с отношением размеров поверху к глубине не более 5-6 и угле откосов подветренного борта  $\beta > 15^\circ$  или с углами откосов  $\beta \leq 15^\circ$ , но при различном опережении уступов, вследствие чего на значительной его части (50% и более) создаются условия для общей циркуляции потоков обратного направления. При этом в карьере воздух движется по замкнутому контуру с частичным выносом и подсвежением.

**Таблица 15.3**

Схема проветривания	Определяющие параметры
Рециркуляционная	При $\frac{I}{H} < 5 \div 6$ , но при $\beta > 15^\circ$
Прямоточная	При любых $I$ и $H$ , но при $\beta \leq 15^\circ$ и равномерной отработке уступов подветренного борта
Рециркуляционно-прямоточная	При $\frac{I}{H} > 8 \div 10$ , но при $\beta > 15^\circ$
Прямоточно-рециркуляционная	При любых $I$ и $H$ , но при $\beta > 15^\circ, \beta_1 \leq 15^\circ, \beta_2 > 15^\circ$

## УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОЙ МАССЫ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

### План:

1. Методы управления качеством продукции.
2. Управление качеством руды при буровзрывных работах.
3. Управление качеством руды при выемочно-погрузочных и транспортных работах.
4. Управление качеством руды на складах.
5. Планирование горных работ

**Опорные слова:** сортировка руды, разубоживание, количественные потери, перспективное планирование горных работ

### Методы управления качеством продукции.

Добытая открытым или подземным способом руда в дальнейшем проходит переработку в товарный концентрат с определенным содержанием полезного компонента. Переработка рудной массы производится на обогатительных фабриках по различным технологическим линиям для богатой и бедной руды, для руды с вредными примесями, для комплексной руды (с несколькими полезными компонентами).

*Поэтому руду сортируют, разделяют на группы:*

- по химическому составу, содержанию металла;
- по минералогическому составу;
- по гранулометрическому составу.

Сортировка руды начинается у забоя (сплошная или селективная выемка), продолжается на промежуточных складах и отвалах, а заканчивается у обогатительной фабрики.

В среднем по данным металлургического обогащения руд цветных, редких и радиоактивных металлов изменение среднего содержания металла в руде на 1-2 % приводит к увеличению затрат на обогащение руды на 10-20 %. А суточные колебания содержания металлов на рудниках составляет 100 %.

*Методы управления качеством продукции*

Управление качеством продукции производится на стадиях проектирования, строительства и подготовки месторождения, очистной добычи, на усреднительных складах перед отправкой на обогатительную фабрику.

Методы управления:

- а) совершенствование систем разработки, процессов очистной выемки с целью снижения потерь и разубоживания при добыче;
- б) управление запасами полезных ископаемых при планировании развития горных работ для усреднения качества отбитой руды;
- в) управление объемами добычи руды по блокам и забоям для усреднения качества руды в суточной добыче;

г) разработка технологий добычи с утилизацией пустых пород в выработанном пространстве;

д) устройство усреднительных пунктов между забоем и обогатительной фабрикой;

е) обоснование экономически оптимальных кондиций товарной руды;

ж) разработка систем контроля и опробования качества руды на всех стадиях ее добычи.

*Мероприятия по рациональному использованию недр и повышению качества минерального сырья:*

- обеспечение минимума потерь руды из числа балансовых запасов на всех стадиях добычи, транспортировки и переработки;

- сохранение или эффективное вовлечение в отработку забалансовых руд при вынужденном разубоживании;

- комплексное использование сырья с целью извлечения всех попутных полезных компонентов;

- стремление к безотходной технологии, за счет погашения пустот пустыми породами из проходческих забоев и из отвалов.

#### **Управление качеством руды при буровзрывных работах.**

Для успешной экскаваторной сортировки руд в забоях необходимо соблюдать дополнительные требования к буровзрывным работам:

➤ при взрыве не должно быть чрезмерного перемешивания руды с приконтурными породами;

➤ руда и вмещающие породы, разнотипные, сортовые руды должны размещаться в развале так, чтобы были оптимальными условия для раздельной экскаваторной выемки и погрузки.

Эти условия выполняются за счет раздельного взрывания горных пород несколькими способами:

а) одновременным (двухстадийным) взрыванием вертикальных скважин горизонтальными слоями;

б) взрывание наклонных (под углом падения рудного тела) скважин;

в) выборочное взрывание участков карьера в плане;

г) целевое (контурное) взрывание;

д) взрыворазделение направленными взрывами.

В большинстве случаев средством управления качеством рудной массы является снижение диаметра взрывных скважин, т.к. существует зависимость между диаметром скважин и разубоживанием руды пустой породой в приконтурной зоне массива

#### *Разновременное (двухстадийное) взрывание*

Условие применения - угол наклона контакта руда-порода не более 12 -15 градусов от горизонта, иначе растут потери и разубоживание. Если контакт наклонен в сторону откоса под углом 15-60 град., то целесообразно производить взрывание скважин переменной глубины - до контакта руда-порода.

*Недостаток* - двухстадийные бурение, зарядание, что снижает производительность работ.

### *Наклонные взрывные скважины*

Условие применения - крутые (более 55 град.) углы контакта руда-порода. Иногда используются скважины малого диаметра. Все скважины бурятся одновременно, а взрываются либо с замедлением либо после отгрузки руды экскаватором - на второй стадии работ.

### *Выборочное взрывание участков в плане.*

Это тоже разновременное взрывание скважин, расположенных в плане на разных участках - например, по сортам. Сначала взрывают рудные участки, затем породные, или наоборот.

### *Щелевое контурное взрывание*

Это взрывание без нарушения естественных геологических структур, сначала взрывают сближенные (и может быть уменьшенного диаметра) скважины вдоль контакта руда-порода, создавая щель (плоскость обнажения), затем подрываются основные заряда в обычных скважинах. Этот способ может сочетаться с наклонными взрывными скважинами и с выборочным взрыванием участков. Контурные скважины малого диаметра заряжаются либо все, либо через одну. При этом способе улучшается дробление горной массы, уменьшается сейсмическое воздействие взрывов на нетронутый массив, при этом достигается минимум потерь и разубоживания, зато увеличивается расход бурения примерно на 30%.

### *Взрыворазделение направленным взрыванием*

Взрыворазделение возможно за счет регулирования конструкцией заряда, замедлением детонации от ряда к ряду скважин. Ожидаемые размеры развала горной массы после взрыва определяются по эмпирическим зависимостям, поэтому можно добиться разного разброса руды и породы или разных сортов руды за счет изменения величины, конструкции заряда, типа ВВ, способа взрывания и величин замедления детонации.

### *Известны два способа взрыворазделения:*

- а) отброс пород верхней части уступа и нормальное разрыхление руды в нижней части;
- б) выброс руды из нижней части уступа и обрушение пород из верхней части.

Чем больше диаметр скважины или выше работоспособность ВВ или количество взрывчатки в заряде, тем дальше разлет взорванных пород. Чем больше промежуток времени между взрывами соседних скважин, тем меньше гасятся сейсмические волны, т.е. если между зарядами скважин на участке руды одного сорта замедление  $> 50$  мс, а на контакте двух сортов замедление между зарядами соседних скважин  $< 50$  мс, то в развале руды двух сортов разделятся за счет наложения сейсмических волн.

### **Управление качеством руды при выемочно-погрузочных и транспортных работах.**

Выемочно-погрузочные работы в забое могут производиться валово (сплошная выемка) или раздельно (селективная выемка) с сортировкой на руду и породу или по сортам руды.

Экскаваторная сортировка бывает простой и сложной:

- *простая* - это выемка руды участками раздельно каждого сорта по фронту и ширине забоя (развала) без сортировки по его высоте;
- *сложная* - это раздельная выемка сортов по участкам и по высоте развала.

#### *Способы простой сортировки:*

- а) за счет переменной ширины заходки в зависимости от линии контакта сортов
- б) за счет выборочной выемки участков уступа в плане
- в) за счет послойной двухстадийной выемки из развала при условии горизонтальных пластов руды.

*Сложная сортировка* применяется при большой изменчивости сортов руды в развале, она эффективна при визуальном отличии руды от породы, тогда черпают отдельно руду, отдельно породу.

*Управление транспортом* осуществляется разделением грузопотоков - отдельно к рудному складу, отдельно к породному отвалу. Это возможно при двух и больше капитальных траншей.

#### *Управление качеством руды высотой уступа*

Чем сложнее залегание рудных тел, тем ниже должны быть уступы, например, в США на сложноструктурных месторождениях высота уступа не более 7-8 м. При низких уступах легче проследить за изменениями контура и качества руды, легче управлять буровзрывными работами. На Сорском месторождении медно-молибденовых руд с уменьшением высоты уступа с 15 до 5 м уменьшились потери с 6.5 до 2% и разубоживание с 25 до 10%

### **Управление качеством руды на складах**

Классификация типов усреднения сырья на карьерных складах по следующим признакам (по Г.Г.Ломоносову):

- 1) местоположению склада - внутрикарьерное; прикарьерное; при обогатительной фабрике;
- 2) функции склада - перегрузочное; регулировочное; усреднительное; резервное; смешанное;
- 3) способу отсыпки штабеля - со специальной насыпи; с эстакады; в специальный котлован; переэкскавацией;
- 4) направлению фронта отсыпки - продольное; поперечное; диагональное; кольцевое; радиальное;
- 5) по порядку отсыпки - слоями; порциями; смешанно;
- 6) по направлению фронта отгрузки - продольное; поперечное; кольцевое; радиальное;
- 7) по транспорту для подачи руды - автомобильный; ж/дорожный; конвейерный;
- 8) техническим средствам отсыпки - экскаватором; бульдозером; плугом; штабелеукладчиком;
- 9) техническим средствам отгрузки - экскаватором; автопогрузчиком; бульдозером с эстакады;
- 10) по транспорту для перевозки усредненной руды - автомобильный; ж/дорожный; конвейерный.

*Карьерные склады* могут выполнять несколько функций одновременно, например, быть усреднительным и резервным, регулировочным.

Обычно склады устраивают в местах перегрузки руды с одного вида транспорта в другой, как правило, с автомобильного на железнодорожный. Каждый склад имеет несколько штабелей, обычно по 2-3 штабеля каждого сорта руды. *Один штабель* отсыпается, а со *второго* в это время отгружается руда на обогатительную фабрику (конечно, в другом порядке, не так как отсыпали), *третий склад* - резервный.

*Основными технологическими параметрами* каждого штабеля являются длина и ширина активной, пассивной его части, высота и активная емкость штабеля.

*Технология складирования* определяется способом образования штабеля, порядком отсыпки, направлением отсыпки и отгрузки, а также применяемыми средствами механизации.

Из практики известно, что при бессистемном складировании и отгрузке руды колебания среднего качества на нем более значительны, чем, например, при отсыпке руды сплошными полосами или слоями.

### **Планирование горных работ.**

#### *Перспективное планирование горных работ*

*Перспективное* - это планирование развития работ на пять лет вперед, эта стадия календарного планирования является наиболее ответственной, ведь на основе малонадежных данных детальной разведки месторождения выбираются следующие крупные мероприятия:

- способ вскрытия карьера, рудника;
- направление углубки;
- порядок отработки уступов;
- параметры систем разработки и т.п.

Оптимизируют на этой стадии выбор мероприятий по следующим критериям:

#### 1) *технологические:*

- минимум значение текущего коэффициента вскрыши;
- объем капитальных работ;
- грузооборот;
- минимум значение коэффициента горной массы (в Кривбассе) - это отношение объема горной массы, приведенной к чистой руде по затратам на разработку, к количеству содержащегося в руде металла

#### 2) *экономические:*

- приведенные затраты на разработку месторождения;
- приведенная прибыль;
- прибыль на единицу конечного продукта;
- рентабельность;
- доход на 1 руб затрат

#### *Текущее планирование горных работ*

Текущее планирование на год, квартал, месяц обеспечивает:

- планомерную разработку месторождения согласно техническому проекту;
- плановую добычу и подготовку всех отдельно извлекаемых сортов сырья требуемого качества;
- плановые объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов
- всех отдельно извлекаемых сортов;
- высокопроизводительную работу основного горно-транспортного оборудо-
- вания;
- увязку работы горного цеха (рудника, карьера) с работой обогатительной
- фабрики.

В основе квартальных планов работ лежит годовой план развития горных работ, разработанный техническим отделом управления и утвержденный на совещании специалистов, суть его заключается в следующем:

на сводном геологомаркшейдерском плане карьера наносятся контуры развития работ за год с указанием всех геологических данных по сортам сырья. *Квартальное планирование* начинается с определения квартальных объемов вскрыши, руды с указанием местоположения этих объемов на погоризонтальных планах. *Месячное планирование* – это то же самое с разделением объемов добычи по блокам с указанием схемы движения экскаваторов и транспорта.

#### *Оперативное планирование горных работ*

Оперативное планирование на сутки, смену ведется руководством участков, а диспетчерской службой рудника, карьера согласуется работа различных вспомогательных и производственных служб.

*Оперативное планирование предопределяется:*

- числом отдельно извлекаемых сортов сырья и характером их залегания;
- необходимостью выполнения планового выхода различных сортов заданного качества с 1 т запасов;
- зависимостью производительности забоев от производительности на транспортных работах, возможностями приемных пунктов складов.

*Критерии оперативного управления:*

- 1) количественными показателями добычи при обеспечении заданных качественных ограничений:
  - максимальная добыча сырья в единицу времени;
  - минимальная колебания производительности каждого забоя в целом;
  - минимальная колебания производительности отдельных экскаваторов...
- 2) качественными показателями сырья, добываемого за интервал времени:
  - минимальная отклонение среднего содержания металла от планового;
  - минимальная сумма произведений квадрата отклонения содержания металла в каждом забое на производительность забоя.

## ВИДЫ И ПЕРИОДЫ ГОРНЫХ РАБОТ. ПОРЯДОК РАЗВИТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ.

### План:

1. Подготовка поверхности и осушение породного массива.
2. Горно-капитальные работы.
3. Горно-строительные работы.
4. Эксплуатационные горные работы.
5. Реконструкция карьерного хозяйства.
6. Порядок развития горных работ.

**Опорные слова:** подготовка поверхности, осушение породного массива, горно-капитальные работы, эксплуатационные работы, горно-подготовительные работы, реконструкция карьерного хозяйства, период «затухания», выбор вида открытых работ, цель открытых горных работ.

### Виды и периоды горных работ

Освоение новых месторождений или очередных участков карьерного поля начинается с *подготовки поверхности*. Она заключается в проведении специальных, иногда дорогостоящих и крупных инженерных работ по отводу рек, ручьев, в некоторых случаях озер, вырубке леса и корчеванию пней, ограждению карьерного поля от стока поверхностных вод посредством сети дренажных канав. Подготовка поверхности включает также удаление и складирование для последующего использования почвенного слоя, выравнивание поверхности, создание специальных площадок для монтажа горного оборудования, сооружение первичных подъездных автомобильных или железных дорог к горным участкам и отвалам.

Обычно одновременно с подготовкой поверхности выполняются специальные работы по *осушению породного массива* в пределах карьерного поля или отдельных участков. В необходимых случаях, при склонности пород к оползанию и обрушению, производятся специальные работы по укреплению прибортовых участков породного массива.

Подготовка поверхности и осушение месторождения, выполненные полностью или частично, позволяют приступить к *горно-капитальным работам*. К ним относятся работы по удалению покрывающих пород, созданию капитальных, разрезных траншей и котлованов, а также насыпей, которые позволяют начать систематическое производство вскрышных и добычных работ в строгом соответствии с проектом.

Горно-капитальные работы, выполняемые в период строительства карьера до сдачи его в эксплуатацию, называют *горно-строительными работами*. К ним относят также добычные работы в период строительства карьера (попутная добыча) и комплекс работ по сооружению транспортных коммуникаций.

Экономические особенности горно-строительных работ:

все затраты на горно-строительные работы относятся к капитальным вложениям;

удельные затраты на горно-строительные работы (на 1 м<sup>3</sup>) больше, чем на горные работы в период эксплуатации карьера, особенно после достижения им проектной производственной мощности.

С учетом этого горно-строительные работы целесообразно выполнять в том минимальном объеме, который необходим для обеспечения добычи полезных ископаемых: либо в объеме полной проектной мощности карьера, либо части этой мощности (чаще всего от 30 до 60%), предусмотренной в утвержденном проекте.

*Эксплуатационные горные работы*, подразделяются на:

*вскрышные работы*, заключающиеся в выемке и перемещении в отвалы пустых пород и некондиционных полезных ископаемых с созданием подготовленных к разработке и вскрытых запасов полезного ископаемого;

*добычные работы*, заключающиеся в выемке и доставке добытого полезного ископаемого на склады или к потребителю.

В состав эксплуатационных горных работ входят также работы по зачистке вскрытых запасов полезного ископаемого, устройству транспортных коммуникаций, проведению очередных участков разрезных траншей на вскрытых уступах для увеличения длины фронта добычных и вскрышных работ и работы по развитию отвального хозяйства карьера.

Горно-капитальные работы финансируются согласно проекту Стройбанком в порядке, установленном для строящихся объектов; эксплуатационные горные работы финансируются промбанком в порядке, установленном для действующих предприятий.

После сдачи карьера в эксплуатацию с неполной проектной мощностью все горные работы относятся к эксплуатационным или, наряду с эксплуатационными работами, продолжают одновременно выполняться горно-капитальные работы на очередных участках карьерного поля. По мере увеличения длины фронта горных работ, подготовленных к разработке и вскрытых запасов полезного ископаемого сдаются в эксплуатацию следующие очереди карьера. Таким образом, поэтапно нараивается производственная мощность карьера до проектного уровня. Период от сдачи карьера в

эксплуатацию до достижения им проектной мощности часто называют периодом освоения проектной мощности карьера. При изменении вводимой мощности (полной проектной или отдельной очереди — пускового комплекса по полезному ископаемому) от 5 до 30 млн. т/год и более нормативный срок ее освоения возрастает от 9 до 24 мес.

Работы по созданию вскрывающих и разрезных горных выработок называются *горно-подготовительными*. В зависимости от периода деятельности карьера (строительный или эксплуатационный) и источника финансирования (капитальные вложения или за счет основной деятельности действующего предприятия) горно-подготовительные работы относятся к горно-капитальным или эксплуатационным работам. В некоторых случаях проводимые в эксплуатационный период после освоения проектной мощности карьера горно-подготовительные работы относятся к горно-капитальным.

К горно-капитальным относятся также продолжающиеся в эксплуатационный период работы, связанные с осушением, в частности бурение очередных водопонижающих скважин, сооружение подземных дренажных выработок и дорог.

При установлении дополнительных разведочных данных о месторождении и переутверждении запасов полезных ископаемых, особенно при переходе с одного этапа горных работ на другой согласно проектному графику, возникает необходимость в *реконструкции карьерного хозяйства* с заменой горного и транспортного оборудования, реконструкцией вскрывающих выработок и отвалов и изменением производственной мощности карьера. Работы по реконструкции относятся к горно-капитальным и осуществляются по специально утвержденным проектам.

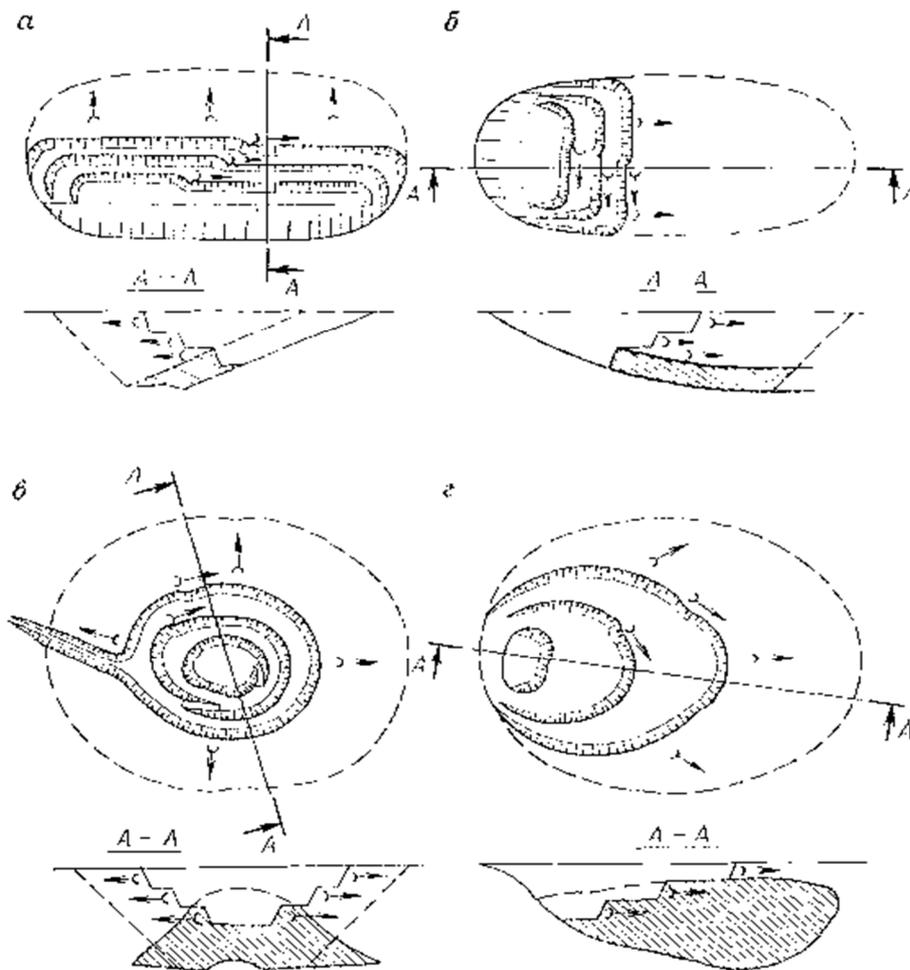
Заключительной стадией открытой разработки месторождения, обычно связанной с истощением запасов или с необходимостью перехода на подземный способ разработки, является *период «затухания» (погашения) горных работ*, продолжающийся иногда несколько лет.

### **Порядок развития открытых горных работ**

Порядок развития открытых горных работ не может устанавливаться произвольно. Он является логическим следствием и прежде всего зависит от типа разрабатываемого месторождения, рельефа поверхности, формы залежи, положения залежи относительно господствующего уровня поверхности, угла ее падения, мощности, строения, распределения по качеству полезных ископаемых и типов вскрышных пород. Следующим логическим следствием является выбор вида открытых горных разработок: поверхностного, глубинного, нагорного, нагорно-глубинного или подводного.

Другим этапом суждений является принципиальное (предварительное)

решение о карьерном поле — его возможных глубине, размерах по дну и поверхности, углах откоса бортов, а также общих запасах горной массы и полезных ископаемых в частности. Устанавливаются также возможные места расположения потребителей полезных ископаемых, отвалов, хвостохранилищ и их ориентировочные вместимости, что позволяет наметить возможные направления и пути перемещения карьерных грузов. На основании указанных рассуждений устанавливают возможные размеры карьерного поля, его местоположение в увязке с рельефом поверхности, а также примерные контуры горного отвала будущему предприятию. Только после этого с учетом необходимой по государственным планам мощности карьера приступают к решению задачи о порядке развития горных работ в пределах карьерного поля.



**Рис. 17.1. Схемы развития горных работ:**

*а, б, в и г* — фронт работ расположен соответственно вдоль длинной оси карьера, вдоль короткой оси, concentрически и по эллипсу

На рис. 17.1 показаны схемы развития горных работ и уступов карьера в профиле и плане. Стрелками изображены направления подвигания горных работ для залежей различной формы в условиях равнинной поверхности. Для ускорения ввода карьера в эксплуатацию и сокращения уровня капитальных затрат горные работы начинают вести там, где залежь полезного ископаемого находится ближе к поверхности при минимально возможном объеме горно-

строительных работ с обязательным учетом возможных решений по вскрытию рабочих горизонтов на будущие периоды и с учетом системы разработки, обеспечивающей высокий уровень комплексной механизации горных работ.

Главная цель открытых горных работ - добыча из недр полезных ископаемых с одновременной выемкой большого объема покрывающих и вмещающих залежи вскрышных пород — достигается при четкой и высокоэкономичной организации ведущего и наиболее дорогого процесса открытых горных работ — перемещения горной массы из забоев в пункты приема на складах и отвалах. Эффективность процесса перемещения достигается организацией устойчиво действующих грузопотоков полезных ископаемых и вскрышных пород, применительно к которым решаются вопросы вскрытия рабочих горизонтов карьерного поля, а так же и мощностей используемых транспортных средств.

## ПОНЯТИЕ О РЕЖИМЕ И ЭТАПАХ ГОРНЫХ РАБОТ. ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ К РАЗРАБОТКЕ

### План:

1. Виды коэффициентов вскрыши.
2. Режим горных работ.
3. Этапы горных работ.
4. Способы осушения месторождений.

**Опорные слова:** коэффициент вскрыши, средний, среднеэксплуатационный, текущий, граничный, плановый, режим, период, этап, естественные и искусственные препятствия, система осушения, поверхностный, подземный, комбинированный.

### Понятие о режиме и этапах горных работ

Технические решения при открытой разработке месторождений и экономические ее результаты определяются прежде всего соотношением объемов вскрышных и добычных работ в целом и по периодам деятельности карьера. Количественная оценка этих соотношений производится с применением коэффициентов вскрыши.

*Средний коэффициент вскрыши*  $K_{cp}$  ( $m^3/m^3$ )—отношение объема вскрышных пород  $V_{в.к}$  в контурах карьера к запасам полезного ископаемого  $V_{и.к}$  в этих контурах:

$$K_{cp} = \frac{V_{в.к}}{V_{и.к}}$$

*Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши*  $K_{cp.э}$  ( $m^3/m^3$ )—средний коэффициент вскрыши за период эксплуатационных работ в карьере. Он определяется отношением общего объема вскрышных пород  $V_{в.к}$  в карьере за минусом объема  $V_{в.с}$ , который был удален при строительстве карьера, к общим запасам полезного ископаемого  $V_{и.к}$  за минусом той части  $V_{и.с}$ , которая добыта при строительстве карьера:

$$K_{cp.э} = \frac{V_{в.к} - V_{в.с}}{V_{и.к} - V_{и.с}}$$

*Текущий коэффициент вскрыши*  $K_T$  ( $m^3/m^3$ ) — отношение объема вскрышных пород  $V_{в.т}$ , фактически перемещаемых из массива в отвалы за какой-либо период времени (месяц, квартал, год), к добываемому объему

полезного ископаемого  $V_{и.т}$  за этот же период:

$$K_T = \frac{V_{в.т}}{V_{и.т}}$$

*Граничный коэффициент вскрыши*  $K_{гр}$  определяет объем вскрышных пород на единицу объема полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию рентабельности открытой разработки.

*Плановый коэффициент вскрыши*  $K_{п}$  применяется при планировании текущей производственной себестоимости полезного ископаемого  $C_T$  (сум/м<sup>3</sup>); он характеризует объем вскрышных работ, затраты на которые погашаются в процессе текущего производства открытых работ:

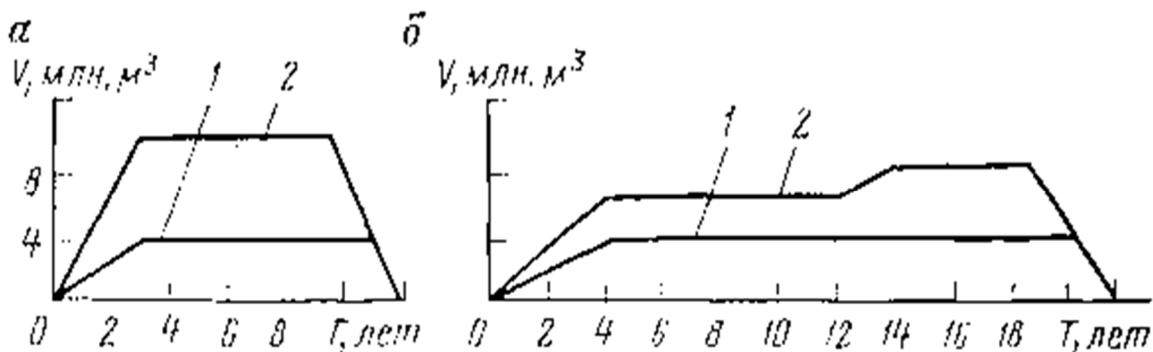
$$C_T = C_{и.т} + K_{п} C_{в.т},$$

где  $C_{и.т}$  и  $C_{в.т}$  — соответственно текущие затраты на разработку 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого и 1 м<sup>3</sup> вскрышных пород.

Коэффициенты вскрыши на многих карьерах измеряются отношением объема или массы вскрышных пород к 1 т полезного ископаемого.

Соотношением текущих объемов вскрышных и добычных работ в первую очередь определяется производственная мощность карьера по горной массе, не являющаяся постоянной, прежде всего, из-за изменения годовых объемов вскрышных работ по отдельным периодам. Это изменение является следствием непостоянной мощности вскрыши и залежи полезного ископаемого, условий его залегания, наличия разнообразных геологических нарушений, неравномерного содержания полезных компонентов в залежи. Изменения определяются также экономическими причинами. Вместе с тем предприятия — потребители полезного ископаемого рассчитаны на определенную производственную мощность и должны получать строго определенные объемы полезного ископаемого установленного качества.

*Под режимом горных работ понимается установленная проектом или исследованием последовательность выполнения объемов вскрышных и добычных работ во времени, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за срок существования карьера.* Режим горных работ оценивается по графику, на котором показаны изменения объемов добычи и вскрышных работ по годам за весь период существования карьера (рис. 18.1).



**Рис. 18.1.** Графики изменения объемов  $V$  добычи (1) и вскрыши (2) по годам:  $a$  и  $b$  — соответственно при продолжительности существования карьеров в течение 10 и 20 лет.

На относительно короткий период (до 5 лет) режим горных работ на действующих карьерах устанавливают при планировании горных работ на пятилетие. Экономически эффективным является режим горных работ, который обеспечивает максимальную прибыль от разработки месторождения с получением полезного ископаемого требуемого качества.

При продолжительности работы карьера 8—12 лет (что соответствует сроку амортизации основного карьерного оборудования) экономическая эффективность достигается тем, что возможно больший период времени ведут разработку с постоянными годовыми объемами вскрышных работ (рис. 18.1,  $a$ ); при большей продолжительности работы карьера в общем случае целесообразно разделить весь срок работы на отдельные периоды, каждый из которых характеризуется постоянным годовым объемом вскрышных работ; объемы этих работ увеличивают или уменьшают при переходе к следующему периоду (рис. 18.1,  $b$ ).

Периоды работы карьера с существенно различающимися объемами вскрышных работ называются *этапами разработки*. При небольшом сроке существования карьера стремятся к разработке без деления на этапы, а при длительном сроке желательно выделить несколько этапов.

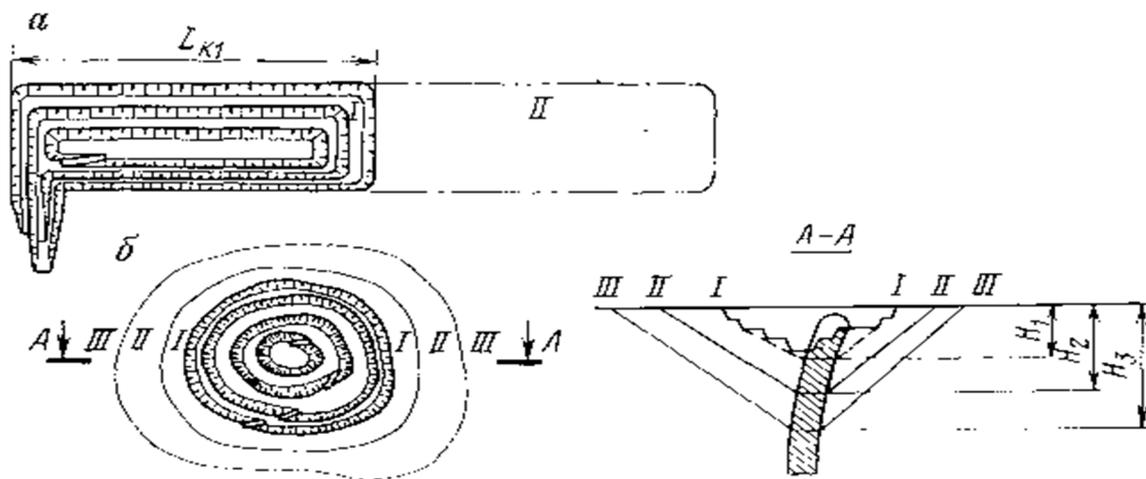
В первом случае работы целесообразно производить с постоянным текущим коэффициентом вскрыши, близким к средне-эксплуатационному. Во втором случае получается ступенчато возрастающий по этапам график режима горных работ (см. рис. 18.1,  $b$ ). Продолжительность каждого этапа увязывают со сроками амортизации основного оборудования; переход от этапа к этапу обычно приурочивают к периоду, когда становится необходимой реконструкция карьера и замена физически и морально устаревшего горного и транспортного оборудования.

Неравномерный режим горных работ внутри этапа приводит в отдельные годы к выполнению «пиковых» объемов вскрышных работ. При

этом ухудшаются экономические показатели разработки, так как за сравнительно короткий период происходит концентрация большого числа горного и транспортного оборудования, энергомощностей, что приводит к переукомплектованию штатов рабочих и служащих, а также к дополнительному строительству вспомогательных цехов и бытовых сооружений. Особенно остро ощущаются недостатки неравномерного режима работ на карьерах с относительно коротким сроком существования и при сооружении их в недостаточно освоенных районах страны.

Поддержание равномерных объемов вскрышных работ на каждом этапе способствует устойчивой экономической деятельности предприятия.

Выбор рационального режима горных работ на карьере имеет большое значение для повышения рентабельности предприятий и ускорения оборачиваемости средств, позволяет уменьшить преждевременные и малоэффективные затраты в те периоды работы карьера, когда коэффициент вскрыши и себестоимость полезного ископаемого меняются из-за изменения природных условий. Календарным этапам соответствуют объемные этапы развития карьера, т.е. определенные промежуточные контуры карьера по глубине и в плане (рис. 18.2). Установление таких поэтапных контуров, а внутри них годовых контуров (положения горных работ) по каждому уступу и является задачей установления рационального режима горных работ.



**Рис. 18.2. Схемы этапных контуров развития карьера:**  
а и б - на карьерах соответственно вытянутой и округлой форм

### Подготовка карьерного поля к разработке

Для нормального ведения горных работ и возможности размещения технических и хозяйственных сооружений, транспортных коммуникаций и отвалов *все естественные препятствия и искусственные сооружения в пределах карьерного поля и в зоне транспортных подступов к нему удаляются или переносятся.* К естественным препятствиям относятся: леса, крупный

кустарник, ручьи, реки, озера, болота— на равнинных месторождениях; нависи, заколы — в горах. Автомобильные и железные дороги, проходящие в пределах технических границ карьера, а также различные промышленные и бытовые сооружения относятся к *искусственным сооружениям*.

Лес и кустарник удаляют в первую очередь на территории проведения капитальных и разрезных траншей и размещения промплощадки, а затем, по мере развития горных работ, - полностью в пределах конечных контуров карьера. Эти работы выполняют механизированным способом с использованием электромеханических пил, кусторезов, бульдозеров и других средств. В районах с сильными снежными заносами и в степной засушливой местности растительность вокруг карьера и промплощадки должна сохраняться как можно дольше. Она предохраняет эти объекты от снежных и песчаных заносов.

Воды болот, озер, ручьев и рек отводят сразу за пределы горного отвода. Для спуска воды устраивают каналы со стоком в сторону пониженных участков рельефа местности, а для отвода ручьев и рек сооружают обводной канал за контуром горного отвода. Старое русло обычно перекрывают плотиной для создания требуемого подпора, так как трасса обводного канала, как правило, проходит по более высоким абсолютным отметкам. Размеры поперечного сечения обводного канала должны обеспечить пропуск воды в паводковый период. Для предотвращения просачивания воды в карьер откосы канала бетонируют или облицовывают камнем. Обводному каналу придают уклон, равный естественному уклону русла реки на данном участке.

Обводненность месторождений резко снижает устойчивость откосов горных выработок, проведенных в песчаных, мягких, плотных и трещиноватых скальных и полускальных породах, затрудняет и удорожает строительство и содержание транспортных коммуникаций в карьере, резко снижает производительность основного горного и транспортного оборудования.

*Система осушения месторождения* должна обеспечить нормальные условия ведения горно-капитальных и эксплуатационных работ в карьере. Мероприятия по осушению предусматривают ограждение карьера от притоков поверхностных и подземных вод посредством проведения специальных выработок и организации водоотлива.

Способ осушения карьера выбирают в зависимости от водно-физических свойств горных пород, числа, расположения, мощности и водообильности водоносных горизонтов. Различают *поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения*.

В любых гидрогеологических условиях для ограждения карьера от стока поверхностных вод на участках понижения отметок рельефа сооружают

нагорные каналы, по которым вода поступает к водосборникам. Поперечное сечение нагорных канав рассчитывают по возможному притоку воды, а продольному профилю канав придают уклон  $i=2\div 3\%$ .

При разработке месторождений с несложными гидрогеологическими условиями проводят дренажные траншеи и создают систему карьерного водоотлива. При таком поверхностном способе осушения дренаж является и сам карьер.

Несложными гидрогеологическими условиями характеризуются:

месторождения, сложенные скальными и полускальными мало- и среднетрещиноватыми породами и водоносными наносами мощностью до 10—15 м при притоке подземных вод в карьер до 300—500 м<sup>3</sup>/ч;

месторождения, сложенные мягкими и песчаными неустойчивыми породами с локальным водонасыщением и притоком подземных вод в карьер до 100 м<sup>3</sup>/ч.

Осушение остальных месторождений, находящихся в сложных и весьма сложных гидрогеологических условиях, должно осуществляться с созданием системы специальных дренажных выработок для понижения уровня подземных вод в контуре карьерного поля.

*Поверхностный способ осушения* этих месторождений иногда заключается в создании системы дренажных траншей или траншей в комплексе с горизонтальными дренажными скважинами, но гораздо чаще — в создании системы вертикальных водопонижающих скважин большого диаметра (250—500 мм), которые располагают в один, два или три ряда на расстоянии от 30—50 до 200—250 м один от другого в зависимости от коэффициента фильтрации осушаемых пород. Откачку воды из таких скважин производят, как правило, центробежными погружными насосами.

*При подземном способе осушения* сооружают обычно дренажные стволы с сетью подземных выработок, которые проводят по полезному ископаемому или пустым породам. Штреки проводят в устойчивых породах по водопроницаемому породному слою через каждые 200—250 м вдоль бортов карьера, склонных к деформациям. Вода поступает в дренажные выработки через сквозные или забивные фильтры. Из выработок вода стекает в водосборник дренажного ствола и откачивается на поверхность.

*При комбинированном способе осушения* используется система скважин, пробуренных с поверхности, и дренажных штреков с необходимыми устройствами. Проведение дренажных подземных выработок в период строительства карьера производится специальными строительными организациями, а в период эксплуатации - службами карьера, выделяемыми в специализированные участки.

Вода, удаляемая из карьера, должна сбрасываться в ближайший водопоток или водосборник, исключающие возможность ее обратного проникновения в карьер через трещины, провалы или водопроницаемые породы. Не должно происходить заболачивания прилегающей к карьере территории. Предусматриваются также мероприятия по сохранению ресурсов подземных вод, исключающие загрязнение и минерализацию источников водоснабжения и водоемов зон отдыха трудящихся.

В течение разработки месторождения система осушения карьера, как правило, изменяется: создаются новые контуры водопонижающих скважин, подземные выработки, водосборники и т. д. Изменение системы позволяет заблаговременно осушить горные породы до их разработки и в то же время избежать преждевременного строительства дорогих водопонизительных сооружений.

## ПОРЯДОК ФОРМИРОВАНИЯ ГРУЗОПОТОКОВ. ВИДЫ ГРУЗОПОТОКОВ

### План:

1. Формирование грузопотоков.
2. Виды грузопотоков.

**Опорные слова:** грузопоток, развитие горных работ, график режима горных работ, элементарный грузопоток, грузопоток с уступа, грузопоток группы, сходящийся, расходящийся, разнородный, сосредоточенный, рассредоточенный, независимый, зависимый, жестко зависимый

Разнообразие форм залежей и условий их залегания в недрах, с одной стороны, и основной принцип открытых разработок — послойная (поуступная) выемка как вскрышных пород, так и полезных ископаемых, с другой стороны, предопределяют необходимость формирования грузопотоков таким образом, чтобы обеспечить минимальные затраты на перемещение горной массы из забоев на отвалы и на склады и тем самым добиться максимальной экономии при ведении открытых горных работ. Решение этой проблемы заключается в создании грузопотоков карьера и на этой основе вскрытия рабочих горизонтов карьера. Ниже показывается порядок формирования грузопотоков на примере вытянутого карьерного поля с двумя различными по качеству залежами I и II (рис. 19.1, а) и относительными отметками горизонтов от +20 до —60 м. Горные работы начинаются с этапа 1, ближе к залежи I, на высотных отметках —10 и ±0, на которых в забоях ведется выемка горной массы и начинаются грузопотоки. К разработке намечены два борта (правый и левый); на каждом из них в каждом разрабатываемом слое объемы и качество горных пород различны как по отдельным этапам (1—6) горных работ, так и за весь период разработки. При показанном на рис. 19.1 порядке развития горных работ в первую очередь оцениваются (подсчитываются) объемы вскрышных пород и руд по сортам для каждого горизонта отдельно по правому и левому бортам и изображаются в виде поэтапного графика режима горных работ (рис. 19.1, б). При построении поэтапного графика режима горных работ необходимо предусматривать минимальные сроки начала добычи полезного ископаемого и целесообразное отнесение на более поздние периоды выемки и перемещения основной массы вскрышных пород. По поэтапному графику представляется возможность оценить экономическую эффективность принятого варианта

развития горных работ путем сравнения с возможными другими вариантами. Если данный порядок развития принимается за основу, приступают к рассмотрению и формированию грузопотоков.

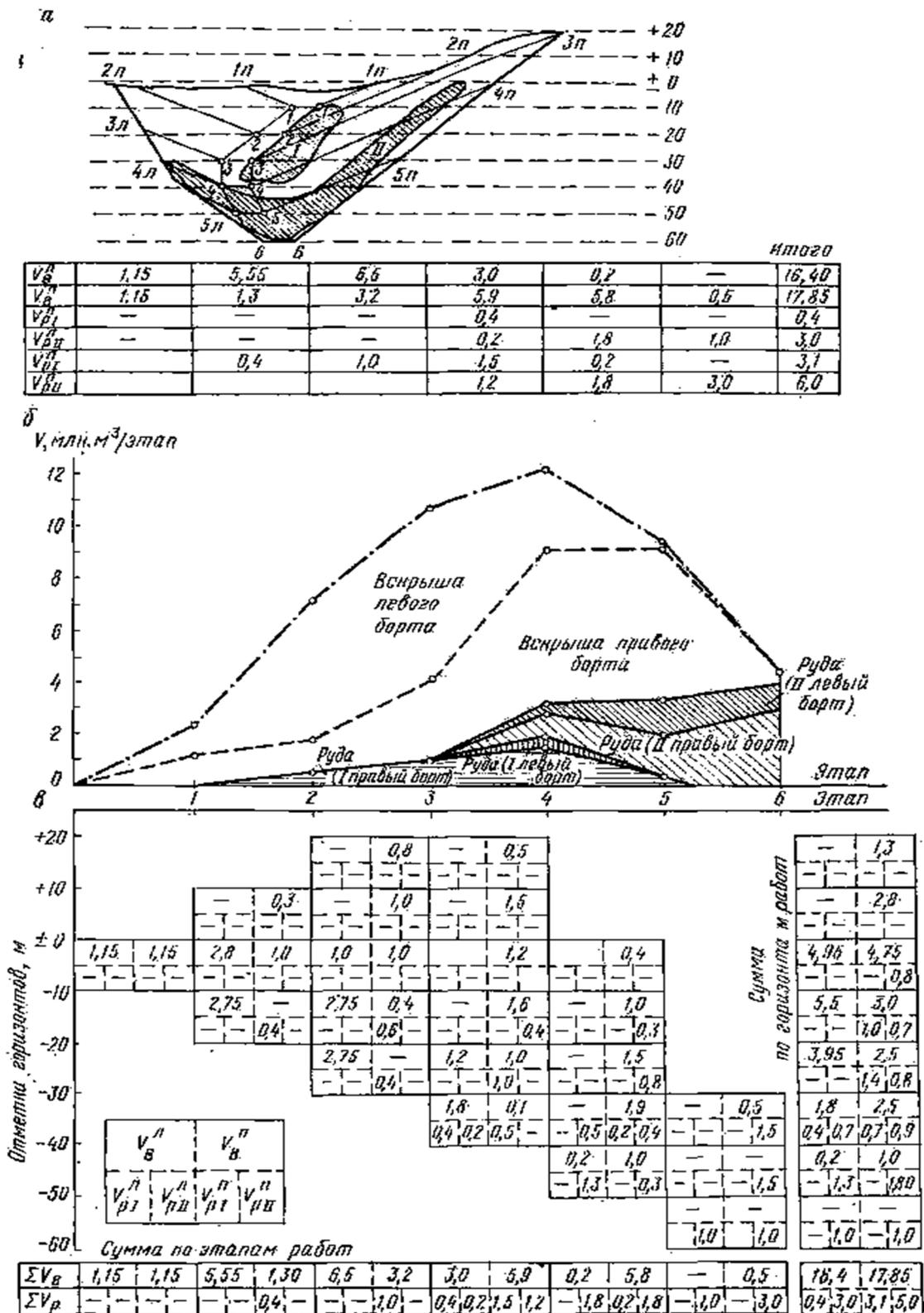


Рис. 19.1. Схема этапных грузопотоков (а) и графики режима горных работ (б) и поэтапного распределения грузопотоков (в).

Для этого составляется сводная таблица (рис. 19.1, в) поступления с каждого горизонта объемов различных грузов для каждого этапа развития (1—6) и для каждого рабочего борта карьера.

На основании данных таблицы можно формировать грузопотоки. Однако, для того чтобы по принятой производительности карьера (по руде) можно было бы судить о календаре горных работ, необходимо трансформировать поэтапные графики и таблицы в календарные (рис. 19.2, а и б), на которых по оси ординат откладываются годы существования карьера. Порядок трансформации графиков излагается ниже.

Приведенный пример построения графиков показывает, как по этапам горных работ, так и по годам существования карьера определяются требуемые объемы вынимаемых и перемещаемых карьерных грузов для обеспечения планов развития производства. Пользуясь методом вариантов, поэтапные и календарные графики можно совершенствовать с целью оптимизации экономических результатов открытой разработки данного месторождения. Вместе с тем выполненные таким образом даже приближенные расчеты позволяют обосновать формирование грузопотоков карьера на всех этапах горных работ и, следовательно, доказать экономическую эффективность принятого способа вскрытия.

Графики формирования грузопотоков следует строить для всех типов месторождений с обязательным учетом рельефа поверхности. При необходимости следует разделять объемы вскрышных пород по их видам, а полезное ископаемое по сортам, чтобы затем принять более правильные решения по выбору комплекса горного и транспортного оборудования и длительности функционирования каждого грузопотока.

### **Виды грузопотоков**

Каждый выемочный слой в общем случае может быть представлен:

вскрышными породами (скальными, полускальными, плотными или мягкими);

некондиционными и забалансовыми полезными ископаемыми, складываемыми в отдельные отвалы для использования в последующие периоды;

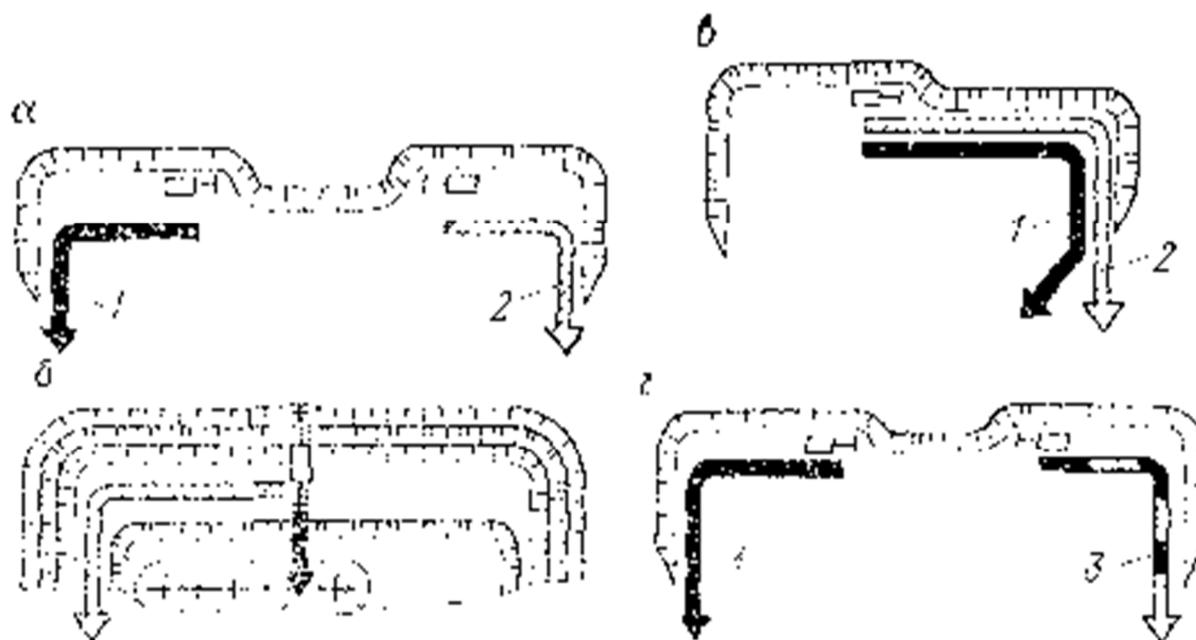
полезными ископаемыми, в которых согласно плановым заданиям выделяют типы и сорта для раздельного транспортирования и использования.

Поток грузов определенного качества, характеризующийся сравнительно устойчивым (во времени) направлением и определенным объемом перевозок в единицу времени (смену или сутки), называется *элементарным грузопотоком*.



Если породы в забое однородны (простой забой), то от него начинается один элементарный грузопоток; от сложного забоя (при разнородных породах и раздельной выемке) начинаются два или три элементарных грузопотока. Таким образом, число элементарных грузопотоков на уступе зависит от числа забоев и способа выемки пород в них и оно обычно больше числа действующих забоев.

Элементарные грузопотоки могут различаться по своим направлениям (рис. 19.3, а и б), а также по виду транспорта (см. рис.19.3, б), транспортных коммуникаций (рис. 19.3, в) или моделей одного вида карьерного транспорта. Например, элементарные породный и рудный грузопотоки от сложного рудного забоя при использовании автотранспорта и одной автодороги часто различаются лишь перемещением руды и породы в разных автосамосвалах одного и того же типоразмера (рис. 19.3, г). При использовании конвейерного транспорта в таких условиях уже требуются отдельные конвейеры, т. е. элементарные грузопоток 19.3, в).



**Рис. 19.3. Схемы элементарных грузопотоков:**

1 - вскрышных пород; 2 - полезного ископаемого; 3 - попеременно пустых пород и полезного ископаемого.

Элементарные грузопотоки из забоев при однородных породах в целях сокращения их числа стремятся объединить в один *грузопоток с уступа* (рис. 19.4). По тому же принципу объединяют грузопотоки уступов в однородные *грузопотоки группы или всех уступов карьера* (рис. 19.5, а и г).



**Рис. 19.4. Схема грузопотоков с уступа:**  
1 - вскрышных пород; 2- полезного ископаемого.

Группа соединяющихся элементарных грузопотоков, имеющих общие коммуникации, образует *сходящийся грузопоток* (см. рис. 19.4 и 19.5, а). Общий грузопоток карьера или его участка, разделяющийся затем на отдельные грузопотоки, называется *расходящимся грузопотоком* (рис. 19.5, б). Разделяются в основном грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого, реже — разнородных пород и редко — однородных пород.

Общий грузопоток, образованный сходящимися вначале элементарными грузопотоками, а затем (чаще на поверхности) расходящимися, называют сложным грузопотоком (рис. 19.5, в). Если по пути следования грузов имеются перегрузочные или сортировочные пункты, грузопоток называют комбинированным. В практике открытых разработок преобладают сложные и комбинированные грузопотоки.

Если грузопотоки состоят из разнородных пород, их называют *разнородными грузопотоками*.

Общий грузопоток карьера называют *сосредоточенным*, если составляющие его грузопотоки перемещаются по одним выходным транспортным коммуникациям из карьера (см. рис. 19.5, а), и *рассредоточенным* (см. рис. 19.5, з), если грузопотоки перемещаются по различным коммуникациям.

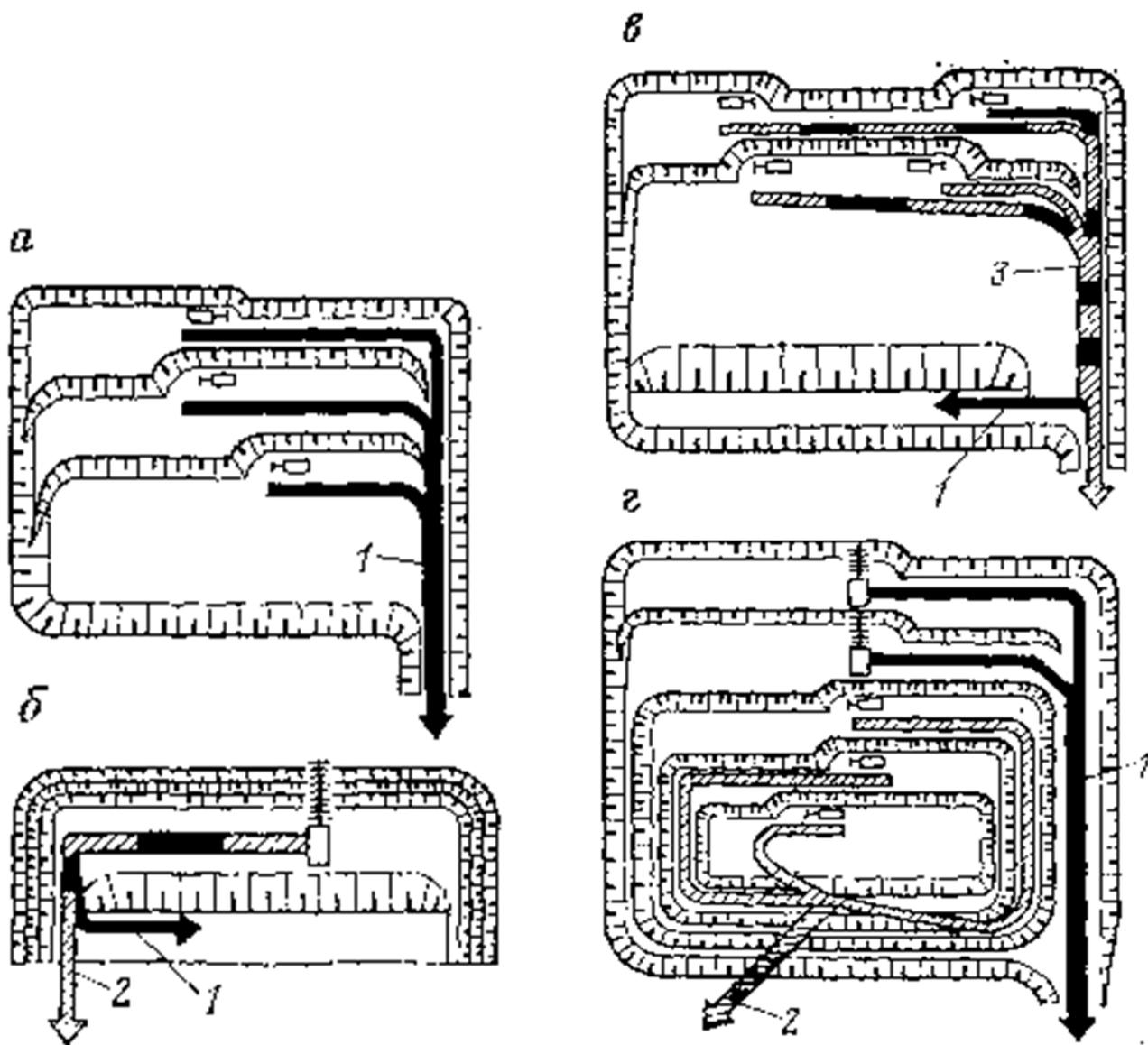
Несколько грузопотоков в карьере могут быть:

*независимыми* друг от друга, если работа комплекса оборудования, обслуживающего данный грузопоток (от его начала до конца), не зависит от работы оборудования, обслуживающего другие грузопотоки, и оборудование строго закреплено за определенным грузопотоком;

*зависимыми* друг от друга, если необходимо периодически перераспределить оборудование, в частности транспортные средства, по смежным грузопотокам для более полного его использования; такое перераспределение производится диспетчерской службой;

*жестко зависимыми*, если диспетчерская служба постоянно, в соответствии с графиком, изменяет загрузку оборудования, перераспределяет

оборудование и регулирует объемы элементарных грузопотоков (например, для достижения нужного усреднения полезного ископаемого, поступающего из карьера на обогатительную фабрику).



**Рис. 19.5. Схемы грузопотоков из карьера:**

1 - вскрышных пород; 2 - полезного ископаемого; 3 - попеременно пустых пород и полезного ископаемого.

Наиболее распространены зависимые грузопотоки. *Грузопотоки организационно объединяют воедино все процессы:* подготовку пород к выемке, их выемку и погрузку, перемещение, отвалообразование и складирование. Четкое функционирование грузопотоков предопределяет экономичность ведения горных работ и эффективность использования оборудования.

## ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

### План:

1. Начальные этапы развития горных работ.
2. Вскрывающие горные выработки.
3. Способы вскрытия рабочих горизонтов карьера.

**Опорные слова:** выработка, траншея, полутраншея, капитальная, разрезная, внешние, внутренние, отдельные, групповые, общие, парные, стационарные, скользящие (временные), наклонные, крутые, способ вскрытия, вскрытие подземными выработками, комбинированный способ.

### Начальные этапы развития горных работ

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется посредством сооружения специально предназначенных для этого выработок. Для обеспечения перевозок горной массы каждый горизонт должен быть вскрыт капитальной траншеей (рис. 20.1, а), как правило наклонной, так как она соединяет отметку вскрываемого горизонта с отметкой уже действующих горизонтов и поверхности.

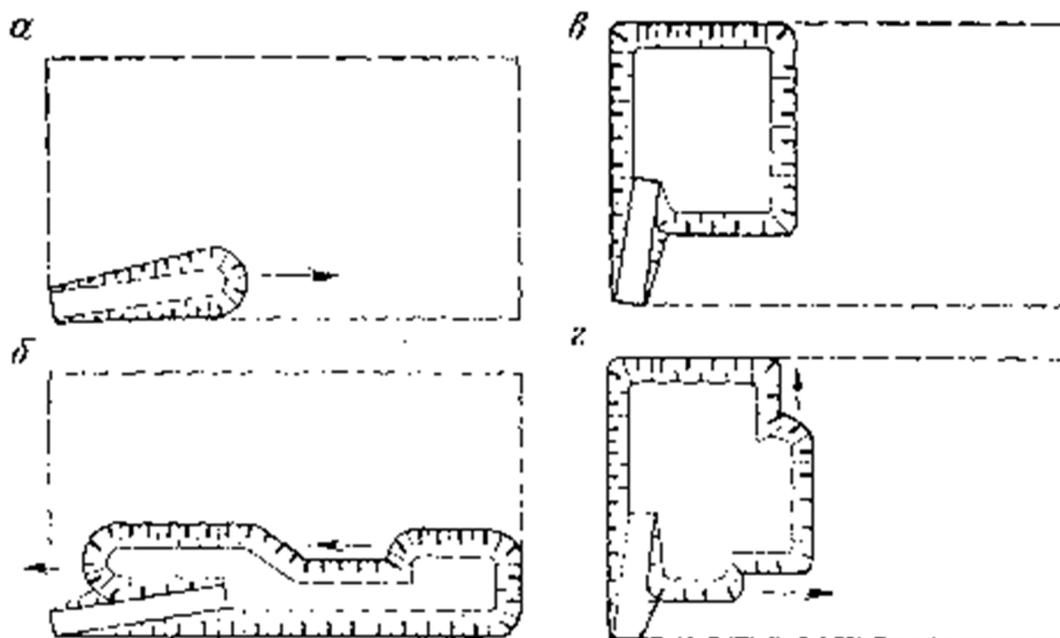


Рис. 20.1. Схемы начального периода развития горных работ на горизонте.

Горные работы на горизонте начинают с создания первоначального фронта, для чего проводят разрезную траншею (рис. 20.1 б) или разрезной

котлован (рис. 20.1, в). Иногда породу, если позволяют параметры экскаваторов, размещают в прибортовом отвале, но чаще ее транспортируют на внешний отвал. Далее производится разнос одного или двух бортов разрезной траншеи (см. рис. 20.1, б) или разрезного котлована (рис. 20.1, з). После необходимого опережения верхнего уступа появляется возможность вскрытия нижерасположенного горизонта и проведения в его пределах разрезной выработки. Продольный уклон рабочих горизонтов должен устанавливаться с учетом обеспечения безопасности работы транспортных средств при погрузке.

На выбор места заложения разрезных траншей влияют главным образом рельеф поверхности и кровли залежи и необходимость сокращения объема горно-строительных работ для быстрейшего ввода карьера в эксплуатацию. Обычно разрезные траншеи при разработке горизонтальных и пологих месторождений проводят по простиранию залежи. Это обеспечивает достаточный фронт работ для машин большой производительности и позволяет получить значительные вскрытые запасы полезного ископаемого. На небольших карьерах подготовительные работы могут осуществляться последовательно несколькими относительно короткими участками. В таком порядке часто разрабатывают залежи строительных горных пород/что позволяет уменьшить первоначальные затраты на вскрышные работы и применяемое оборудование.

При любом расположении фронта работ и направлении развития горных работ толща пород уступа площадью  $F$  ( $m^2$ ) (по его поверхности) и средней мощностью  $H$  (м) должна быть отработана согласно календарному плану за  $T$  мес. За сопоставимый показатель интенсивности разработки может быть принята среднемесячная величина вскрываемой площади

$$F_m = F/T = L_{ф.у} v_{ф},$$

где  $L_{ф.у}$  - принятая средняя протяженность фронта работ уступа, м;  $v_{ф}$  — среднемесячная скорость подвигания фронта работ, м/мес.

Скорость подвигания фронта работ определяется прежде всего интенсивностью выемки запасов горной массы.

### **Вскрывающие горные выработки**

Разделение капитальных траншей приведено в табл. 20.1. Стационарные внешние и внутренние капитальные траншеи используются в течение длительного срока. Их параметры (начальная и конечная глубина, продольный уклон, длина, углы откосов бортов) строго регламентируются в зависимости от конкретных условий, свойств окружающих пород и технических условий проектирования транспортных коммуникаций.

Поперечное сечение отдельных капитальных траншей трапециевидное

или треугольное. При расположении транспортных и предохранительных берм на бортах траншей они имеют ступенчатую форму. Глубина капитальных траншей обычно изменяется от нуля до величины, равной высоте одного или нескольких уступов. Подъемы (уклоны) капитальных траншей зависят от вида применяемого транспорта.

Углы откосов бортов капитальных траншей определяются сроком их службы, свойствами пород, их обводненностью. Борт траншеи с длительным сроком службы должен обладать долговременной устойчивостью; угол откоса его в песчаных, мягких,

плотных и полускальных породах принимается не больше угла естественного откоса, а в скальных породах - до 50 - 60°. Оба борта внешних капитальных траншей имеют постоянное положение, а у стационарной внутренней капитальной траншеи только один борт имеет постоянное положение. Минимальная ширина дна капитальных траншей определяется суммой габаритов транспортных средств, безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок и кюветов, располагаемых по дну. Ширина дна капитальной траншеи, установленная по условиям размещения транспортных коммуникаций, проверяется по условиям возможности проведения траншеи.

Площадь поперечного сечения подземных вскрывающих выработок определяется габаритами транспортного оборудования и схемами путевого развития (с учетом соблюдения необходимых зазоров). Для условий, когда применяется железнодорожный транспорт широкой колеи (думпкары, гондолы и промышленные электровозы), сечение выработки (тоннеля) регламентируется ГОСТами.

### **Способы вскрытия рабочих горизонтов карьера**

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется для обеспечения сформированных на уступах грузопотоков транспортными коммуникациями, позволяющими перемещать грузы с рабочих горизонтов до пунктов приема на поверхности или на промежуточных горизонтах. Вскрывающие выработки начинаются с поверхности или с уже вскрытого промежуточного рабочего горизонта и заканчиваются на отметке рабочей площадки вскрываемого горизонта.

*Способ вскрытия определяется рядом признаков, в первую очередь видом вскрывающих выработок.*

В отдельных случаях (использование башенных экскаваторов и кабельных кранов) разработка всего месторождения и перемещение карьерных грузов производятся без проведения вскрывающих выработок. Возможно создание транспортного доступа к отдельным рабочим горизонтам карьера и

при отсутствии вскрывающих выработок: например, при перевозках вскрышных пород на погоризонтные отвалы карьеров нагорного или нагорно-глубинного вида, при использовании конвейеров, расположенных на нерабочем борту, и т. д. Такой способ вскрытия называется *бестраншейным*.

В большинстве случаев рабочие горизонты карьера вскрывают *капитальными траншеями или полутраншеями*. Реже осуществляется вскрытие *подземными выработками* (наклонными и вертикальными стволами, штольнями, тоннелями), а также *комбинированным способом*.

Траншеи, предназначенные для движения колесных транспортных средств (железнодорожный и автомобильный транспорт), должны быть *наклонными*; траншеи, оборудуемые подъемниками, - *крутыми*.

В зависимости от числа уступов (один, группа или все уступы карьера), обслуживаемых траншеями с общей трассой, различают соответственно *отдельные, групповые и общие траншеи*.

Внешние траншеи бывают стационарными или полустационарными. Внутренние траншеи могут быть стационарными (расположены на нерабочих бортах карьера), полустационарными, временными и скользящими. Временные и полустационарные внутренние траншеи на рабочих бортах карьера применяют для уменьшения объемов горно-капитальных работ и при перераспределении во времени объемов вскрышных работ.

На рабочем горизонте, вскрытом одной (одинарной) капитальной выработкой, чаще всего применяется маятниковое (возвратное) движение транспортных средств. Если рабочий горизонт вскрыт двумя выработками (грузовой и порожняковой), то обеспечивается сквозное движение транспортных средств на уступах и в этом случае повышается использование горного оборудования во времени, в результате чего компенсируется увеличение затрат на сооружение вскрывающих выработок. Такие выработки называют *парными*, они могут иметь внешнее или внутреннее заложение и состоять из пары отдельных, групповых или общих траншей или полутраншей. Соответственно выделяются *одинарные и парные трассы*. Парные траншеи и трассы применяют в основном в неглубоких карьерах с интенсивным грузооборотом.

## ТРАССЫ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

### План:

1. Трассы вскрывающих выработок.
2. Формы трасс капитальных выработок.

**Опорные слова:** трасса траншеи, план пути, продольный профиль пути, трассирование, основание для трассирования, теоретическая длина трассы, действительная длина трассы, простая, сложная, смешанная.

*Трасса траншеи* или другой выработки - это линия, положение которой в пространстве определяют план и профиль земляного полотна транспортного пути. Горизонтальная проекция трассы является *планом пути*, а вертикальная ее проекция - *продольным профилем пути*. Путь в плане состоит из прямолинейных и криволинейных участков, а в профиле - из горизонтальных и наклонных участков, а также сопрягающих участков между ними, обеспечивающих необходимую плавность переходов.

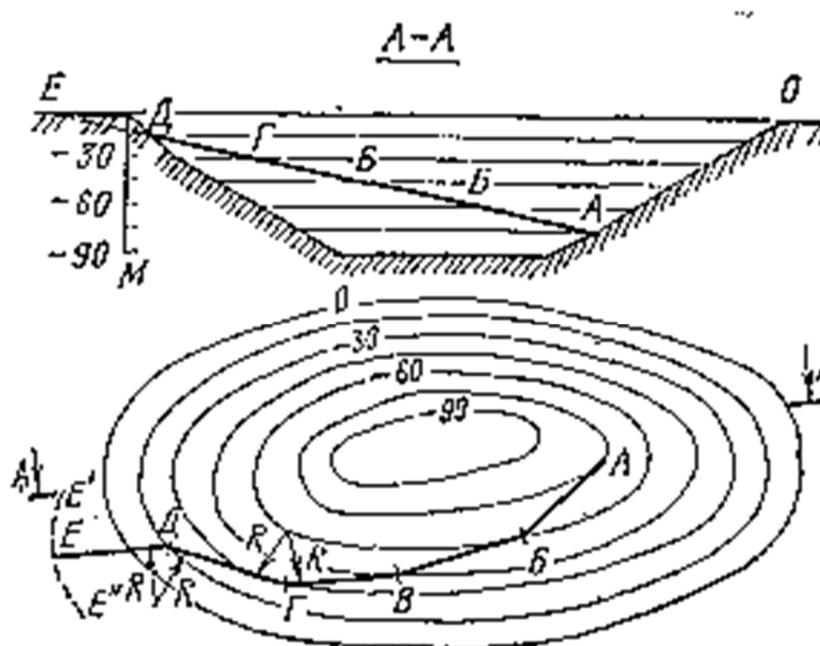
*Трассирование* заключается в установлении на плане и в профиле оси транспортного пути. Пункты, через которые должна проходить трасса, определяются совокупностью топографических, геологических, строительных и других факторов.

По положению трассы относительно контура карьера различают соответственно выработкам внешние, внутренние и смешанные трассы. По сроку службы различают стационарные, полустационарные и скользящие (временные) трассы; первые располагаются на нерабочих бортах карьера, вторые - на временно законсервированных участках рабочих бортов карьера, скользящие (временные) - на разрабатываемых участках рабочих бортов карьера.

Основанием для трассирования капитальных траншей является промежуточное или конечное положение бортов карьера, изображаемых на плане изолиниями одинаковых высотных отметок с интервалом, равным высоте уступа. Трасса внешних траншей проводится с поверхности до горизонтали, определяющей положение вскрываемого уступа; трасса внутренних траншей проходит по борту и пересекает горизонтали, ограничивающие уступы (рис. 21.1).

Обычно трассу вводят в контур карьера с его торца в пониженных местах рельефа поверхности, что упрощает трассирование внутри контуров карьерного поля и сокращает объем горно-строительных работ. При выборе положения трассы учитывают также необходимость обеспечения устойчивости

тех участков бортов, где размещаются капитальные траншеи, возможность увеличения их срока службы, удобство размещения станций и отвалов на поверхности и подходов к отвалам, протяженность путей на поверхности, а также соединительных путей между траншеями и забойными путями в карьере и т. д.



**Рис. 21.1. Схема трассирования капитальных траншей:**

А, Б, В, Г, Д - пункты примыкания трассы к горизонтам; Е - начало трассы)

Основными параметрами трассы являются величина руководящего подъема, разность высотных отметок начала и конца трассы, радиусы криволинейных участков, теоретическая и действительная длины трассы, число и конструкция пунктов примыкания горизонтальных путей к наклонным.

*Теоретическая длина трассы*  $L_T$  (м) определяется разностью высотных отметок  $H_0$  и  $H_x$ , через которые она проходит, и углом  $I$  наклона трассы к горизонту (градус):

$$L_T = (H_0 - H_x) / \text{tg } I = H / i_p,$$

где  $i_p$  - руководящий подъем (уклон) трассы.

*Действительная длина трассы*  $L_d$  (м) больше теоретической вследствие ее удлинения, вызываемого уменьшением угла наклона трассы на криволинейных участках и на участках примыкания траншей к рабочим горизонтам. Поэтому  $L_d = K_y L_T$ , где  $K_y$  - коэффициент удлинения трассы.

На криволинейных участках трассы при применении колесного транспорта сопротивление движению возрастает на величину  $\omega_k$  (Н/т) и

необходимо смягчение подъема траншей до величины  $i_d = i_p - \omega_k/g$ , ‰. Величина  $\omega_k$  зависит от радиуса кривой  $R$ . Наименьший радиус кривой  $R_{\min}$  устанавливается в зависимости от конструктивной проходимости подвижного состава. Величина  $R_{\min}$  влияет на объем разноса бортов карьера, необходимый для укладки кривых, вследствие чего целесообразно в общем случае применять подвижной состав, допускающий наименьшие радиусы кривых.

При железнодорожном транспорте наименьшая длина элемента профиля (отрезка пути с неизменной величиной подъема) определяется из условия безопасного движения поездов. Постоянное движение обеспечивается, если поезд в любой момент времени проходит не более одного перелома профиля пути. Поэтому длина одного элемента профиля должна быть не меньше длины поезда.

### Формы трасс капитальных выработок

Форма трассы капитальной выработки в плане является *простой*, если трасса расположена на одном борту карьера и не меняет своего направления по всей длине. Трасса является *сложной*, если она состоит из двух или нескольких участков различного направления, соединенных между собой, или если она проходит по всем бортам карьера. Трассы внешних траншей всегда простые, внутренние траншеи имеют обычно сложные трассы.

Форма трассы в плане устанавливается в соответствии с размерами карьерного поля, руководящим подъемом и элементами профиля.

Если действительная длина трассы внутренних траншей не превышает протяженности карьера по простиранию на соответствующем горизонте  $L_k$ , то простая трасса полностью разместится на одном борту. Однако условие  $L_d = K_y H_k / i_p \leq L_k$  выполняется только при благоприятном соотношении протяженности карьерного поля  $L_k$  и глубины карьера  $H_k$  при данном руководящем подъеме  $i_p$  и коэффициенте удлинения трассы  $K_y$ .

Если  $L_d = K_y H_k / i_p > L_k$ , то при трассировании возможны следующие два случая.

1. Трассу располагают на одном борту карьера и изменяют ее направление с прямого на обратное столько раз  $n_1$ , сколько это необходимо для размещения трассы:

$$L_d = K_y H_k / i_p = n_1 L_k.$$

Величина  $n_1$  может быть целым или дробным числом. Прямые участки трассы соединяют при этом посредством тупиков или петель малого радиуса. Петлевое соединение (рис. 21.2, а) обычно применяют при автотранспорте, а тупиковое (рис. 21.2, б) - при железнодорожном транспорте.

Размещение всей трассы на одном борту карьера рационально при разработке залежи от лежащего к висячему боку и параллельном подвигании

фронта. Однако наличие тупиков резко снижает провозную способность трассы, так как в тупиках изменяется направление движения поезда, что требует его торможения и остановки. Усложняется и организация движения. Поэтому тупиковые трассы не следует применять, по крайней мере, на группе верхних горизонтов карьера.

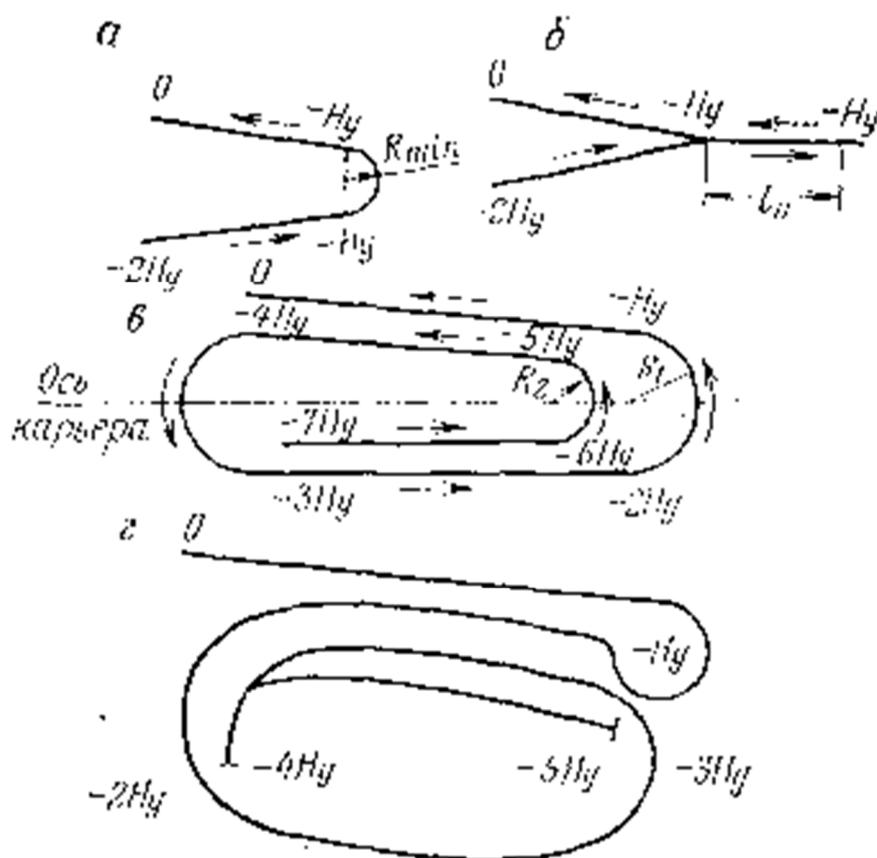


Рис. 21.2. Схемы трассы в плане:

$l_n$  – длина площадки примыкания

2. Трассу проводят с одного борта на другой столько раз  $n_2$ , сколько необходимо для ее размещения на соответствующих горизонтах бортов при средней протяженности их периметра  $P(m)$ :

$$K_y H_k / i_p = n_2 P.$$

В этом случае трасса опоясывает карьер в виде спирали (рис. 21.2, б). Спиральная трасса включает криволинейные участки, которые располагаются на торцовых бортах карьера и обычно имеют большой радиус. Размещение кривых в этом случае не вызывает затруднений и, как правило, не требуется специально создавать полунасыпи или полувыемки.

Часто внутренняя трасса включает одновременно прямые, спиральные и тупиковые (петлевые) участки (рис. 21.2, в). При устройстве таких сложных трасс улучшаются условия вскрытия отдельных горизонтов, эффективность

работы карьерного транспорта и применение рациональной системы разработки.

Внутренняя трасса является непосредственным продолжением внешней. Такую *смешанную трассу* обычно применяют для вскрытия в глубоких карьерах: несколько верхних горизонтов вскрываются с использованием внешней трассы, а к нижележащим горизонтам карьера подводится внутренняя трасса.

Углубление трассы внутренних капитальных траншей определяется через среднюю величину ее уклона и действительную длину.

Простую трассу применяют при разработке месторождений, имеющих значительное простирание при небольшой глубине карьера, а тупиковую — при относительно небольших размерах месторождения по простиранию, особенно при крутом падении, когда размеры карьера вкрест простирания невелики. Петлевую трассу создают при вскрытии внутренними траншеями, если используется автотранспорт, и, когда это возможно, при железнодорожном транспорте. Спиральную трассу устраивают, если применение петлевой или тупиковой трассы невозможно или нерационально по условиям залегания рудных тел, разноса бортов, требуемой провозной способности, эффективности работы карьерного транспорта. Переустройство, железнодорожных путей при спиральной трассе весьма затруднено и поэтому она в этом случае должна быть стационарной. При автомобильном транспорте периодическое переустройство автодорог вполне допустимо.

## РАЗДЕЛЕНИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ НА ВЫЕМОЧНЫЕ СЛОИ. ВЫСОТА И УСТОЙЧИВОСТЬ УСТУПОВ.

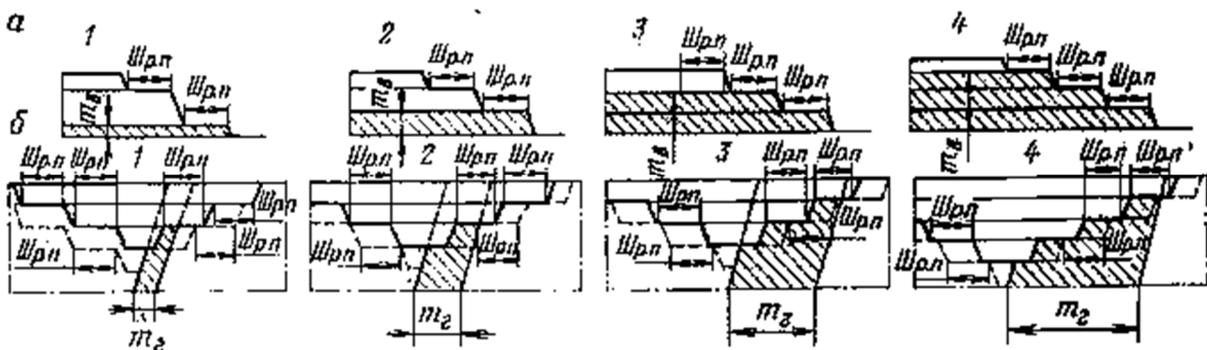
### План:

1. Горизонтальные выемочные слои.
2. Наклонные выемочные слои.
3. Влияние высоты уступа на ряд общекарьерных показателей.
4. Устойчивость откоса уступа.

**Опорные слова:** выемочные слои, горизонтальные, наклонные, крутые, выемка слоев, число слоев, одновременная отработка слоев, мощность залежи, залежи весьма малой, малой, средней мощности и мощные, ширина рабочей площадки уступа, элемент открытой разработки, рациональная высота, фактор, аналитические методы определения высоты уступа, разработка горизонтальных и пологих залежей,

Открытые горные работы характеризуются определенным порядком выемки и перемещения полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород. Для планомерной разработки пород и рационального использования оборудования карьерное поле разделяют на отдельные *выемочные слои*, в большинстве случаев *горизонтальные* (см. рис. 22.2). Выемку слоев производят последовательно сверху вниз, независимо от направления напластования пород.

Возможное число слоев зависит от глубины и размеров карьера в плане. Мощность слоев по глубине карьера может быть различной. При одновременной отработке слоев формируются уступы.



**Рис. 22.1. Схемы залежей полезного ископаемого:**

а - горизонтальных; б - наклонных и крутых; 1, 2, 3 и 4 - соответственно залежи весьма малой, малой, средней мощности и мощные; Ш<sub>рп</sub> - ширина рабочей площадки уступа.

Число уступов по залежи в профиле карьерного поля зависит от мощности залежи (рис. 22.1), угла ее падения, трудности разработки пород, применяемых выемочно-погрузочных и транспортных средств.

Залежи весьма малой мощности отрабатывают одним уступом; при этом горизонтальные залежи с вертикальной мощностью  $m_b \leq 2 \div 3$  м неэффективно разрабатывать одноковшовыми экскаваторами, а при наклонных и крутых залежах с горизонтальной мощностью  $m_r \leq 20 \div 40$  м нарезка нового уступа связана не только с полной выемкой полезного ископаемого на вышележащем горизонте, но и с дополнительным подвиганием уступа по вмещающим породам (рис. 22.1, а, 1 и б, 1). Выемка полезного ископаемого из горизонтальных залежей малой мощности ( $m_b = 4 \div 20$  м) производится одним уступом нормальной высоты, а при наклонных и крутых залежах ( $m_r = 20 \div 40$  м) нарезка очередного уступа возможна после выемки залежи на вышерасположенном горизонте (рис. 22.1, а, 2 и б, 2). Залежи средней мощности ( $m_b = 15 \div 40$  м,  $m_r = 50 \div 120$  м) в одном профиле карьера можно одновременно разрабатывать двумя уступами (рис. 22.1, а, 3 и б, 3). Мощные залежи ( $m_b > 20 \div 40$  м,  $m_r > 80 \div 150$  м) разрабатывают тремя или более уступами или подступами.

Иногда при пологих и наклонных залежах разработку ведут *наклонными слоями* (уступами) различной мощности (в зависимости от мощности пластов) по напластованию пород (рис. 22.2, а). Отдельные пласты разрабатывают последовательно, с опережением. В редких случаях разработку производят *крутыми* (более  $25-30^\circ$ ) *слоями*, начиная от середины карьерного поля к его границам (рис. 22.2, б). Такая выемка возможна только при разработке крутых залежей и однородных каменных массивов. Она позволяет в устойчивых массивах обеспечить более крутые в данных условиях откосы рабочих бортов карьера и сократить текущие объемы вскрышных работ. Однако при такой выемке существенно усложняются вскрытие горизонтов и транспортирование горной массы.

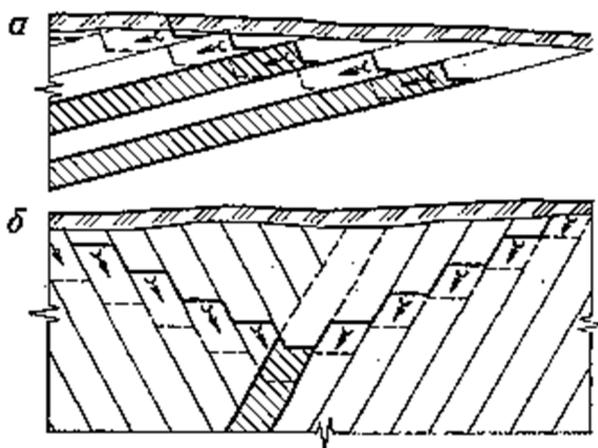


Рис. 22.2. Схемы разработки залежей наклонными и крутыми слоями.

Уступ является одним из важнейших элементов открытой разработки. Рациональной является такая высота уступа, при которой в данных условиях обеспечиваются: безопасность горных работ, высокая производительность оборудования, минимальные объемы вспомогательных работ, установленные годовые объемы добычных и вскрышных работ и минимальные затраты на них.

Высота уступа непосредственно влияет на ряд общекарьерных показателей: качество добываемого полезного ископаемого; скорость продвижения фронта; темп углубления горных работ и, следовательно, производственную мощность карьера; срок строительства карьера; объем горно-капитальных работ; общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог; угол откоса рабочих и нерабочих бортов.

Рациональная высота уступов не может быть установлена по какому-либо одному фактору; она должна выбираться на основе определения совокупного влияния всех перечисленных выше факторов в конкретных природных условиях и с обязательным учетом возможностей вскрытия рабочих горизонтов. Аналитические методы определения высоты уступа не могут учитывать всей совокупности этих факторов. Безопасность ведения горных работ является основным требованием.

*При разработке горизонтальных и пологих залежей* мощность залежей и покрывающих пород обычно предопределяет высоту и число уступов. При чередовании горизонтальных и пологих пластов высоту уступа определяют в зависимости от мощности отдельных пластов и залегающих между ними слоев пустых пород с учетом обеспечения необходимого качества полезного ископаемого.

Устойчивость откосов в мягких породах имеет решающее значение. В таких породах, согласно Правилам безопасности, высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора; в противном случае в верхней части уступа остаются «козырьки», «нависи» и возможно обрушение пород.

*При разработке наклонных и крутопадающих залежей*, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, требуемой производственной мощностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов. Затраты на подготовку скальных пород к выемке и на транспортирование взорванных пород снижаются с увеличением высоты уступа. Минимальные затраты на экскавацию взорванных пород соответствуют высоте уступа 15—20 м.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых очень важно обеспечить устойчивость уступов и не допускать их деформаций в

течение всего периода строительства и эксплуатации карьера.

Из многих факторов, от которых зависит устойчивость откосов, определяющей является *группа геологических факторов* (состав, состояние, строение и свойства горных пород). Они определяют условия деформации массива и выбор расчетных схем устойчивости откосов, характер противодеформационных мероприятий и величины расчетных показателей.

Из *группы гидрогеологических факторов* основным является влияние подземных вод, изменяющих свойства массива (вследствие выщелачивания трещиноватых карбонатных пород, набухания глинистых пород и др.) и его напряженное состояние; под действием гидростатических и гидродинамических сил может происходить фильтрационное разрушение откосов (оплывание и суффозия). Обводненность контактных зон и структурных нарушений приводит к деформациям откосов (в результате снижения прочности пород на контактах) и внезапному прорыву вод.

Третью группу составляют *технологические факторы*.

Борта карьеров могут иметь участки вогнутой, выпуклой и прямолинейной формы в плане. Установлено, что, при прочих равных условиях, откосы, имеющие в плане вогнутую форму, более устойчивы, чем плоские.

Взрывные работы обуславливают сейсмический эффект, образование и развитие в приоткосном массиве уступа трещиноватости и зон пониженной прочности, а также неустойчивой поверхности самого откоса уступа. Для снижения вредного воздействия взрывов *при постановке уступов в конечное положение* необходимо: изменять параметры буровзрывных работ; применять (с учетом конкретной обстановки) короткозамедленное взрывание скважинных зарядов необходимого диаметра и контурное взрывание, заряды с инертными сердечниками; располагать ряды скважин под углом 60—90° к контуру борта; применять экранирующие врубы; использовать искусственное укрепление уступов; вводить в расчеты повышенный коэффициент запаса устойчивости.

Различают краткосрочную и долгосрочную устойчивость откосов, которыми должны обладать соответственно рабочие и нерабочие уступы. Коэффициент запаса устойчивости рабочих уступов  $\eta_y = 1,15 \div 1,2$ , а нерабочих в глинистых и трещиноватых скальных и полускальных породах  $\eta_y = 1,5 \div 2$ .

## ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ФРОНТЕ ГОРНЫХ РАБОТ

### План:

1. Фронт горных работ по расположению и по структуре.
2. Фронт горных работ по направлению перемещения горной массы.
3. Фронт горных работ по погрузке горной массы и по числу транспортных грузовых выходов.

**Опорные слова:** признаки, вдоль длинной оси, вдоль короткой оси, концентрически, однородный фронт, разнородный, сложноразнородный, с поперечным перемещением горной массы, с продольным перемещением горной массы, нижняя погрузка, верхняя погрузка, одинарный фронт, сдвоенный фронт, тупиковый, сквозной, фланговый, центральный.

Направление развития горных работ на уступе выбирается не произвольно. Место расположения разрезной траншеи (котлована) должно соответствовать проектному плану горных работ с тем, чтобы обеспечивались необходимое число вскрышных и добычных забоев в эксплуатационный период разработки слоя, планомерность вскрышных и добычных работ.

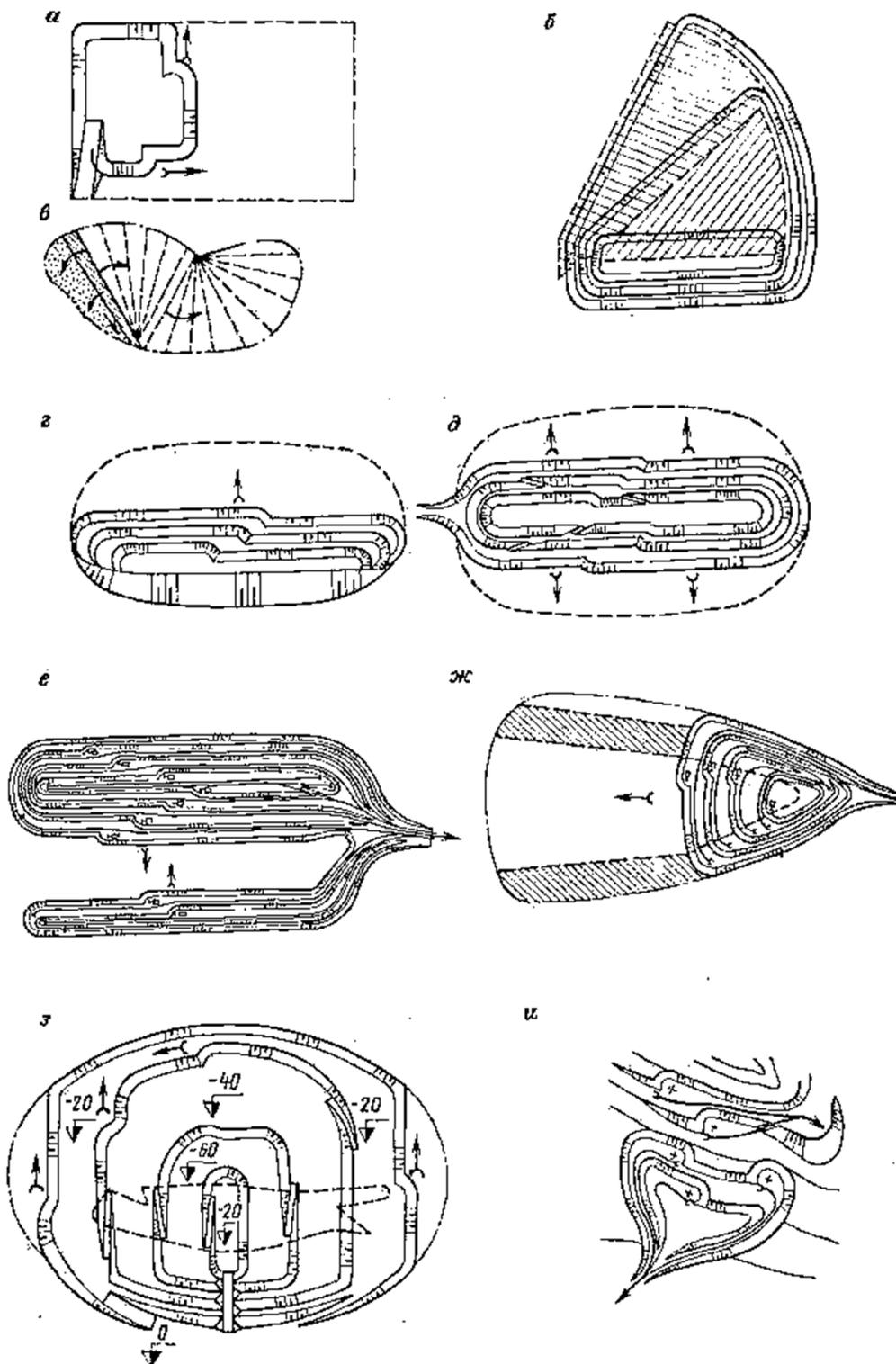
Фронт работ уступа различается по следующим признакам:

1. *По расположению.*

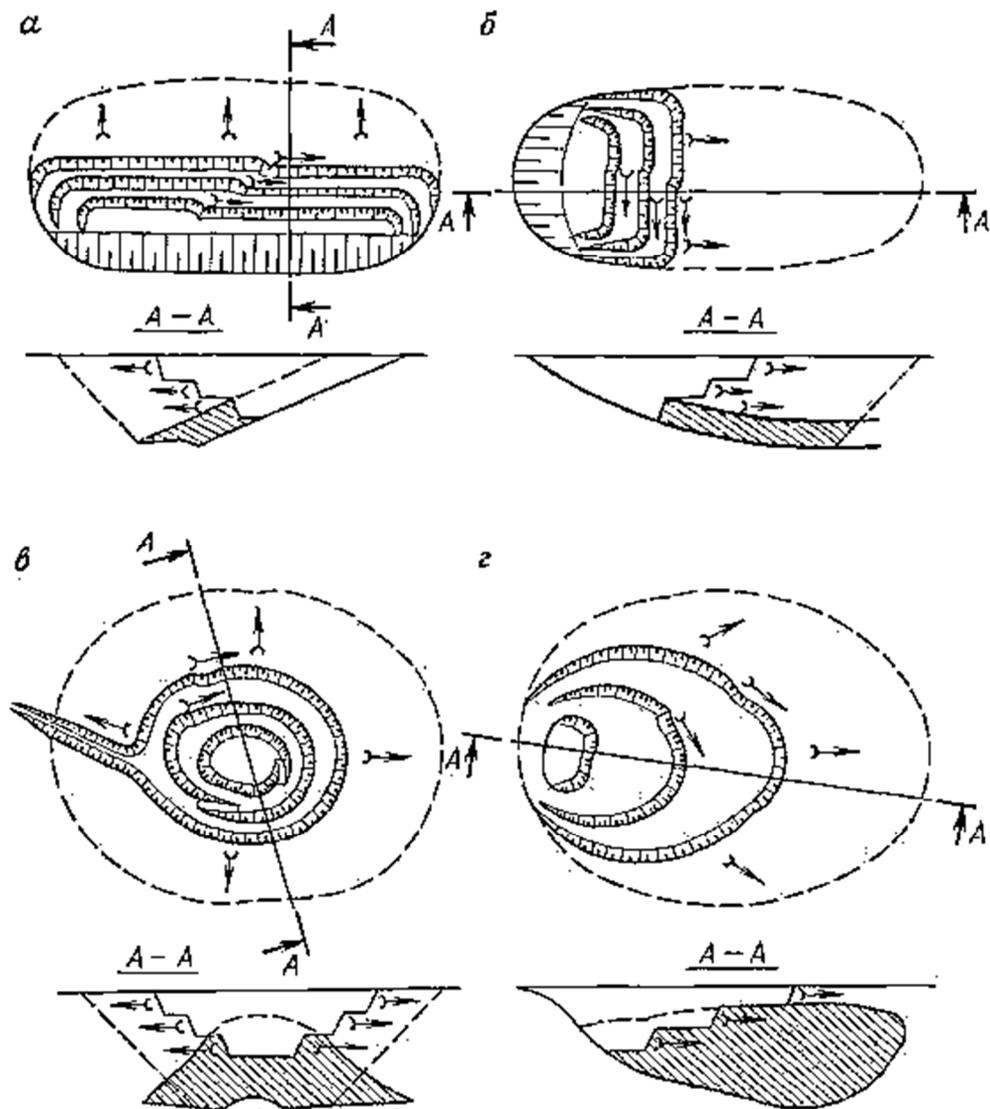
Фронт работ расположен вдоль длинной оси карьерного поля (рис. 22.1, *г, д, е, и* и 22.2, *а*). Достигается значительная протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций, а скорость его подвигания небольшая (30—60 м/год). Создаются благоприятные условия для раздельной выемки полезного ископаемого различных сортов, имеются большие резервы повышения интенсивности разработки месторождения и мощности карьера. Такое расположение фронта обуславливает большой объем горно-капитальных работ при строительстве карьера. Оно целесообразно и распространено в тех случаях, когда мощность пород, покрывающих залежь, сравнительно невелика.

Фронт работ расположен вдоль короткой оси карьерного поля (рис. 22.1, *а, б, в, ж* и 22.2, *б*). Протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций невелика, а скорость его подвигания достигает 70—300 м/год. Резервы увеличения производственной мощности карьера, возможности раздельной выемки и создания больших вскрытых запасов полезного ископаемого малы. Такое расположение фронта обеспечивает относительно

небольшие объемы горно-капитальных работ, но усложняет вскрытие горизонтов и эксплуатацию транспортных коммуникаций из-за необходимости частых реконструкций. Оно распространено при мощной толще покрывающих пород, а также при разработке мощных крутых месторождений с использованием мобильных средств транспорта.



**Рис. 22.1. Схемы различных вариантов направления развития горных работ (стрелками указываются направления подвигания отдельных забоев и рабочих бортов карьеров).**



**Рис. 22.2. Схемы развития горных работ:**

*а, б, в и г* — фронт работ расположен соответственно вдоль длинной оси карьера, вдоль короткой оси, концентрически и по эллипсу

Фронт работ расположен концентрически (см. рис. 22.2, *в*) или по эллипсу (рис. 22.1, *з* и 22.2, *г*). Протяженность фронта, транспортных коммуникаций и число забоев на разных этапах развития работ на уступе различны. Такое расположение фронта обеспечивает минимальные объемы горно-капитальных и подготовительных работ при нарезке новых уступов и высокий темп углубления горных работ. Однако при этом неизбежны периодические изменения положения вскрывающих выработок. Возможности увеличения производственной мощности карьера обычно ограничены.

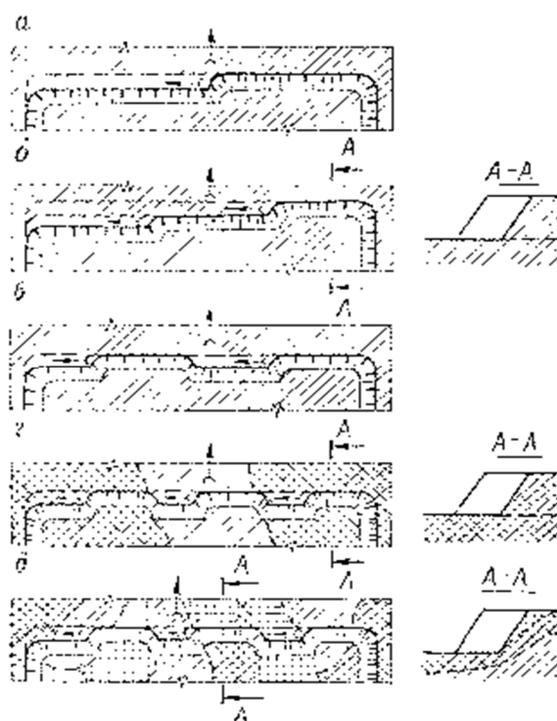
## 2. По структуре.

Однородный фронт работ — если он сложен только вскрышными породами или только полезным ископаемым одного сорта. При этом

осуществляется валовая выемка горной массы. Однородный фронт может быть сплошным (рис. 22.3, *a*) и разделенным на блоки с независимыми забоями (рис. 22.3, *б* и *в*). Деление на блоки обусловлено необходимостью размещения на уступе необходимого числа экскаваторов и других технических средств. Экономически эффективна установка на уступе одного мощного экскаватора. Однако при больших объемах работ и отсутствии экскаваторов требуемой мощности необходимо на уступе размещать два и даже три экскаватора.

Разнородный фронт работ — если в его пределах чередуются блоки пустых пород, полезного ископаемого и его различных сортов (рис. 22.3, *г*). Выемка в забоях при разнородном фронте — валовая. Деление на блоки (с использованием двух или трех экскаваторов), как правило, обязательно для обеспечения непрерывной добычи полезного ископаемого.

Сложноразнородный фронт работ — когда в его пределах практически невозможно выделить блоки только с пустыми породами или только с полезным ископаемым одного сорта (рис. 22.3, *д*). В этом случае ведут раздельную выемку горной массы.



**Рис. 22.3.** Схемы разделения фронта работ уступа по структуре.

### *3. По направлению перемещения горной массы.*

Фронт работ с поперечным перемещением горной массы — при складировании вскрышных пород в выработанном пространстве с применением вскрышных экскаваторов и транспортно-отвальных агрегатов (рис. 22.4, *a*), а также при выемке породы бульдозерами или скреперами, фронтальным забоем и перемещении ее по кратчайшему расстоянию во внутренний или внешний

отвал (рис. 22.4, б).

Фронт работ с продольным перемещением горной массы — при перемещении ее из забоев с применением карьерного транспорта (рис. 22.4, в).

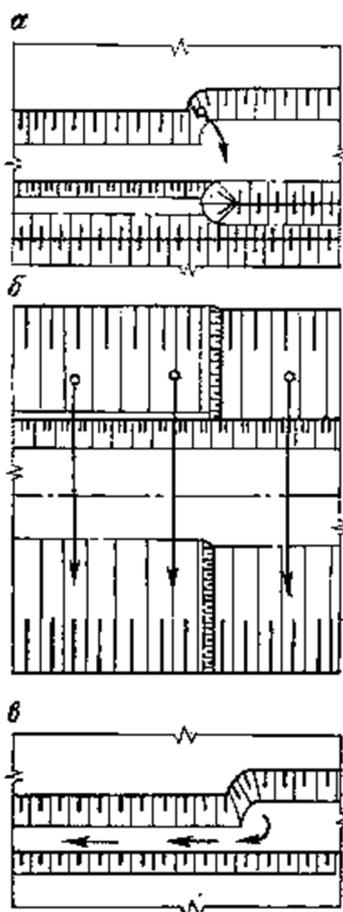


Рис. 22.4. Схемы перемещения горной массы относительно фронта работ уступа

#### 4. По погрузке горной массы.

Нижняя погрузка горной массы на горизонте установки выемочно-погрузочного оборудования (рис. 22.5, а) широко распространена и обеспечивает наиболее экономичное и производительное использование каждого участка фронта горных работ уступа.

Верхняя погрузка горной массы (рис. 22.5, б) необходима и целесообразна в тех случаях, когда затруднительно или невыгодно устройство транспортных коммуникаций на почве разрабатываемого уступа, при проведении траншеи, небольших объемах работ на горизонте и т. п.

Верхняя экскаваторная перевалка горной массы (рис. 22.5, в) характеризуется тем, что порода или полезное ископаемое складировается экскаватором на верхнюю площадку уступа и затем другим экскаватором грузится в транспортные средства. Такая схема применяется в частных случаях, например при доработке нижних горизонтов глубоких карьеров, на косогорах при небольшом объеме работ, при использовании гидротранспорта, драглайнов

и др.

Нижняя экскаваторная перевалка горной массы (рис.22.5, *г*) характеризуется перемещением породы или полезного ископаемого экскаватором на нижележащий горизонт и погрузкой ее другим экскаватором в транспортные средства. Применение такой схемы целесообразно на косогорах, для уменьшения высоты уступа, при небольших объемах работ, для улучшения условий работы транспорта и т.п.

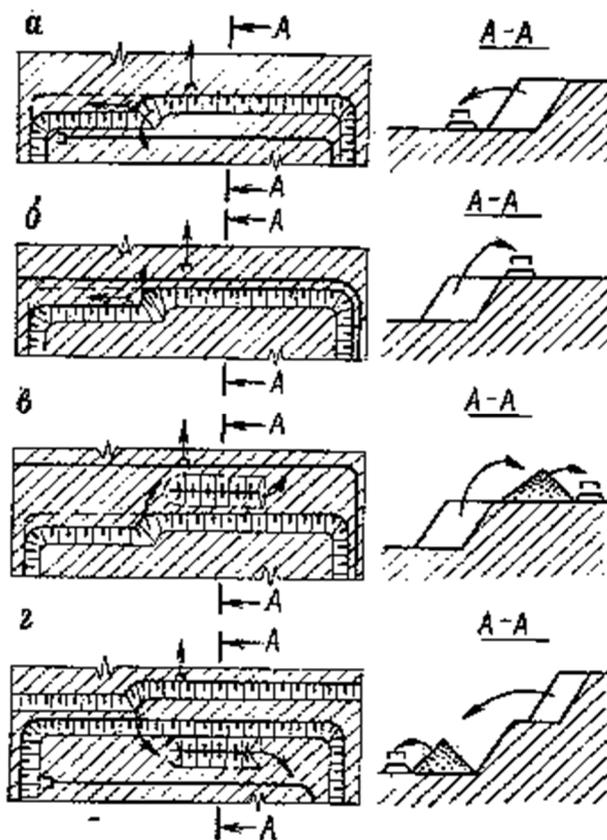


Рис. 22.5. Схемы погрузки горной массы на уступе.

5. По числу транспортных грузовых выходов.

Одинарный фронт — если он имеет один грузовой транспортный выход с уступа (рис. 22.6, *а, б* и *в*). Такой фронт типичен для большинства карьеров при использовании различного горного и транспортного оборудования.

Сдвоенный фронт — если он имеет два грузовых транспортных выхода с уступа (рис. 22.6, *г, д*). Фронт такой конструкции представляет собой два одинарных фронта и может быть использован при большой протяженности карьеров поверхностного вида, а также для группы верхних уступов мощных карьеров глубинного вида.

В редких случаях возможен строенный фронт (рис. 22.6, *е*).

Тупиковый фронт (с возвратным движением транспорта) — если одинарный фронт на уступе имеет один общий транспортный выход, служащий

для подачи порожних железнодорожных составов или автомобилей и для выдачи грузов (рис. 22.6, а, в, г, д и е). Тупиковый фронт получил наибольшее распространение при всех видах карьерного транспорта.

Сквозной фронт (с поточным движением транспорта) — если одинарный фронт на уступе имеет два и больше специализированных транспортных выхода: отдельно для подачи порожняка и отдельно для грузов (рис. 22.5, б). Сдвоенный тупиковый фронт также периодически может использоваться как одинарный сквозной фронт (см. рис. 22.6, г), а строенный тупиковый фронт — как сдвоенный сквозной фронт (см. рис. 22.6, е).

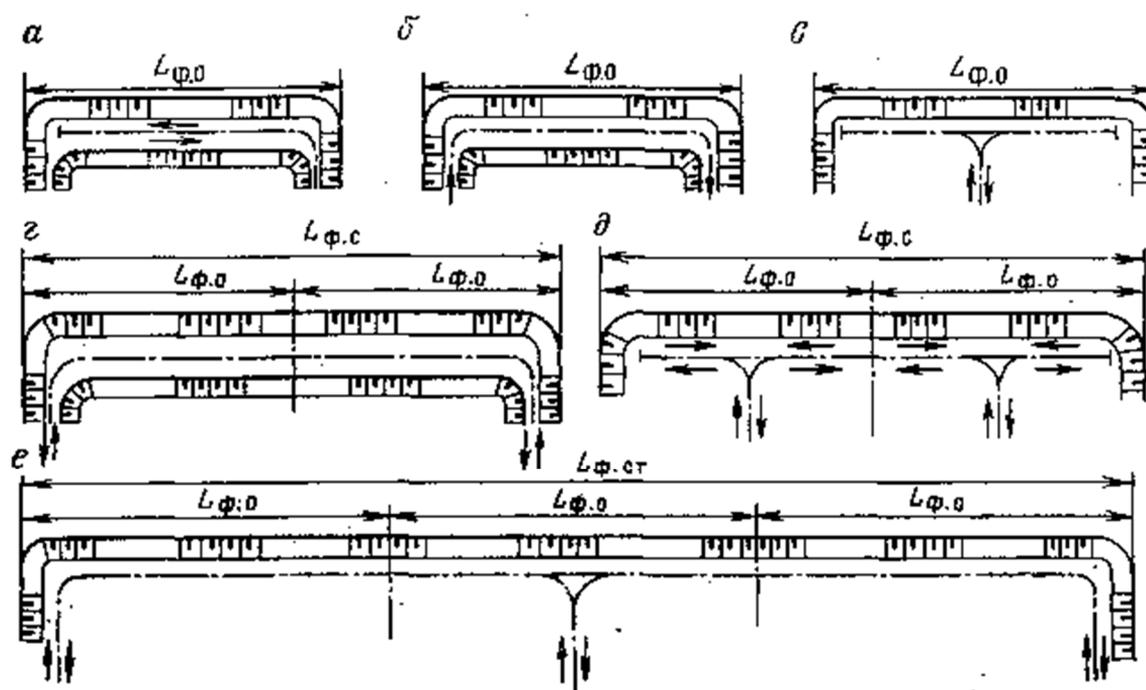


Рис. 22.6. Схемы конструкций фронта горных работ:  
 $L_{ф.о}$ ,  $L_{ф.с}$  и  $L_{ф.ст}$  — длина фронта работ соответственно одинарного, сдвоенного и строенного.

*б. По характеру движения транспортных средств:*

а) тупиковый фронт, с возвратным движением транспорта, если одинарный фронт на уступе имеет один общий транспортный выход, служащий для подачи порожних железнодорожных составов или автомобилей и для выдачи грузов (рис. 22.6, а, в, г, д, е). Тупиковый фронт получил наибольшее распространение при всех видах карьерного транспорта.

б) Сквозной фронт, с поточным движением транспорта, - если одинарный фронт уступа имеет два и больше специализированных транспортных выхода: отдельно для подачи порожняка и отдельно для грузов (рис. 22.6, б). Сдвоенный тупиковый фронт также периодически может

использоваться как одинарный сквозной фронт (см. рис. 22.6, *г*), а строенный тупиковый фронт – как сдвоенный сквозной фронт (см. рис. 22.6, *е*).

*7. По положению транспортного выхода.*

Фланговый фронт — если транспортный выход расположен на фланге фронта уступа (рис. 22.6, *а, б* и *г*); применяется при вскрытии рабочих горизонтов стационарными выработками.

Центральный фронт — если транспортный выход расположен в пределах фронта (рис. 22.6, *в* и *д*). Такой фронт применяется при расположении вскрывающих выработок на рабочем борту карьера и на добычном уступе при разработке горизонтальных или пологих залежей.

Перечисленные характеристики фронта работ уступа служат основанием для правильного выбора системы, разработки, вскрытия и применения технических средств.

## Направления перемещения фронта работ. Протяженность и скорость подвигания фронта работ.

### План:

1. Направление перемещения фронта работ
2. Протяженность и скорость подвигания фронта работ

**Опорные слова:** уступ, панель вдоль фронта работ, заходка, рабочий фронт, блок панели, рабочие блоки, выемочные заходки, продольные, поперечные, диагональные, фронт работ в границах слоя, параллельно, по вееру, радиально, протяженность, скорость, первоначальный фронт, большая протяженность, минимальная длина.

### Направления перемещения фронта работ

Уступ, как правило, делится на панели вдоль фронта работ (рис. 23.1). Панели могут быть одновременно и заходками. На уступе могут одновременно отрабатываться одна или несколько панелей. По мере отработки панелей перемещается рабочий фронт уступа. После отработки панели необходимо перемонтировать транспортные коммуникации, расположенные вдоль фронта работ.

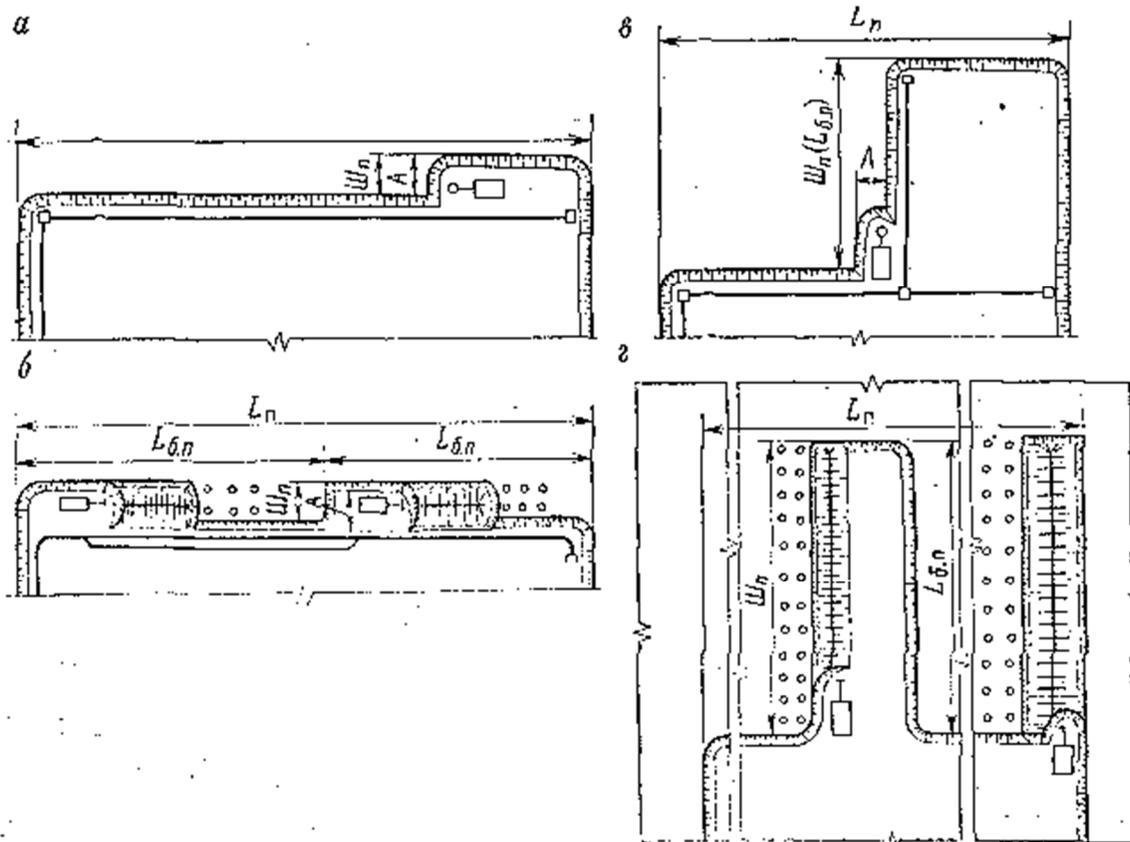
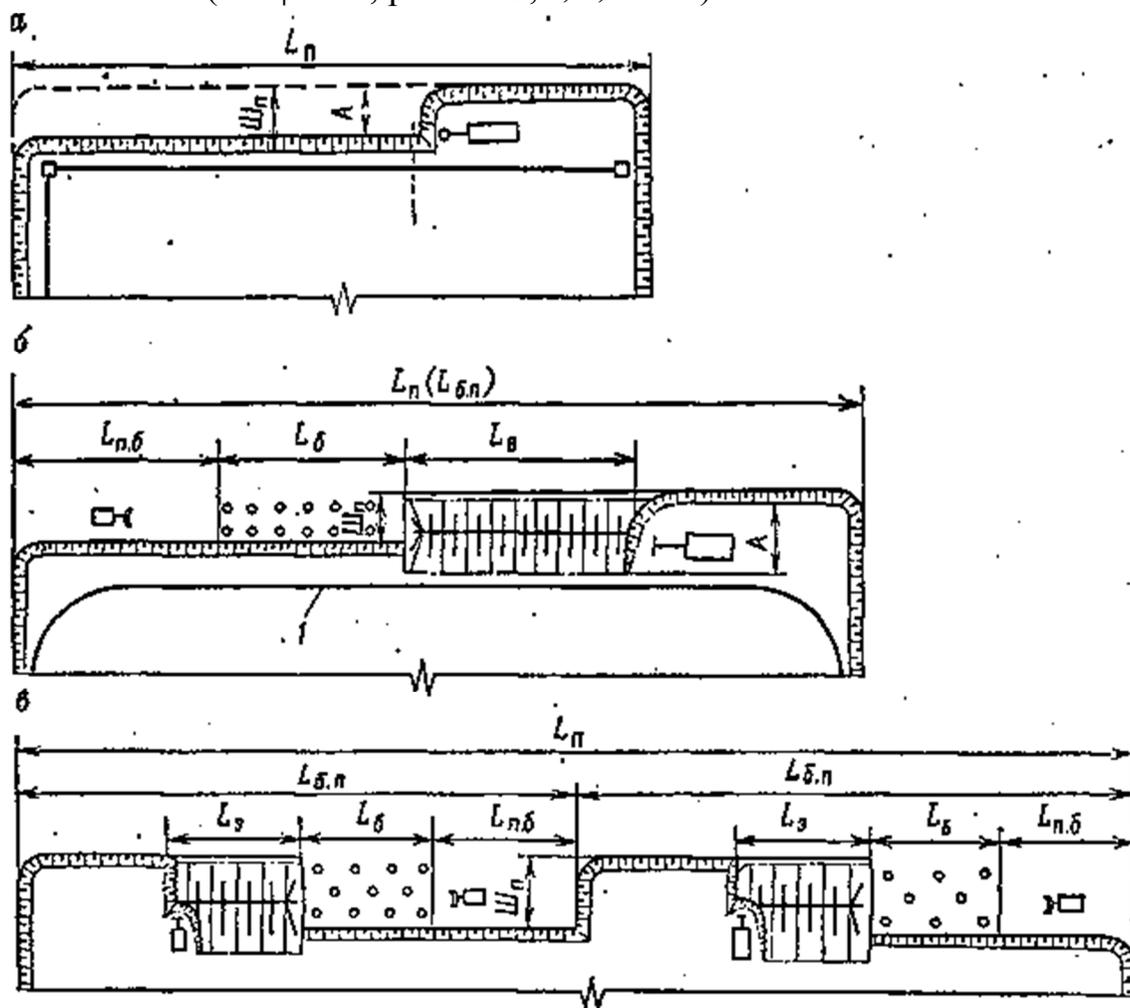


Рис. 23.1. Схемы панелей и блоков панели:

Панель характеризуется высотой уступа  $H_y$ , длиной  $L_n$  и шириной  $Ш_n$ ; при одной панели на уступе ее длина равна длине фронта работ уступа  $L_{ф.у.}$

Часть панели, отводимая для разработки одной выемочной машиной, называется *блоком панели* (например, экскаваторный блок); в пределах панели могут одновременно действовать один или несколько таких блоков длиной  $L_{б.п.}$  (см. рис.23.1). *Блоки панели*, в свою очередь, могут делиться на *рабочие блоки*; в пределах каждого из них выполняется какой-либо один рабочий процесс, например бурение, взрывание, выемка (рис. 23.2). Выемка пород в каждом блоке осуществляется узкими полосами, называемыми *выемочными заходками*. В ряде случаев заходки являются и блоками панелей (см. рис. 23.1). Блоки панели и выемочные заходки в зависимости от их расположения относительно фронта уступа могут быть продольными (вдоль фронта уступа,  $\varphi = 0^\circ$ , рис. 23.3, а, г, ж и к), поперечными (вкрест фронта уступа,  $\varphi = 90^\circ$ , рис. 23.3, б, д, з и л) и диагональными ( $0^\circ < \varphi < 90^\circ$ , рис. 23.3, в, е, и и м).



**Рис. 23.2. Схемы разделения блоков панели на рабочие блоки:**  
 $L_{в.п.}$ ,  $L_{в.}$  и  $L_{п.б.}$  — длина взорванного (экскавируемого), бурового и подготовленного к бурению блоков; 1 — забойный путь.

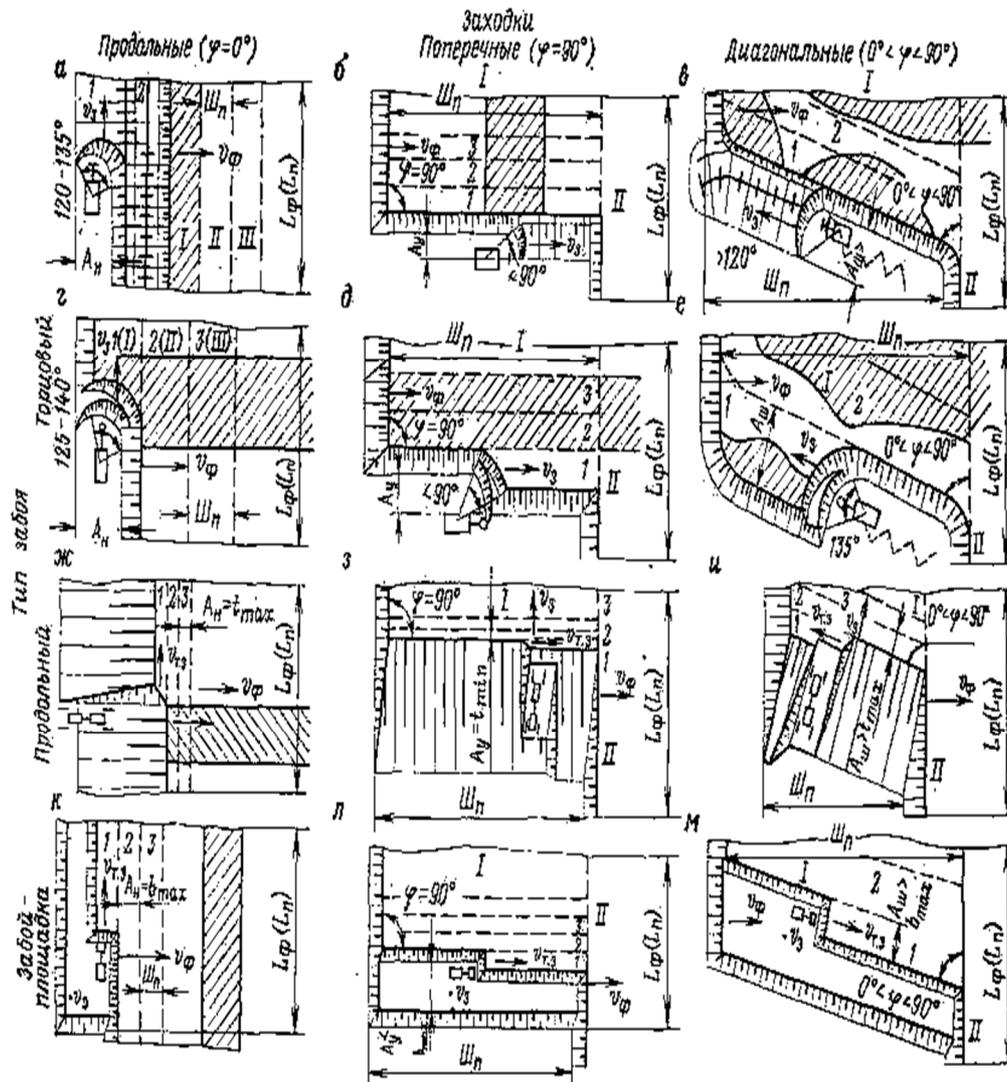


Рис. 23.3. Схемы блоков панели и заходок:

I, II, III — панели; 1, 2, 3 — блоки панели и заходки.

Ширина заходки  $A$  при торцовом забое и забое-площадке соответствует ширине этих забоев. Различают нормальные, узкие и широкие заходки (см. рис. 23.3). При нормальных заходках выемка породы производится при движении машин по прямолинейной оси в пределах всей длины заходки при условии максимального использования линейных параметров машин. Узкие заходки отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров выемочных машин. Широкие заходки характеризуются переменным направлением движения машин в плане (зигзагообразная ось).

*Фронт работ в границах слоя может перемещаться:*

1. Параллельно длинной или короткой оси карьерного поля от одной границы его к другой (противоположной) (рис. 23.4, а). В этом случае уступ имеет один рабочий откос (однобортная выемка), второй борт уступа является нерабочим.

Этот вариант применяется для разработки горизонтальных и пологих залежей при значительной протяженности карьерного поля. Он характеризуется большими объемами горно-подготовительных работ даже при небольшой мощности покрывающих пород.

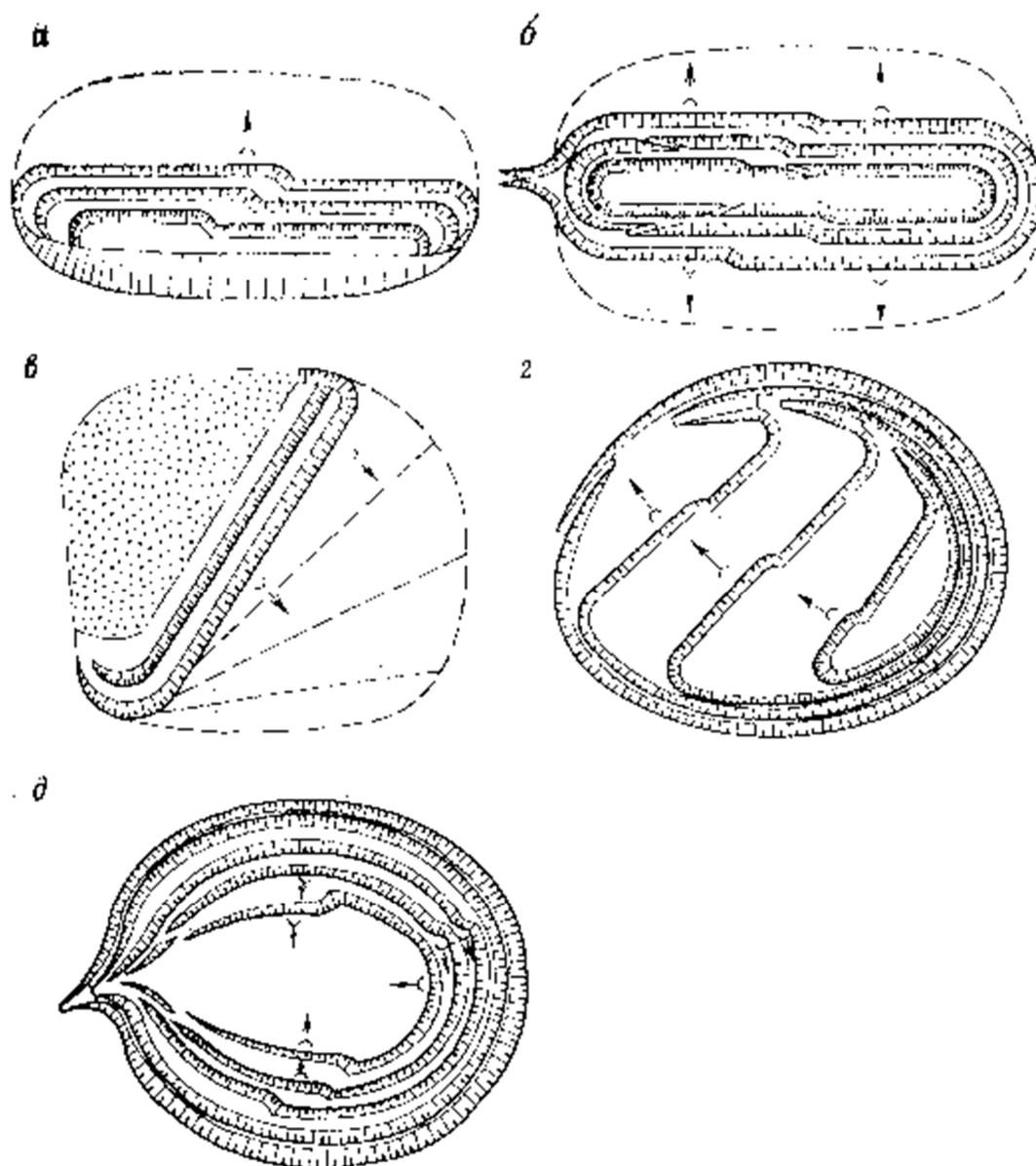


Рис. 23.4. Схемы перемещения фронта горных работ.

2. Параллельно одной из осей поля от промежуточного положения между границами выемочного слоя к его контурам (двухбортовая выемка) (рис. 23.4, б). В этом случае противоположные (или все по периметру) откосы уступа являются постоянно или периодически действующими (рабочими), скорость подвигания отдельных участков фронта работ уступа уменьшается.

Такой вариант применяется для разработки вытянутых по простиранию наклонных и крутопадающих залежей, особенно при большой конечной

глубине карьера и мощной толще покрывающих пород.

3. По вееру с поворотным пунктом, расположенным на границе карьерного поля или вблизи ее (рис. 23.4, в). В этом случае уступ имеет, как правило, один рабочий откос. При разработке горизонтальных месторождений устраивают один поворотный пункт для всех уступов карьера; при разработке крутых залежей создают отдельный поворотный пункт для каждого уступа (рис. 23.4, з). Скорость подвигания различных точек фронта работ уступа при развитии его по вееру переменная (см. рис. 23.1, б и в).

Такой вариант перемещения фронта работ уступов возможен при разработке карьерных полей округленной формы в плане и небольшой мощности мягких покрывающих пород, когда горизонтальные пласты и вскрышные породы разрабатываются с применением оборудования непрерывного действия (часто транспортно-отвальных мостов), а также в случаях разработки крутых штокообразных рудных залежей со спиральной формой вскрывающей трассы.

4. Радиально от центра выемочного слоя к его контурам (фронт работ расположен концентрически или серповидно). Этот вариант может применяться при отработке горизонтов широкими заходками в специфических условиях залегания (см. рис. 23.2, в и 23.1, з).

5. По спирали, начиная с периферийных участков карьерного поля и оканчиваясь в центре, что может иметь место при разработке горизонтальных и неглубоко залегающих пластов (рис. 23.4, д).

### **Протяженность и скорость подвигания фронта работ**

Длина фронта горных работ карьера, которая складывается из протяженности фронтов отдельных уступов, должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому и по горной массе, а также для подготовки новых горизонтов.

Первоначальный фронт уступа может быть равен длине  $L_k$  или ширине карьерного поля  $B_k$  или чаще он меньше  $L_k$  ( $B_k$ ). Этот фронт увеличивается по мере развития горных работ, поэтому его длина  $L_{ф.у}$  непостоянна — она меньше в начале и конце периода разработки данного горизонта. При расположении разрезной траншеи посередине карьерного поля и двусторонней его разработке длина фронта работ одного уступа может достигать  $2L_{ф.у}$ .

При применении мощного выемочно-погрузочного оборудования на уступе желательно иметь одинарный тупиковый или сквозной фронт работ с использованием одного экскаватора, производительность которого соответствует плановому объему работ на данном горизонте. Это улучшает организацию работ и использование оборудования.

При небольшой интенсивности разработки число экскаваторов может быть меньше числа рабочих уступов. В этом случае работа на уступах или группе уступов осуществляется одним экскаватором. При использовании мощных экскаваторов (массой более 500—600 т) их частые перегоны с уступа на уступ по техническим условиям нежелательны.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора ( $\text{м}^3/\text{год}$ ) должна быть равна плановому объему работ на уступе

$$Q_{\text{э.г}} = H_y L_{\text{ф.у}} v_{\text{ф}},$$

где  $L_{\text{ф.у}}$  и  $v_{\text{ф}}$  — усредненные соответственно длина фронта уступа (м) и скорость его подвигания, м/год.

Таким образом, для конкретных протяженности фронта уступа и его скорости подвигания можно выбрать только одну модель экскаватора, обеспечивающую наилучшие технико-экономические результаты разработки.

Только при большой протяженности фронта работ (2—3 км и более) целесообразно на уступе применять несколько экскаваторов. Необходимость в этом возникает при большой интенсивности горных работ, значительной высоте уступа и при отсутствии (или невозможности применения по транспортным условиям) более мощных экскаваторов. В таких случаях однопанельный фронт работ уступа делят на блоки.

Длину блоков панели устанавливают так, чтобы обеспечить бесперебойность и взаимную независимость работ в забоях смежных блоков. Если горная масса разнородна, необходимо выделить блоки соответственно по сортам и видам пород и полезного ископаемого. В таких случаях длина отдельных блоков панели может быть различной. При небольшой длине смежных блоков их разрабатывают одним экскаватором последовательно.

Независимость разработки блоков панели, представленных скальными породами, обеспечивается при достаточных объемах, а следовательно, и длине рабочих блоков — взорванных, подготовленных к взрыванию (обуренных) и обуриваемых. Забои смежных блоков панели должны иметь одинаковое направление подвигания и значительно удалены один от другого.

Интенсивность разработки характеризуется скоростью подвигания экскаваторных забоев. Скорость подвигания торцовых забоев (м/сут) при ширине заходки  $A$  (м) и суточной производительности экскаватора  $Q_{\text{э.с}}$  ( $\text{м}^3/\text{сут}$ ) составляет

$$v_3 = Q_{\text{э.с}} / (A H_y).$$

Время (сут) отработки блока панели длиной  $L_6$  (м)

$$t_6 = L_6 / v_3.$$

При нескольких блоках панели на уступе время их отработки в равных условиях можно принимать одинаковым. Подвигание забоев обычно составляет

от нескольких метров до нескольких десятков метров в сутки.

Скорость подвигания фронта работ в единицу времени (обычно за год) зависит от мощности карьера и ряда других факторов. На современных карьерах она изменяется от 30 до 250 м/год, а в отдельных случаях достигает 400—600 м/год; ее обычная величина 80—120 м/год. Большая скорость подвигания фронта горных работ достигается при разработке горизонтальных пластов малой мощности с перемещением полезного ископаемого автомобильным или конвейерным транспортом, а вскрышных пород — в выработанное пространство вскрышными экскаваторами или транспортно-отвальными агрегатами.

При железнодорожном транспорте допускается не более трех экскаваторных блоков в пределах одинарного фронта работ вследствие затруднений с транспортно-обменными операциями, а при автотранспорте — до шести блоков. При конвейерном транспорте число блоков ограничивается, как правило, мощностью применяемых экскаваторов и конвейеров.

На карьерах большой протяженности при необходимости интенсификации отработки верхних горизонтов экскаваторами относительно небольшой мощности, работающими в комплексе с железнодорожным транспортом, применяют сдвоенный фронт работ, что позволяет установить на уступе до четырех-пяти экскаваторов. При использовании автотранспорта устройство в таких условиях нескольких транспортных выходов с уступа позволяет сократить расстояние перевозок в карьере, а также и по поверхности.

Минимальная длина блока панели устанавливается обычно из условий транспортных и буровзрывных работ. Так, при железнодорожных перевозках длина блока и расстояние между смежными забоями должны быть не менее 2,5—3 длин состава для обеспечения независимости подачи и погрузки поездов в каждом забое. Объем взрываемого блока в настоящее время обычно составляет не менее двухнедельной (а часто и месячной) производительности экскаватора при разработке вскрышных пород. Обычно минимальная длина блоков при железнодорожном транспорте составляет 300—500 м при разработке скальных пород и 200—400 м при выемке мягких пород.

При использовании автомобильного транспорта минимальная длина блока панели сокращается до 80—150 м по условиям буровзрывных работ и безопасности движения. Наименьшая длина блока панели является, таким образом, практически постоянной величиной для определенного вида транспорта.

Каждый экскаватор должен выполнить плановый годовой объем работ  $Q_{э,г}$ . При заданной скорости подвигания  $v_f$  и высоте уступа  $H_y$  для этого необходим определенный фронт работ.

## РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА. ПОДГОТОВЛЕННЫЕ, ВСКРЫТЫЕ И ГОТОВЫЕ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСЫ

### План:

1. Рабочая зона карьера.
2. Подготовленные запасы.
3. Вскрытые запасы.
4. Готовые к выемке запасы.

**Опорные слова:** рабочий и нерабочий фронт, уступ, предохранительная и транспортная берма, фронт, рабочая зона, борт карьера, вскрышные уступы, добычные уступы, число блоков панелей, интенсивные и неинтенсивные горные работы, сплошные зоны, объем, подготовленные запасы, вскрытые, готовые к выемке, текущие, плановые.

Как в период строительства, так и в период эксплуатации карьера одновременно разрабатывается несколько уступов.

Каждый из них имеет рабочий и нерабочий фронт, т. е. ту часть уступа, в пределах которой длительное время (не менее года) выемка пород не производится.

Каждый нижерасположенный уступ отделяется от вышележащего предохранительными и транспортными бермами. Такие бермы обязательны как в рабочей, так и в нерабочей части фронта уступа. Между рабочими фронтами уступов обязательно оставляют рабочие площадки, ширина и длина которых устанавливаются проектом.

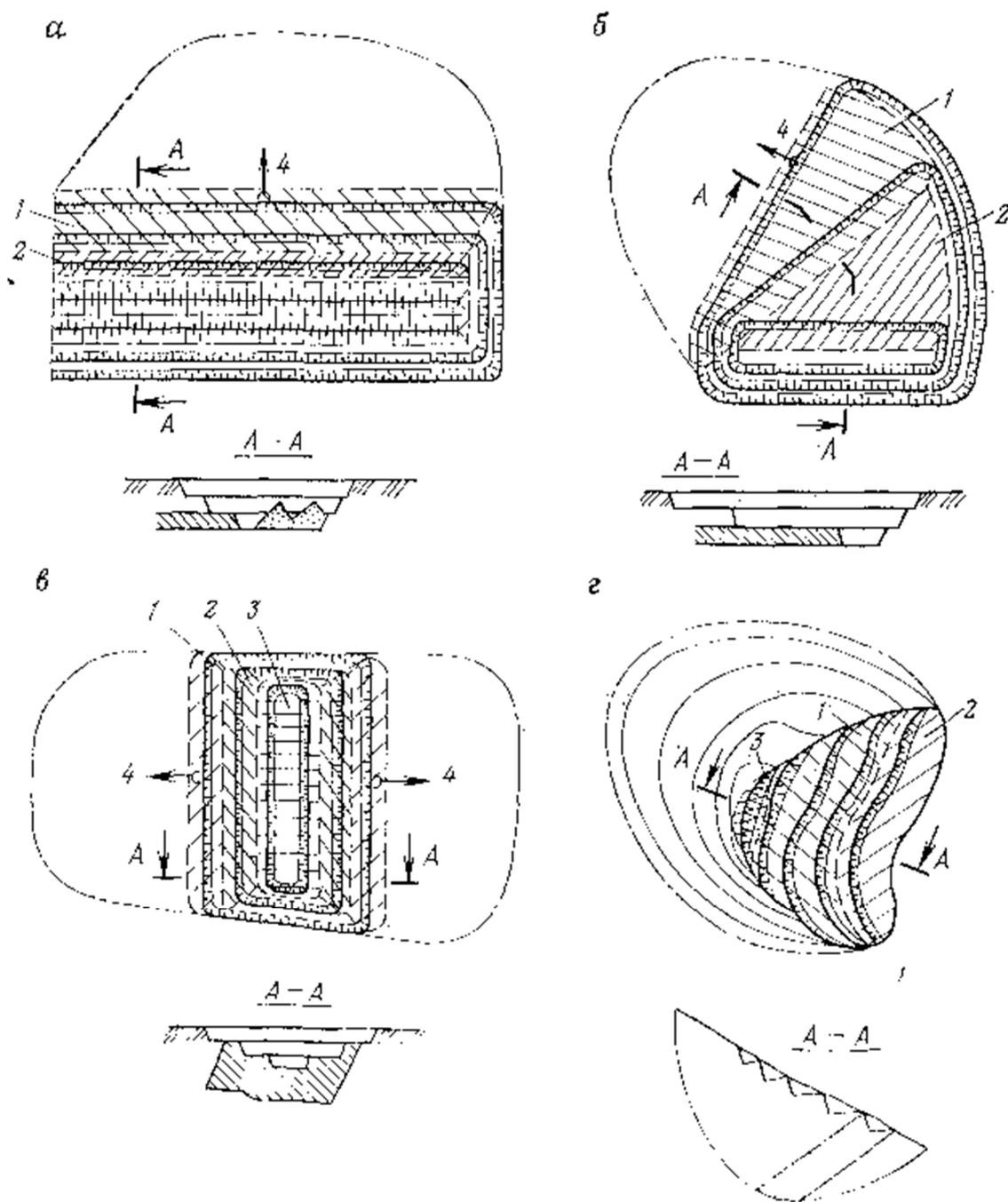
Зона, в которой выполняются основные технологические процессы открытых горных работ, называется *рабочей зоной* карьера. Примеры рабочих зон показаны на рис. 24.1.

Рабочая зона может охватывать один, два или все борта карьера. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме поверхность, имеющую разнообразную пространственную конфигурацию и различное со временем положение в пространстве карьерного поля.

В период строительства рабочая зона карьера включает только вскрышные уступы, а к концу горно-капитальных работ— и добычные. При эксплуатации в рабочей зоне карьера выделяются зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных (нарезных) работ (см. рис. 24.1).

Число вскрышных, добычных и горно-подготовительных блоков

панелей и забоев устанавливается не произвольно, так как от этого зависит выполнение планов по отдельным видам работ и планомерность разработки месторождения согласно проекту и графику режима горных работ.



**Рис. 24.1. Схемы рабочих зон карьера:**

а и б — при разработке горизонтальных залежей; в и г — при разработке крутых залежей; 1 — вскрышная рабочая зона; 2 — добычная рабочая зона; 3 — зона горно-подготовительных работ; 4 — направление подвигания фронта работ.

В пределах рабочей зоны карьера на каждый работающий экскаватор приходится определенная горизонтальная площадь  $S_6$ , характеризующаяся средней шириной рабочей площадки  $Ш_{р.п.}$  и длиной блока панели  $L_6$  отводимого на

экскаватор по фронту работ. Обычно площадь  $S_6$  колеблется от 15 до 40 тыс. м<sup>2</sup> при применении железнодорожного транспорта и от 3 до 15 тыс. м<sup>2</sup> при других видах транспорта. В каждом конкретном случае при известной технологии работ минимальная величина  $S_6$  может быть рассчитана более точно.

Число блоков панелей, размещаемых в рабочей зоне данного размера,

$$N_6 = S_{p.z.} k_0 f k_n / S_6,$$

где  $S_{p.z.}$  — площадь горизонтальной проекции рабочей зоны, м<sup>2</sup>;  $k_0$  — коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов на площади  $S_{p.z.}$  (в обычных условиях  $k_0 = 0,85 \div 0,93$ );  $f$  — коэффициент, учитывающий наличие резервных (нерабочих) блоков ( $f = 0,75 \div 0,8$ );  $k_n$  — коэффициент использования площади рабочей зоны, определяющий соответствие рабочего фронта уступа длине блока  $L_6$  ( $k_n = 0,7 \div 0,9$ ).

Изменения площадей горизонтальной и вертикальной проекций рабочей зоны в целом, по вскрышным породам и полезному ископаемому по мере развития горных работ могут быть изображены на графиках режима горных работ.

На каждом уступе рабочей зоны различают:

интенсивные горные работы, когда каждая выемочная машина на уступе имеет относительно короткий фронт работ и годовое подвигание фронта примерно равно или больше протяженности фронта работы машины;

неинтенсивные горные работы, когда годовое подвигание значительно меньше длины фронта работ выемочной машины.

В различные периоды разработки каждого уступа степень интенсивности горных работ существенно меняется. Она является наибольшей в период вскрытия горизонта и проведения разрезных траншей, а затем снижается вследствие увеличения протяженности фронта работ. При затухании работ число действующих забоев и протяженность фронта работ постепенно сокращаются.

Содержание большего, чем это необходимо, числа действующих забоев на уступе связано с нерационально большим размером рабочей зоны карьера, увеличением транспортных и энергетических коммуникаций и затрат. В принципе, чем меньше размеры рабочей зоны, чем более концентрированно и интенсивно ведутся горные работы, тем экономичнее разработка. Однако при этих размерах не должны нарушаться плановость горных работ и воссоздание системы разработки.

Размеры рабочей зоны зависят от периода разработки, типа разрабатываемого месторождения, изменяющихся с глубиной углов откосов рабочих бортов, углов откосов бортов на момент погашения открытых работ, размеров карьерного поля и от принятого направления развития горных работ

(рис. 24.2). В общем случае высота рабочей зоны карьера равна сумме высот разрабатываемых уступов. В период строительства и освоения проектной мощности карьера рабочая зона непрерывно увеличивается в плане и по высоте при разработке месторождений любых типов. Далее в период, когда достигнута проектная мощность карьера, размеры рабочей зоны достигают своих максимальных значений, если не снижается интенсивность горных работ.

В последующие периоды при разработке горизонтальных и пологих залежей рабочая зона, имея полное развитие по высоте и в плане, смещается в заданном направлении, размеры ее изменяются только частично в результате изменения конфигурации карьерного поля и создания дополнительных передовых уступов на участках повышения рельефа поверхности. При этом отсутствует необходимость в проведении горно-подготовительных работ. Рабочие зоны при разработке горизонтальных и пологих залежей обычно непрерывны как по вскрышным, так и по добычным работам и сравнительно устойчивы по размерам; поэтому они называются *сплошными зонами*.

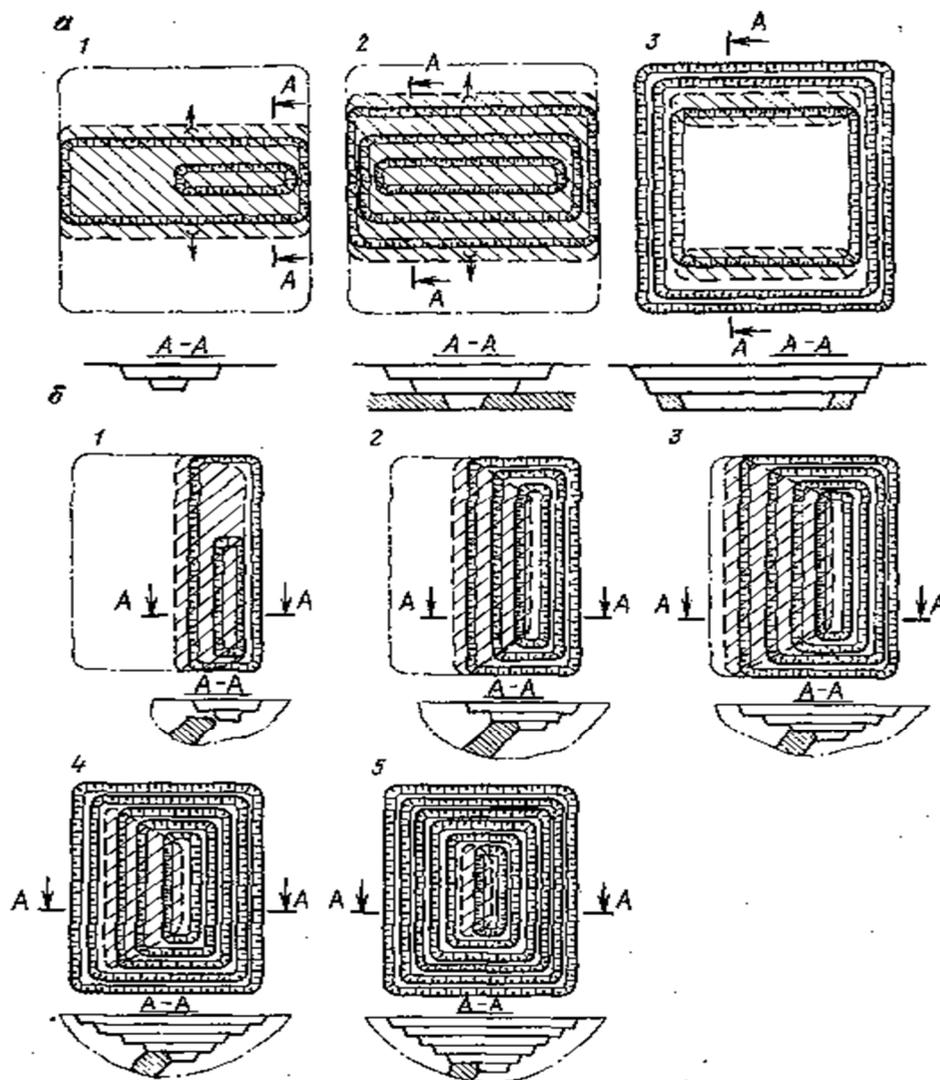


Рис. 24.2. Динамика рабочей зоны карьера:

а и б — при разработке соответственно горизонтальной и крутой залежей; 1, 2, 3, 4 и 5 — этапы изменения положения и размеров рабочей зоны.

При разработке наклонных и крутых залежей рабочая зона увеличивается в плане и по высоте из-за разноса бортов и вскрытия новых горизонтов до тех пор, пока верхние уступы не достигнут промежуточных (этапных) или конечных границ карьерного поля на поверхности. При этом возрастают годовые объемы работ по горной массе.

После достижения конечных контуров горные работы на верхних уступах прекращаются и рабочая зона смещается по вертикали. При этом обычно уменьшаются ее размеры в плане и сокращаются годовые объемы работ по горной массе.

Рабочие зоны при разработке наклонных и крутых залежей называются *углубляющимися рабочими зонами*. Характерными признаками таких рабочих зон являются переменные число рабочих уступов и их размеры.

### **Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы**

Уступ, подлежащий разработке, должен быть подготовлен к выполнению основных (технологических) процессов: подготовки пород к выемке, выемочно-погрузочных и транспортных работ. Так, например, до разработки верхнего уступа карьера производится подготовка поверхности, дренажные работы и осушение массива по крайней мере в пределах первых рабочих панелей. Для нижерасположенных уступов подготовка заключается прежде всего в выемке пород вышерасположенных уступов с соблюдением проектных размеров рабочих и нерабочих площадок, а также в демонтаже оборудования, различных коммуникаций, в уборке навалов породы с верхней площадки (если они оставлены по каким-либо причинам), ликвидации нависей, опасных для обслуживающего персонала и оборудования, и т. д.

*Под подготовленными запасами горной массы уступа понимают те объемы, которые могут быть вовлечены в начальные технологические процессы (бурение, взрывание, механическое рыхление и др.), предшествующие выемочно-погрузочным работам, или хотя бы в один из начальных процессов.*

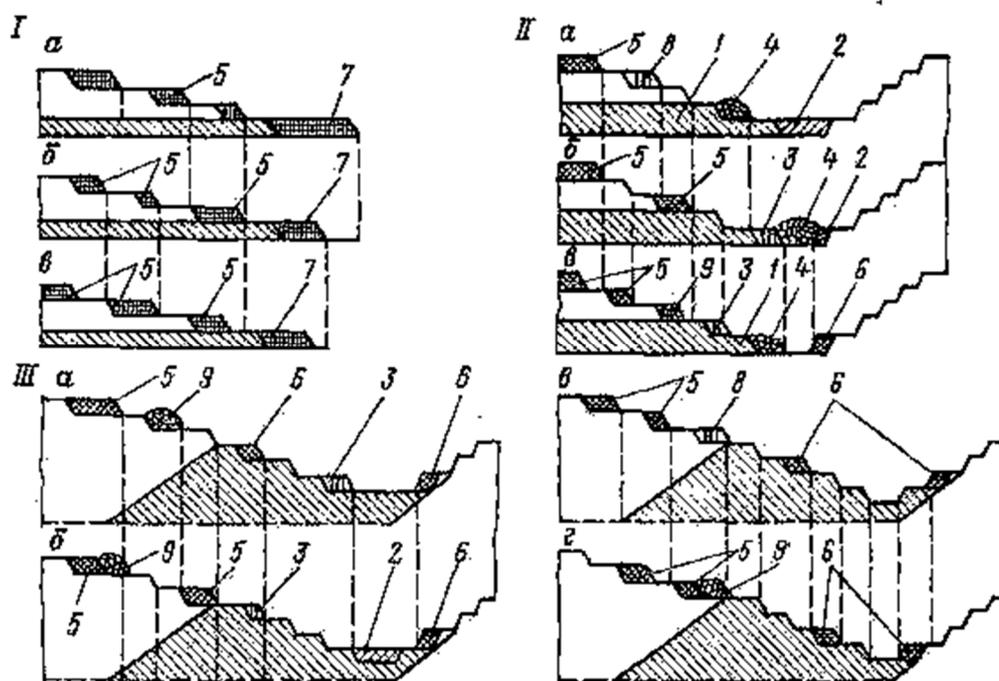
Для выполнения основных процессов — выемки, погрузки и перемещения пород из забоев к пунктам приема грузов — необходимо вскрыть уступ, т.е. провести вскрывающую выработку, уложить транспортные коммуникации, создать первоначальный забой для выемки пород. *Часть подготовленных запасов горной массы, к которым обеспечен транспортный доступ, необходимый для выемки и перемещения пород, называется вскрытыми запасами горной массы уступа.*

Осуществление полного комплекса технологических процессов

возможно только в пределах вскрытых запасов горной массы. Обычно объем вскрытых запасов меньше подготовленных запасов, в отдельных случаях они могут быть равными.

Часть вскрытых запасов являются *готовыми к выемке запасами горной массы уступа*. К ним относятся запасы, которые готовы к выемке, погрузке и перемещению непосредственно из массива (мягкие и часто плотные породы) или после взрывания, механического рыхления и т. д. (скальные, полускальные и иногда плотные породы).

В частных случаях, например при выемке мягких пород без предварительной подготовки, вскрытые и готовые к выемке запасы одинаковы. На рис. 24.3 показаны примеры расположения подготовленных, вскрытых и готовых к выемке запасов горной массы уступа.



**Рис. 24.3. Схематическое изображение запасов горной массы (текущих) при разработке горизонтальных залежей с мягкими (I) и скальными (II) породами и при разработке крутых залежей (III):**

а, б, в, г — последовательное изменение запасов; 1 — полезное ископаемое; 2 — подготовленные запасы полезного ископаемого; 3 и 4 — соответственно обуренный и взорванный объем подготовленного полезного ископаемого; 5 и 6 — вскрытый объем породы и вскрытые запасы полезного ископаемого соответственно; 7 — готовые к выемке запасы полезного ископаемого; 8 и 9 — соответственно обуренный и взорванный объемы породы.

Естественно, из запасов горной массы выделяются соответственно подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы полезного ископаемого разных сортов и видов и, если это необходимо, запасы некондиционных и забалансовых руд и попутно добываемых полезных ископаемых.

После определения запасов в пределах каждого уступа суммированием

находят общие подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы горной массы и полезных ископаемых для карьера в целом.

По мере подвигания фронта работ вышележащих уступов и изменения положения транспортных коммуникаций объемы горной массы нижележащих уступов переходят в подготовленные запасы, а затем последовательно или одновременно во вскрытые и готовые к выемке (см. рис. 24.3).

*Необходимо различать запасы горной массы и полезного ископаемого на фиксированный момент времени — текущие и на определенный период работы карьера (чаще всего годовой) — плановые.*

Подготовленные и вскрытые запасы горной массы на уступах, о которых говорилось выше, относятся к текущим. Этих запасов должно быть достаточно для выполнения всех подготовительных работ, и этим положением определяются объемы соответствующих рабочих блоков: подготовленных к бурению, буровых, взрываемых и др.

Готовых к выемке запасов должно быть достаточно для ритмичной работы выемочно-погрузочного оборудования, а в добычной зоне — также для обеспечения необходимого сортамента полезного ископаемого и текущих плановых показателей по качеству. В настоящее время на мощных карьерах готовые к выемке запасы горной массы на один экскаватор составляют, как правило, не менее его месячной производительности. Подготовленные и вскрытые запасы на любой момент времени должны обеспечить готовые к выемке запасы.

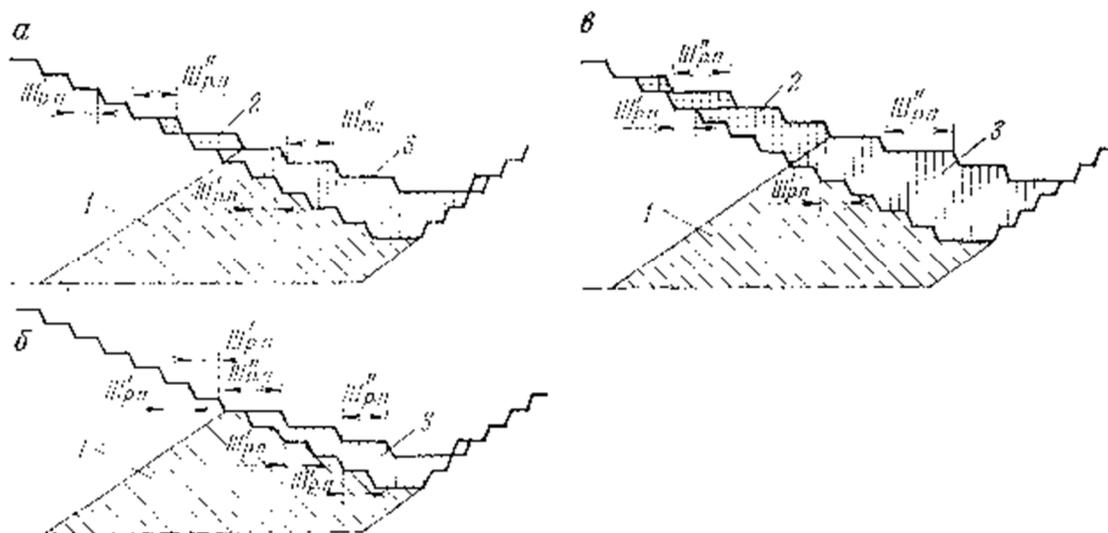
Плановые подготовленные и вскрытые запасы горной массы и полезного ископаемого необходимы для обеспечения выполнения проектных объемов вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ при принятом порядке их производства. Объем и местоположение этих запасов устанавливаются при годовом планировании горных работ с учетом возможности временного прекращения работ на отдельных или всех вскрышных уступах, изменения качества полезного ископаемого в недрах и т. д. Плановые запасы горной массы определяются подвиганием всех нижних уступов относительно какого-либо верхнего, остановленного (рис. 24.4).

К моменту сдачи карьера в эксплуатацию подготовленных запасов полезного ископаемого при круглогодичной работе должно быть достаточно для выполнения не менее трехмесячного плана добычи первого года эксплуатации, а при сезонной работе — не менее шести- или семимесячного плана.

Подготовленные и вскрытые запасы подсчитывают методом горизонтальных сечений на плане горных работ, выполненном в масштабе не менее 1 : 1000. Для этого на каждом горизонте между нижней и верхней

бровкой смежных уступов определяют площади подготовленных, вскрытых и готовых к выемке запасов, соответствующую среднюю высоту уступа и плотность вскрышных пород и полезного ископаемого. Результаты расчетов определяются в объемах и тоннах запасов горной массы, руды (и тоннах металлов) по их видам.

В практике открытой разработки угля, различных руд и строительных горных пород широко пользуются понятиями вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов применительно только к полезному ископаемому. Даже в одном ведомстве пока не удается строго увязать определение запасов и их графическую интерпретацию применительно ко всему разнообразию условий залегания полезных ископаемых, особенно при перемежаемости в пределах уступа вскрышных пород, забалансовых и балансовых полезных ископаемых.



**Рис. 24.4. Схемы к определению плановых запасов горной массы:**

а, б и в — соответственно при остановке промежуточного, всех и верхнего вскрышного уступов; 1 — полезное ископаемое; 2 и 3 — соответственно объемы пород и запасы полезного ископаемого;  $Ш'_{р.п}$  и  $Ш''_{р.п}$  — соответственно минимальная и фактическая ширина рабочих площадок.

## КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ.

### План:

1. Общие понятия.
2. Классификация систем разработки по В.В.Ржевскому.
3. Классификация систем разработки по Е.Ф.Шешко.
4. Классификация систем разработки по Н.В.Мельникову.

**Опорные слова:** *порядок, последовательность, зависимые, полузависимые, независимые, сплошные, углубочные, продольные, поперечные, веерные, кольцевые, положения, направление перемещения вскрышных пород в отвалы, способ производства вскрышных работ.*

*Под системой открытой разработки месторождения понимается порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка. Система должна обеспечить безопасную, планомерную и экономичную комплексную разработку всех полезных ископаемых, требуемую производственную мощность предприятия, полное извлечение запасов, охрану недр и окружающей среды.*

В общем случае горные работы включают добычные, вскрышные и горно-подготовительные работы.

При добыче малоценных полезных ископаемых, выходящих непосредственно на поверхность, вскрышные работы могут отсутствовать или не иметь существенного значения. В таких случаях системой разработки является порядок и последовательность выполнения добычных работ и работ по вскрытию и подготовке горизонтов в пределах карьерного поля.

Иногда при разработке горизонтальных месторождений после окончания горно-строительных работ нет необходимости во вскрытии новых горизонтов; в таких случаях система разработки характеризуется только порядком и последовательностью выполнения вскрышных и добычных работ.

Естественно, что система разработки связана с применяемыми комплексами оборудования на карьере. *Если система разработки определяет порядок и последовательность выполнения горных работ, то комплексы оборудования определяют виды, мощность и расстановку оборудования, обеспечивающего производство горных работ в установленном объеме и порядке.* Ниже их классификации рассматриваются отдельно, так как в системах разработки, независимо от средств механизации горных работ, существует своя последовательность и закономерность производства

вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ.

По степени взаимной зависимости вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ различают системы разработки:

*зависимые* (жестко зависимые), при которых существует жесткая зависимость между вскрышными, добычными и горноподготовительными работами в отношении последовательности их выполнения во времени и пространстве; при этом плановые вскрытые запасы полезного ископаемого весьма ограничены (обычно на срок не более 15—45 дней) и порядок ведения горных работ строго регламентируется календарным планом;

*полузависимые*, при которых вскрышные, добычные и горно-подготовительные работы выполняются без жесткой взаимной увязки во времени; плановые вскрытые запасы могут быть значительными (на период до 3—6 мес); порядок ведения работ регулируется годовым календарным планом, предусматривающим существенные резервы времени между указанными видами работ, что позволяет выполнять их с различной интенсивностью;

*независимые*, при которых вскрышные, добычные и горно-подготовительные работы выполняются практически независимо друг от друга; при этом вскрытые запасы полезного ископаемого почти не ограничиваются организацией работ и резервы времени в их проведении весьма значительны.

При разработке горизонтальных или пологих залежей по окончании горно-подготовительных работ создается первичный фронт вскрышных и добычных работ карьера; возобновление горно-подготовительных работ возможно при реконструкции карьера. Таким образом, системы разработки горизонтальных и пологих залежей в период эксплуатации характеризуются только порядком и последовательностью ведения вскрышных и добычных работ и изменением длины фронта работ или высоты отдельных уступов и размеров рабочих площадок. Такие системы разработки называются *сплошными*.

При разработке наклонных и крутых залежей горно-подготовительные работы ведутся как в период строительства, так и при эксплуатации карьера для создания фронта добычных и вскрышных работ. В состав горно-подготовительных работ в эксплуатационный период входят вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. Таким образом, системы разработки при наклонных и крутых залежах характеризуются порядком выполнения вскрышных, добычных и регулярных горно-подготовительных работ. Такие системы могут быть названы *углубочными*.

При разработке месторождений нагорного типа применяют системы первой группы. При крутых склонах и крутом наклонном падении залежей применяются системы второй группы. При разработке сложных по

топографическим и горно-геологическим условиям месторождений в пределах одного карьерного поля могут одновременно применяться системы из обеих групп.

По направлению подвигания фронта горных работ в плане различают системы разработки:

*продольные*, при которых однобортовой или двухбортовой фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно длинной оси карьерного поля;

*поперечные*, при которых однобортовой или двухбортовой фронт вскрышных и добычных работ перемещается параллельно короткой оси карьерного поля;

*веерные*, при которых фронт вскрышных и добычных работ перемещается по вееру с центральным (общим) или рассредоточенными (два и более) поворотными пунктами;

*кольцевые*, при которых рабочая зона охватывает все борта по периметру карьера и разработка производится кольцевыми полосами от центра к границам карьерного поля или от границ к центру.

При всех вариантах систем разработки основное значение имеет место расположения отвалов (внешние, внутренние или смешанные отвалы), определяющие направление перемещения вскрышных пород.

Выбор систем разработки основан на следующих положениях:

1. *Установление для конкретных условий максимально возможной по природным и техническим условиям производственной мощности карьера по полезному ископаемому.* Максимальная мощность карьера зависит от характера комплексной механизации горных работ, закладываемой в основу расчетов системы разработки. Такие расчеты производятся при проектировании новых и реконструкции действующих карьеров.

2. *Обеспечение заданной плановой производственной мощности действующего карьера по полезному ископаемому.* При расчетах также задаются возможными к применению комплексами оборудования. Задачи этого направления решаются при проектировании карьеров и при техническом обосновании планов добычных и вскрышных работ на действующих предприятиях.

3. *Сведение затрат на вскрышные и добычные работы к минимуму (при известных комплексах оборудования и производственной мощности по полезному ископаемому).* Такой расчет может быть произведен для нескольких вариантов мощности и комплексов оборудования.

Интенсификация и концентрация горных работ способствует наиболее полному использованию горного и транспортного оборудования. Поэтому реализация максимально возможной по горным условиям производственной

мощности карьера связана в большинстве случаев с достижением оптимальных технико-экономических результатов разработки.

Исходными данными для обоснования и исследования системы разработки служат отправные сведения о месторождении и о карьерном поле, о применяемых режиме горных работ, способах вскрытия и возможных для использования комплексах оборудования.

### **Классификации систем разработки по направлению перемещения и способу производства вскрышных работ**

В 1947 г. проф. Е. Ф. Шешко предложил классификацию систем разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы. По этому признаку выделяются:

*А. Системы с поперечным перемещением породы в отвалы без применения транспортных средств; эти системы разработки могут быть названы также бестранспортными.*

*Б. Системы с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвалы с применением транспортных средств; эти системы могут быть названы также транспортными.*

*В. Комбинированные системы с поперечным и продольным перемещением породы в отвалы; эти системы разработки имеют одновременно признаки бестранспортных и транспортных систем.*

Далее в основу разделения указанных групп (*А*, *Б*, *В*) на самостоятельные системы разработки положены способы производства и степень трудности выполнения транспортных и отвальных работ.

Группа *А* по способу производства транспортных и отвальных работ разделена на системы *А-1*, *А-2* и *А-3*. Отдельно выделяется система Л-0 при незначительном объеме вскрышных работ. Группа *Б* по относительной сложности транспортирования пород разделена на системы *Б-4*, *Б-5* и *Б-6*.

К группе *В* относятся две системы разработки — по одной из бестранспортной и транспортной групп. Эта группа разделяется на системы *В-7* и *В-8* по признаку относительного преобладания бестранспортного или транспортного перемещения вскрышных пород.

В 1952 г. акад. Н. В. Мельниковым была предложена классификация систем разработки по способу производства вскрышных работ. По этой классификации все системы разработки разделены на пять групп.

При *бестранспортной системе разработки* перемещение породы из забоя во внутренний отвал производится вскрышными экскаваторами (мехлопатами или драглайнами).

В группу *транспортно-отвальных* включены системы разработки, при

которых вскрышные породы перемещаются на внутренние отвалы посредством транспортно-отвальных мостов и консольных отвалообразователей.

В группу *специальных* включены системы разработки, при которых вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель-кранами. К ним можно отнести также разработку вскрышных пород бульдозерами, канатными скреперами и другим специальным оборудованием.

К *транспортным* отнесены системы разработки, при которых вскрышные породы перемещаются на отвалы средствами транспорта. Эти системы более сложны и менее экономичны по сравнению с бестранспортными, но они могут применяться при любых условиях залегания месторождения и поэтому являются наиболее распространенными.

*Комбинированные системы* могут применяться при разработке горизонтальных и пологих залежей с мощной толщей покрывающих пород.

## ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ. ПРИНЦИПЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

### План:

1. Общие сведения.
2. О разработке горных пород.
3. Поточная технология.
4. Основные требования к комплексам оборудования.

*Опорные слова:* грузопоток, комплекс горного и транспортного оборудования, комплектность механизации, процессы бурения, взрывания и выемки, качественное, количественное, комплексная механизация и автоматизация, сопротивление пород, относительный показатель трудности разработки породы, классы и категории разработки. основное горное и транспортное оборудование, вспомогательное оборудование, дробильно-сортировочное оборудование, машины.

Технологическая сущность основных процессов заключается в изменении агрегатного состава и пространственного положения породы. Порода вовлекается в отдельные процессы последовательно или практически одновременно. При выполнении нескольких технологических процессов одним и тем же оборудованием элементарный объем породы (например,  $1 \text{ м}^3$ ) участвует в них последовательно (например, при разработке породы скрепером) или одновременно, когда отдельные процессы физически совмещаются, например погрузка, перемещение и складирование породы вскрышным экскаватором в выработанное пространство.

Процессы бурения, взрывания и выемки могут выполняться со значительным опережением в пространстве и времени относительно друг друга. Выемочно-погрузочные работы и транспортирование связаны между собой гораздо более жестко. Взаимосвязь всех технологических процессов и степень зависимости их определяется общей целью — создать элементарные, уступные и карьерные грузопотоки определенной мощности.

Для бесперебойного элементарного грузопотока необходимо иметь начальный и конечный склады этих грузов. Поэтому в действительности понятие элементарного грузопотока шире, чем ранее приведенное, и включает сам поток горной массы, ее запасы, находящиеся в различной стадии

*вовлечения в технологические процессы, а также определенную вместимость отвала или другого разгрузочного пункта.*

Грузопотоки создаются цепочкой взаимосвязанных машин и механизмов, последовательно осуществляющих полный цикл основных (технологических) и вспомогательных процессов. Каждая такая цепочка машин и механизмов является *комплексом горного и транспортного оборудования.*

При комплексной механизации горных работ тяжелый ручной труд вытеснен не только из основных, но и вспомогательных процессов.

Под *комплектностью механизации* понимается качественное (по видам и моделям) и количественное соответствие входящих в комплекс средств механизации по основным и вспомогательным процессам. Комплектное построение механизации характеризуется суммарной производительностью оборудования по смежным технологическим процессам, соответствующей требуемой мощности грузопотока.

*Комплексная механизация и автоматизация* основных и вспомогательных процессов, освоение более совершенного и производительного горного и транспортного оборудования совместно с совершенствованием технологии и организации открытых горных работ — основные факторы технического прогресса горного производства.

### **О разработке горных пород**

Сущность технологических процессов горных работ состоит в преодолении сопротивления пород отделению от массива, их разрушению и перемещении.

Сопротивление пород для каждого последующего процесса объясняется рядом факторов.

1. При выполнении технологических процессов из первоначального естественного состояния (в массиве) порода переходит в искусственно измененное состояние: скальные и полускальные породы при выемке переходят в группу разрушенных пород, а плотные и мягкие породы — в разрыхленное состояние.

2. Состояние уже искусственно измененной породы неодинаково после каждого технологического процесса. Например, разные кусковатость и степень разрыхления разрушенной породы, находящейся в развале и в отвальном бункере, обуславливают разное сопротивление разработке и различную техническую производительность однотипных экскаваторов в карьерных и отвальных забоях. Разным числом свободных поверхностей и соответственно степенью дробления характеризуется первичное и вторичное взрывание породы и т. д.

3. Каждый процесс характеризуется приложением к породе разнородных внешних усилий. Сопротивление породы одного состава и физическое состояние не может быть одинаковым в каждом процессе.

4. Сопротивление породы при выполнении отдельных процессов неодинаково. В разных объемах агрегатный состав породы непостоянный.

5. Сопротивление данной породы при выполнении одного и того же процесса изменяется при использовании разнотипных средств механизации и их разной мощности. Характеристики разрабатываемых пород не должны рассматриваться изолированно от средств механизации процессов. Например, неодинаковы показатели сопротивления породы шарошечному и пневмоударному бурению, выемке мехлопатами и роторными экскаваторами и т. д.

Горно-технологическими характеристиками пород при выполнении процессов можно управлять, выбрав определенным образом средства механизации процессов и технологические параметры рабочих мест (забоев, транспортных коммуникаций и т. д.). *Важно не просто осуществить отделение от массива, разрушение и перемещение горных пород, но и обеспечить высокую производительность средств механизации в каждом процессе, их надежность в работе и долговечность эксплуатации.* Например, технически возможно осуществление перемещения в вагонах очень крупных породных кусков, но это ненормально, так как ведет к увеличению продолжительности погрузки вагонов и их разгрузки, обуславливает быстрый их износ.

При всем разнообразии разрабатываемых горных пород, условий их залегания и применяемой техники можно установить ряд общих положений для приближенной относительной оценки трудности разработки горных пород:

1. Рациональная горная технология характеризуется как минимальным числом технологических процессов, так и минимальными общими затратами энергии и труда на их осуществление. При этом должно быть обеспечено: воссоздание нормальных условий для выполнения очередного цикла горных работ, получение продукции требуемого качества, максимально возможное сохранение окружающих природных условий.

2. Затраты энергии и труда, отнесенные к  $1 \text{ м}^3$  горной массы, зависят от: показателей трудности разрушения породы; климатических, топографических и гидрогеологических условий разработки; масштаба горных работ и размеров карьерного поля; применяемых технических средств для выполнения технологических процессов; требуемой крупности кусков отделяемой и перемещаемой породы; организации производства

отдельных процессов и горных работ в целом.

3. Состоянием и свойствами пород при выполнении отдельных технологических процессов можно управлять путем подбора состава и технологии предшествующих процессов (например, выбором крупности первичного разрушения в совокупности с выбором вида и параметров применяемых горных и транспортных машин). Такой выбор обязателен, так как именно в результате него достигаются минимальные общие затраты на единицу продукции. Увеличение степени дробления и измельчения пород, достигнутое при выполнении предыдущих технологических процессов, как правило, связано с уменьшением затрат на выполнение последующих технологических процессов.

Вместе с тем управление свойствами пород при построении рациональной технологии имеет технические, организационные и экономические ограничения. Например, увеличение степени дробления пород взрывом при росте расхода ВВ имеет пределы, обусловленные параметрами развала, распределением энергии ВВ на дробление и перемещение породы, размерами зоны разлета породных кусков и т. д.

4. Затраты на перемещение разрабатываемых горных пород зависят в основном от параметров карьера и расположения приемных и перегрузочных сооружений на поверхности и в карьере. Так как затраты на транспортирование составляют от 40 до 70 % общих затрат на разработку пород, все предшествующие и последующие технологические процессы обычно стремятся механизировать и выполнять так, чтобы создать наиболее благоприятные условия для работы карьерного транспорта. Поэтому и достигнутые в результате выполнения процессов, предшествующих перемещению, горно-технологические характеристики горной породы должны обеспечить эффективную работу конкретного вида транспорта.

5. Опыт работы показывает, что в зависимости от вида разрабатываемой породы и требований, предъявляемых к транспорту, совокупные затраты энергии, труда и материалов (в стоимостном выражении) на выполнение всех производственных процессов, предшествующих перемещению (без учета масштаба разработки), отнесенные к  $1 \text{ м}^3$  породы, изменяются в диапазоне 1:25. Точность расчета экономических показателей горной технологии обычно также не превышает 5 %.

С учетом приведенных положений в качестве физико-технической и обобщенной технологической основы сопоставления горных пород по сопротивлению выполнению процессов (предшествующих перемещению) предлагается принимать относительный показатель трудности разработки породы  $\Pi_{т.р.}$ . Показатель  $\Pi_{т.р.}$  характеризует породу в естественном состоянии (в

массиве) и вместе с тем учитывает последующие изменения горно-технологических характеристик породы после выполнения процессов подготовки к выемке, выемки и погрузки.

При указанных предпосылках  $P_{т.р}$  приближенно может быть определен из выражения

$$P_{т.р} = 1/3(P_б + P_в + P_э),$$

где  $P_б$ ,  $P_в$  и  $P_э$  — соответственно показатели трудности бурения, взрывания и экскавации горной породы.

Численно показатели  $P_б$ ,  $P_в$  и  $P_э$  характеризуются категориями породы по буримости, взрываемости и экскавируемости.

По относительной трудности разработки горные породы в соответствии с величиной  $P_{т.р}$  подразделяются на 5 классов и 25 категорий:

I класс — *легкоразрабатываемые* ( $P_{т.р} = 1 \div 5$ ); категории трудности разработки 1, 2, 3, 4, 5;

II класс — *средней трудности разработки* ( $P_{т.р} = 6 \div 10$ ); категории 6, 7, 8, 9, 10;

III класс — *трудноразрабатываемые* ( $P_{т.р} = 11 \div 15$ ); категории 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс — *весьма трудноразрабатываемые* ( $P_{т.р} = 16 \div 20$ ); категории 16, 17, 18, 19, 20;

V класс — *исключительно трудноразрабатываемые* ( $P_{т.р} = 21 \div 25$ ); категории 21, 22, 23, 24, 25.

Отличительные черты пород каждого класса;

I класса — возможность их разработки без предварительной подготовки к выемке;

II класса — возможность разработки без производства взрывных работ, но с обязательной предварительной подготовкой к выемке, например осушением, механическим рыхлением, динамическим отколом от массива и т. п.;

III класса — необходимость предварительного взрывания при относительно небольшом расходе ВВ (породы I—II классов по взрываемости);

IV класса — необходимость взрывания при большом расходе ВВ (III—IV классы пород по буримости и взрываемости);

V класса — исключительная трудность бурения и взрывания (породы V класса по буримости и взрываемости и внекатегорные).

Одна и та же порода при разных требованиях к подготовке ее для перемещения может характеризоваться разными показателями  $P_{т.р}$ . Показатель  $P_{т.р}$  вводят для приближенной относительной оценки затрат на выполнение

отдельных процессов при укрупненных экономико-технологических расчетах и первоначального выбора комплексов оборудования.

### **Поточная технология**

Комплекс основного горного и транспортного, вспомогательного и дробильно-сортировочного оборудования должен обеспечить планомерную, в соответствии с мощностью грузопотока, подготовку пород к выемке, их выемку и погрузку, перемещение, складирование и иногда первичную переработку в пределах каждой технологической зоны карьера, в которой формируется грузопоток.

В технологии горных работ может отсутствовать необходимость выполнения отдельных процессов (в основном подготовки пород к выемке, транспортного перемещения), а в комплексе оборудования — соответствующие специальные средства механизации. При погрузке полезного ископаемого в вагоны МПС могут, естественно, отсутствовать средства механизации складирования. *Во всех случаях комплекс оборудования включает машины и механизмы, обеспечивающие выемку и перемещение горных пород.*

Комплексная механизация горных работ на карьерах развивается на основе освоения поточной технологии, а также максимально возможного совмещения отдельных операций при выполнении основных процессов. Поточная технология достигается легче при использовании машин непрерывного действия. Однако можно создать ритмичный поток и при экскаваторах цикличного действия, а также при железнодорожном и автомобильном транспорте.

Следует помнить, что большинство производственных процессов открытых горных работ, включая работу цепных и роторных экскаваторов, выполняется повторяющимися циклами меньшей или большей длительности.

Принято считать, что технология с использованием цепных и роторных экскаваторов и конвейеров является непрерывной и ее называют поточной. Однако полный технологический цикл открытых разработок всегда является циклично-поточным, поскольку в результате горных работ образуются *грузопотоки*.

Основные требования, предъявляемые к комплексам оборудования, заключаются в следующем:

1. В комплекс оборудования должны входить только *машины, паспортные характеристики которых соответствуют горно-технологическим характеристикам пород при выполнении каждого процесса* (их буримости, взрываемости, экскавируемости, транспортируемости).

2. Комплекс оборудования должен *соответствовать климатическим и горно-геологическим условиям разработки* (залеганию, структуре залежи,

обводненности, топографическим условиям и т. п.); горные и транспортные машины должны в одинаковой степени обеспечивать техническую возможность выполнения технологических процессов при изменении горно-геологических условий работ, трудности разработки пород и качества полезного ископаемого.

3. Комплекс оборудования должен *соответствовать принятым системам разработки и вскрытия, размерам и форме карьера, его мощности, сроку строительства и эксплуатации, организационным условиям ведения горных работ, а также средствам механизации, устанавливаемым у потребителей сырья* — на дробильной и обогатительной фабрике, ТЭЦ, складе и т. п.

4. *Чем меньшее число действующих машин и механизмов входит в комплекс, тем надежнее, производительнее и экономичнее его работа.*

5. *Отдельные машины и механизмы комплекса по своим параметрам должны соответствовать друг другу (высота погрузки и разгрузки, отношение геометрических емкостей, динамические нагрузки и т. д.), как правило, быть типовыми и серийными, чтобы была возможна замена. Оборудование, изготовляемое по специальным заявкам, следует применять лишь в особых случаях — при уникальных масштабах горных работ или специфических условиях залегания месторождения, когда применение стандартного оборудования не обеспечивает достижения должного эффекта.*

6. *Коэффициент резерва мощности и технической производительности отдельных машин по сравнению со среднечасовыми показателями их работы в соответствии с характером горного производства должен быть не менее 1,2—1,3 (при разработке мягких пород) и не более 1,5—1,7 (при разработке скальных и разнородных пород).*

7. *Комплексы по возможности следует обеспечивать машинами и механизмами непрерывного действия.*

8. *Следует по возможности отдавать предпочтение одной мощной машине взамен нескольких машин меньшей мощности. Однако применение высокопроизводительной мощной машины с большой энерго- и металлоемкостью при недостаточной ее годовой загрузке ухудшает экономические показатели работы по сравнению с показателями работы двух машин, меньших по массе и мощности, но способных выполнить необходимый объем работ. Наилучший экономический эффект достигается всегда при условии полного использования мощности и производительности машин и механизмов, входящих в комплекс, в первую очередь ведущих машин комплекса оборудования.*

9. *Ведущими машинами*, которым подчинены другие элементы комплекса, являются, как правило, выемочно-погрузочные машины и средства транспорта; при исключительно трудно-разрабатываемых породах ограничивать производительную работу всего комплекса могут буровые станки; в большинстве случаев производительность ограничивается возможностями карьерного транспорта.

10. Следует отдавать предпочтение комплексам оборудования, при использовании которых *минимально число трудоемких и слабомеханизированных вспомогательных процессов и операций*. Комплектация средств механизации вспомогательных работ и процессов должна обеспечить минимальное время их выполнения. Следует ориентироваться на использование мощных средств вспомогательной техники для обслуживания нескольких комплексов оборудования при четком планировании и управлении их работой.

11. Любые комплексы оборудования должны, полностью *удовлетворять требованиям безопасности горных работ, обеспечивать полноту извлечения запасов полезного ископаемого из недр, требуемое качество продукции и возможность комплексного использования всех видов и сортов полезных ископаемых*.

На вскрышных и добычных работах в большинстве случаев целесообразно применять различные комплексы оборудования. В тех случаях, когда выделить самостоятельные уступы или блоки в пределах залежи полезного ископаемого не представляется возможным, может применяться и единый комплекс оборудования, имеющий лишь различные средства механизации складирования пород и полезного ископаемого.

Таким образом, *основными принципами, на которых базируется формирование комплексов оборудования, являются: поточное производство, возможное совмещение процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы, сокращение числа и объемов вспомогательных работ*. В конкретных комплексах эти принципы определенным образом реализуются для получения наилучших технико-экономических показателей разработки, прежде всего по труду.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ КОМПЛЕКСОВ ОБОРУДОВАНИЯ

### План:

1. Выемочно-отвальные комплексы оборудования.
2. Экскаваторно-отвальные комплексы оборудования.
3. Выемочно-транспортно-отвальные комплексы оборудования.
4. Экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы оборудования.
5. Выемочно-транспортно-разгрузочные комплексы оборудования.

**Опорные слова:** выемочные, экскаваторные, средства механизации отвальных работ, средства механизации разгрузочных работ, основные машины, выемочно-отвальные, экскаваторно-отвальные, выемочно-транспортно-отвальные, экскаваторно-транспортно-отвальные, выемочно-транспортно-разгрузочные.

Комплексы оборудования, применяемые и внедряемые на карьерах, можно подразделить на шесть технологических классов (табл. 26.1).

При наличии выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия комплексы оборудования называются выемочными, а при выемочно-погрузочном оборудовании циклического действия — экскаваторными.

Комплексы оборудования для вскрышных работ обязательно включают средства механизации отвальных работ, а комплексы оборудования для добычных работ — средства механизации разгрузочных работ.

Выемочно-отвальные комплексы оборудования (ВО) включают роторные и цепные экскаваторы, консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты (рис. 26.1, а).

Основными машинами экскаваторно-отвальных комплексов оборудования (ЭО) являются мощные вскрышные мехлопаты или драглайны, используемые для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство (рис. 26.1, б, 1, 2). К этому же классу относятся комплексы скреперного оборудования (СО) (рис. 26.1, б, 3).

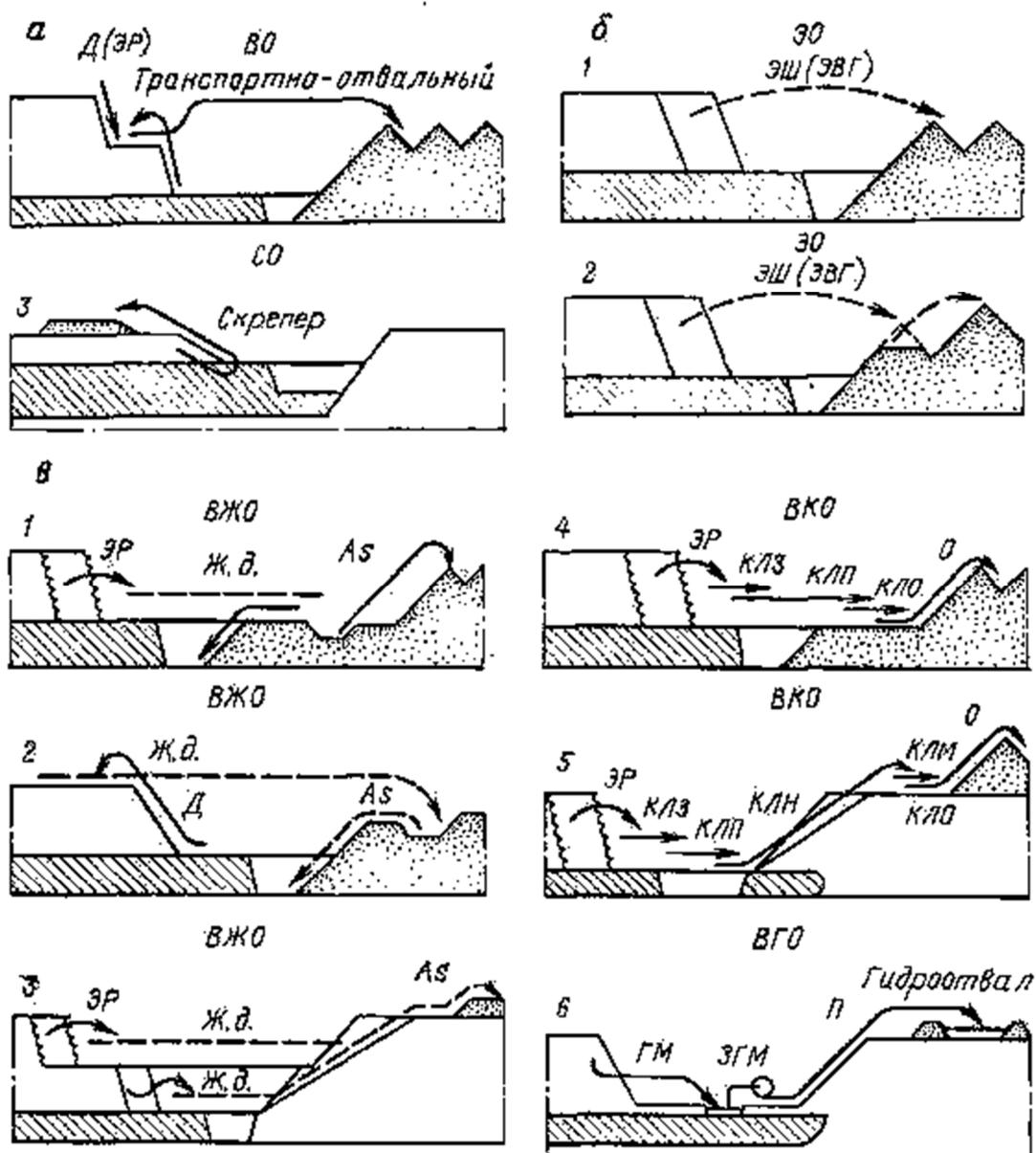
Характерной особенностью выемочно-транспортно-отвальных комплексов оборудования (ВТО) является непрерывность выемки мягких или мелкозсорванных скальных пород и транспортирования вскрышных пород (рис. 26.1, в).

Для экскаваторно-транспортно-отвальных комплексов оборудования

(ЭТО) характерно использование при выемке и погрузке экскаваторов циклического действия, а для перемещения — практически всех известных видов транспорта (рис. 26.1, г).

Выемочно (экскаваторно) - транспортно-разгрузочные комплексы оборудования (ВТР и ЭТР) отличаются наличием разгрузочных устройств на поверхности или у потребителей (рис. 26.1, д, е).

Дальнейшая дифференциация комплексов оборудования производится в тесной связи с технологией горных работ по видам оборудования ведущего процесса (выемочно-погрузочные работы, перемещение грузов и отвалообразование). При этом определяющая роль, как правило, принадлежит применяемому виду транспорта, название которого входит в наименование комплексов (ВКО, ЭЖО, ЭАР и т. д.).



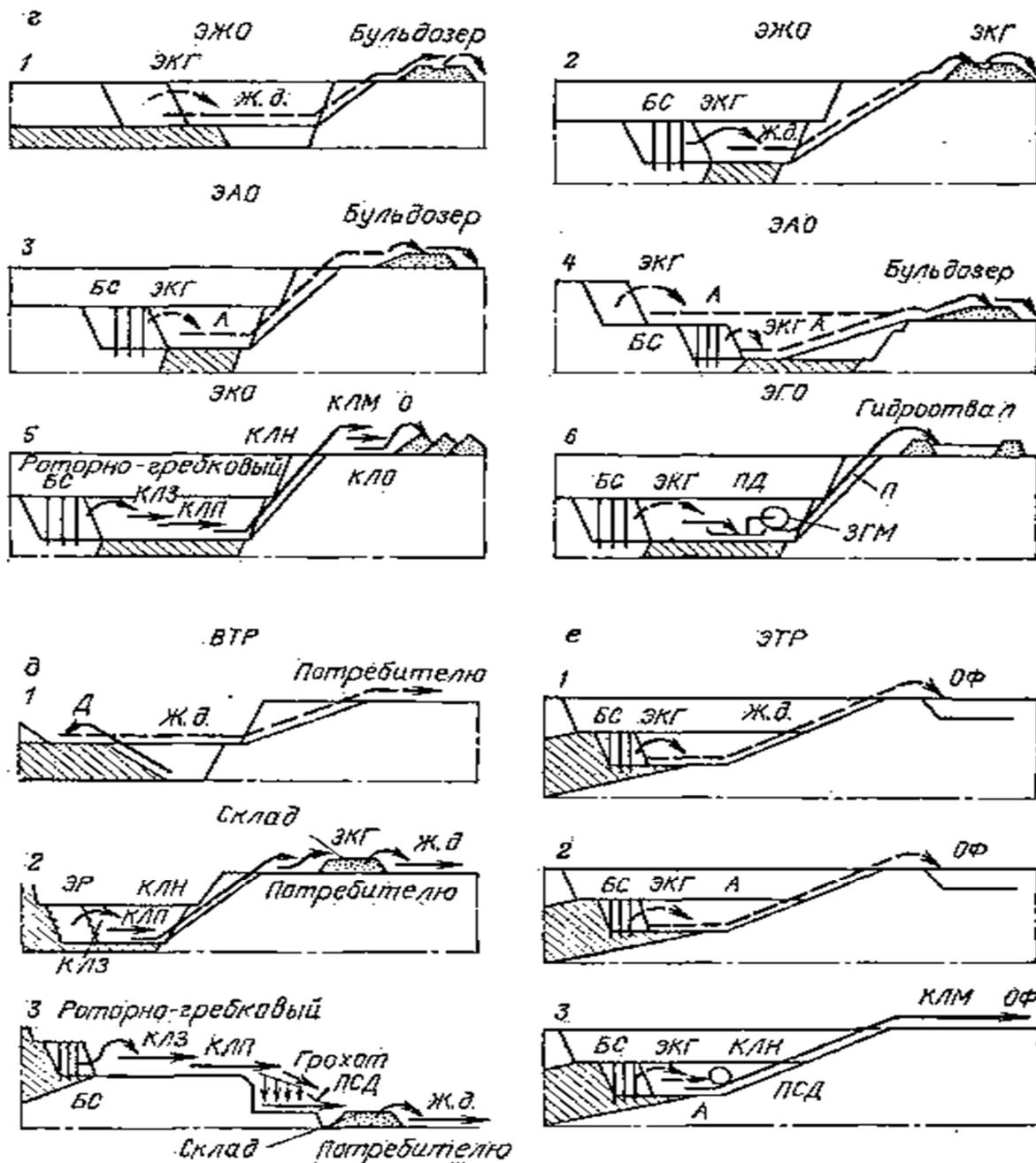


Рис. 26.1. Схемы комплексов оборудования, применяемые при открытой разработке:

а — выемочно-отвальные; б — экскаваторно-отвальные (1 и 2 — с простой и кратной перевалкой; 3 — скреперные); в — выемочно-транспортно-отвальные (1, 2 и 3 — с железнодорожным транспортом; 4 и 5 — с конвейерным транспортом; 6 — с гидротранспортом); г — экскаваторно-транспортно-отвальные (1 и 2 с железнодорожным транспортом; 3 и 4 — с автомобильным транспортом; 5 — с конвейерным транспортом; 6 — с гидротранспортом); д — выемочно-транспортно-разгрузочные (1 — с железнодорожным транспортом; 2 и 3 с конвейерным транспортом); е — экскаваторно-транспортно-разгрузочные (1 — с железнодорожным транспортом; 2 — с автомобильным транспортом; 3 с автомобильно-конвейерным транспортом); Д — цепной экскаватор; ЭР — роторный экскаватор; ЭШ — драглайн; ЭВГ и ЭКГ — соответственно вскрышная и карьерная мехлопаты; О — консольный отвалообразователь; Ас — абзетцер; КЛЗ, КЛП, КЛН, КЛМ и КЛО — ленточные конвейеры соответственно забойный, передаточный, наклонный

(подъемный), магистральный, отвальный; ГМ — гидромонитор; ЗГМ — землесос; П — пульповод; БС — буровой станок; А — автотранспорт; ПД и ПСД — соответственно передвижная и полустационарная дробилки; ОФ — обогатительная фабрика.

Так как наиболее дорогостоящим и трудоемким процессом при открытой разработке является перемещение горных пород, минимальные затраты средств достигаются либо при перемещении пород в конечное положение по кратчайшему расстоянию, либо при использовании дешевых видов транспорта.

При разработке горизонтальных и пологих залежей часто все или часть вскрышных пород перемещают в выработанное пространство по кратчайшему расстоянию — поперек фронта работ уступа, совмещая при этом все или часть технологических процессов. При плотных и мягких вскрышных породах совмещение технологических процессов достигается при использовании:

выемочных машин с необходимыми размерами рабочего оборудования, когда комплекс включает только один вид основного оборудования — обычно одноковшовые экскаваторы;

выемочных машин и транспортно-отвальных агрегатов, когда комплексы оборудования включают роторные экскаваторы и консольные отвалообразователи или цепные многоковшовые экскаваторы и транспортно-отвальные мосты.

Помимо частичного совмещения процессов, использование выемочно-отвальных комплексов оборудования обеспечивает и непрерывность выполнения всех процессов.

При перемещении мягких вскрышных пород вдоль фронта работ уступов во внутренние или внешние отвалы типичными комплексами оборудования являются:

роторные экскаваторы — конвейерный транспорт — консольные отвалообразователи;

цепные многоковшовые экскаваторы — железнодорожный транспорт — абзетцеры;

одноковшовые экскаваторы — конвейерный транспорт с бункерами-питателями — консольные отвалообразователи;

скреперы или бульдозеры.

Комплексы оборудования, применяемые при разработке и продольном перемещении скальных и полускальных пород, весьма разнообразны, как разнообразны типы и свойства коренных пород и условия их залегания. Обычно комплексы включают в качестве основного оборудования буровые станки различных типов (при подготовке полускальных пород — иногда механические рыхлители), одноковшовые экскаваторы типа мехлопаты (иногда

при выемке мелкозрванных пород — одноковшовые погрузчики), различные транспортные средства, отвалообразователи, выбор которых зависит в первую очередь от вида применяемого транспорта.

Наиболее распространены (до 1/2 объемов горных работ) комплексы с железнодорожным транспортом и одноковшовыми экскаваторами на отвалах. Широко применяются также комплексы с автомобильным транспортом и бульдозерами на отвалах.

В глубоких карьерах широко используются комплексы с автомобильно-железнодорожным транспортом. Перспективны комплексы с автомобильно-конвейерным и автомобильно-скиповым транспортом, а также (при допустимой крупности взорванных пород или дополнительном механическом дроблении их в местах погрузки на рабочих уступах) комплексы с использованием только конвейерного транспорта, а в качестве выемочно-погрузочных машин — соответственно оборудования непрерывного действия и одноковшовых экскаваторов.

При разработке месторождений нагорного типа, помимо перечисленных, применяют комплексы с комбинированным транспортом, включающим в различном сочетании автомобильный транспорт, рудоспуски, канатно-подвесные дороги, железнодорожный транспорт.

При разработке скальных и полускальных пород комплексы оборудования с транспортными средствами механизации характеризуются относительной независимостью выполнения процессов. Степень независимости различна для разных процессов и определяется в первую очередь технической возможностью и экономической целесообразностью создания запасов (резерва) горной массы, необходимых для бесперебойного выполнения следующего процесса. Например, бурение и взрывание могут быть в значительной степени независимыми друг от друга и от выемочно-погрузочных работ при создании достаточных запасов подготовленной к разработке и готовой к выемке породы; автомобильный и железнодорожный транспорт (в их комбинации) — если перегрузочный пункт является складом. Гораздо меньшей степенью независимости характеризуется работа отвальных экскаваторов и железнодорожного транспорта, обеспечиваемая за счет относительно небольшого объема породы, остающегося в приемном бункере после разгрузки поезда. Минимальной независимостью характеризуются комплексы с одноковшовыми экскаваторами и конвейерным транспортом, связь между которыми осуществляется через бункера-питатели (вследствие их малой вместимости).

## ПРОДОЛЬНЫЕ, ПОПЕРЕЧНЫЕ, ВЕЕРНЫЕ И КОЛЬЦЕВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

### План:

1. Продольные системы разработки.
2. Поперечные системы разработки.
3. Веерные системы разработки.
4. Кольцевые системы разработки.

**Опорные слова:** вытянутая залежь, большие карьерные поля, продольная одnobортовая, продольная двухбортовая, поперечная одnobортовая, веерная центральная, комплексы ВО, ЭО, ВТО и ЭТО.

Продольные и поперечные системы разработки предпочтительны при вытянутых залежах, имеющих в плане форму, близкую к прямоугольнику или вытянутому овалу.

*Продольная одnobортовая система разработки* горизонтальными слоями широко распространена при больших карьерных полях вытянутой формы; она позволяет применять:

комплексы ВО и ЭО при кратчайшем расстоянии перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы;

комплексы ВТО и ЭТО с перемещением пород транспортными средствами по фронту работ;

те же комплексы одновременно для перевалки пород нижнего уступа во внутренние отвалы и перемещения пород верхних уступов транспортными средствами на внешние или внутренние отвалы.

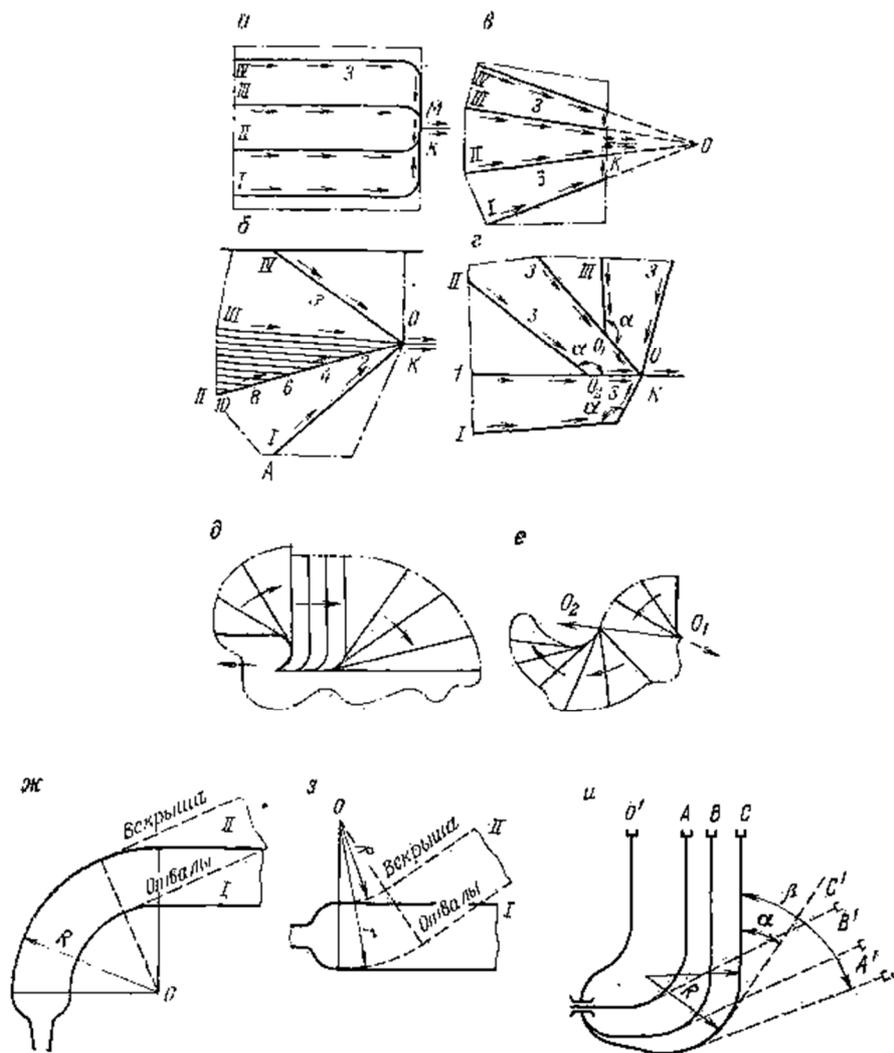
Добычные работы ведут с применением, как правило, независимого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

Для продольной одnobортовой системы характерно параллельное перемещение фронта работ уступов. При этом ширина разрабатываемой панели или заходки по всей длине фронта одинакова.

Транспортные коммуникации включают забойные пути или дороги З, соединительные пути на бермах М и пути капитальной траншеи К (рис. 27.1, а). Пункт примыкания передвижных (забойных) путей к стационарным путям переносят по мере перемещения фронта, само примыкание осуществляется на соединительных бермах, оставляемых на нерабочем борту карьера, а соединительные пути периодически удлиняют. Схема движения средств

транспорта при перенесении пункта примыкания не меняется.

При использовании комплексов ЭТО и ЭТР продольные параллельные экскаваторные заходки (по простирацию залежи) обеспечивают достаточный фронт для размещения двух-трех экскаваторов на уступе, следующих с некоторым отставанием один за другим. При железнодорожном транспорте необходимо систематически переносить криволинейную часть пути (см. рис. 27.1, а).



**Рис. 27.1. Схемы перемещения фронта работ:**

I – IV – последовательность положения фронта работ; А, В, С и А', В', С' — положения забойных путей соответственно до и после поворота на угол  $\beta$ ; О' — отвальный путь.

Параллельное перемещение фронта горных работ типично при использовании мехлопат и роторных экскаваторов в комплексе с колесным и конвейерным транспортом. Сравнительно редко его применяют при цепных экскаваторах и транспортно-отвальных мостах; при этом на площадках устраивают большое число путей, и перенос их на криволинейных участках сложен и трудоемок.

*Продольная двухбортная система разработки* горизонтальными слоями иногда применяется при весьма больших карьерных полях и значительных запасах полезного ископаемого. При этой системе создаются предприятия большой производственной мощности, особенно в тех случаях, когда наименьшая мощность вскрышных пород приходится на середину карьерного поля.

*Поперечные однобортные системы разработки* используют:

при относительно узких и вытянутых или рассредоточенных залежах, когда фронт горных работ располагать параллельно длинной оси карьерного поля нецелесообразно из-за большого объема горно-капитальных работ и короткого периода эксплуатации;

при больших (и близких по величине) длине и ширине карьерного поля, когда расположение фронта работ параллельно короткой оси карьера достаточно для размещения одного мощного комплекса вскрышного оборудования.

В первом случае обычно применяют комплексы ЭАО, а во втором случае — комплексы ЭО, ВО или ВКО.

*Веерная центральная система разработки* эффективна при округлой и близкой к треугольной конфигурации карьерного поля, позволяющей удобно расположить постоянный поворотный пункт. В редких случаях применяется двухбортная веерная система разработки.

При веерном развитии перемещение фронта работ происходит по мере отработки уступов так, что начало его находится всегда у постоянного поворотного пункта  $O$ , а конец описывает часть окружности радиусом, равным длине уступа (рис. 27.1, б). При этом скорости подвигания отдельных мест фронта изменяются от нуля у поворотного пункта до максимума в торце уступа.

Уступы отрабатывают заходками переменной ширины, имеющими в плане форму треугольника или трапеции, или заходками постоянной ширины, но при разном их числе на отдельных участках фронта работ и периодической выемке «клиньев» у начала каждой заходки.

Веерную систему обычно применяют при разработке мягких пород комплексами с цепными экскаваторами и железнодорожным транспортом при передвижке железнодорожных путей путепередвижателями непрерывного действия. В течение определенного числа смен экскаваторы осуществляют выемку породы на соответствующих пикетах (0—10) таким образом, что на начальные пикеты (0—1) приходится одна единица подвигания фронта, в то время как на конечных пикетах (9—10) подвигание составляет девять единиц.

Положение поворотного пункта при отработке карьерного поля остается неизменным, производят только «развертывание» кривых поворотного пункта,

отрабатывая один торец карьера. Протяженность фронта работ остается неизменной. При веерном перемещении фронта возможны только односторонний транспортный доступ к уступам и тупиковая схема движения поездов в пределах горизонта при железнодорожном транспорте. Благодаря постоянному поворотному пункту облегчается примыкание путей капитальной траншеи к путям рабочих горизонтов карьера и исключается необходимость систематического выполнения трудоемких работ по переносу криволинейных участков путей. Сокращается расстояние перемещения горной массы, а в ряде случаев и объем горно-подготовительных работ. У пункта примыкания путей удобно размещать промышленные сооружения (тяговые подстанции, депо, мастерские, и т.п.) и постоянные водоотливные установки. Наличие минимального числа стрелочных переводов позволяет применять путепередвижные машины непрерывного действия.

При использовании комплексов с цепными экскаваторами характерно сезонное ведение вскрышных работ и круглогодичное — добычных работ. Поэтому необходимо иметь значительный объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого на зимний период. Для его увеличения иногда центр поворотного пункта выносят за контур карьера (рис. 27.1, в) или применяют смешанное веерное и параллельное перемещение фронта (рис. 27.1, г). В этом случае целик вскрытых запасов в плане приобретает форму трапеции, а его относительный объем увеличивается.

За период работы карьера система разработки может изменяться: одну часть карьерного поля отрабатывают с применением продольной системы разработки, а другую — веерной системы разработки (рис. 27.1, д). При веерном перемещении фронта поворотный пункт переносят с изменением направления разворота веера (рис. 27.1, е).

Конструкцию поворотного пункта выбирают, исходя из требований полноты отработки карьерного поля, надежной работы транспорта в течение всего периода эксплуатации карьера и минимального объема горно-капитальных работ.

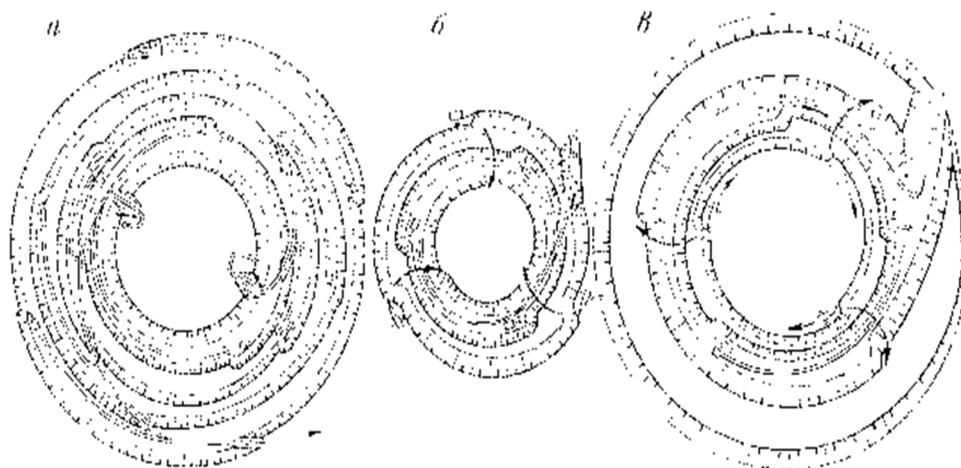
Центр поворота может размещаться со стороны нерабочего борта карьера (рис. 27.1, ж) и со стороны рабочего его борта (рис. 27.1, з). В первом случае по мере поворота увеличивается длина фронта работ и возрастает площадь участка карьерного поля, отрабатываемого при одном положении поворотного пункта. Однако при этом увеличивается объем работ по его сооружению.

По мере подвигания фронта работ рельсовые пути перемещают, но они постоянно располагаются по касательным к соответствующим кривым поворотного пункта. При подвигании фронта работ и повороте забойных путей

на угол  $\beta$  (рис. 27.1, *и*) часть кривой поворотного пункта выпрямляется и длина фронта увеличивается. Угол поворота веера  $\beta$  выбирают из условия наибольшей возможной площади карьерного поля, обрабатываемой без переукладки стационарных путей; при углах  $\beta > 180^\circ$  возникают определенные трудности.

Кольцевую центральную систему разработки применяют в отдельных случаях, когда участки с небольшой мощностью вскрышных пород или с полезным ископаемым лучшего качества приурочены к середине карьерного поля, а также при его благоприятных очертаниях (рис. 27.2, *а* и *б*). Вскрышные породы перемещают на внутренние и внешние отвалы, поскольку вместимости внутренних отвалов недостаточны для размещения всего объема вскрышных пород. Наиболее удобно при такой системе перемещать вскрышные породы и полезное ископаемое с применением автотранспорта (см. рис. 27.2, *а*).

Если залежь полезного ископаемого имеет округлую форму в плане и мощность вскрышных пород минимальная на отдельных участках поля и максимальная в его середине, экономически выгодно применять кольцевую периферийную систему разработки (рис. 27.2, *в*).



**Рис. 27.2. Сплошные кольцевые системы разработки.**

## ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

### План:

1. Бестраншейное вскрытие.
2. Вскрытие внешними траншеями.
3. Вскрытие внутренними траншеями.
4. Вскрывающие трассы.

**Опорные слова:** бестраншейное вскрытие, внешние отдельные траншеи, внешние групповые траншеи, внешние общие траншеи, внутренние траншеи, траншеи смешанного заложения, схемы вскрывающих трасс, внутреннее заложение, смешанное заложение, параллельное использование вскрывающих трасс.

Бестраншейное вскрытие характерно:

при разработке месторождений с использованием башенных экскаваторов и канатных скреперов;

для вскрывных горизонтов при использовании комплексов оборудования ВО, ЭО, ВКО и ЭКО при внутреннем отвалообразовании (рис. 28.1, б, в и е), а также для добычных горизонтов при использовании межступенных перегружателей — конвейерных мостов;

при нарезке передовых уступов в результате повышения рельефа поверхности, транспортный доступ к которым осуществляется непосредственно с поверхности (см. рис. 28.1, в);

при использовании бульдозерных и скреперных комплексов, если движение машин на подъем (спуск) осуществляется по выположенному откосу уступа;

в случаях применения гидромеханизированных и дражных комплексов оборудования.

Внешние отдельные траншеи типичны для вскрытия:

одного добычного горизонта при разработке горизонтальных (см. рис. 28.1, б, в, г и н) и пологих залежей, если угол падения последних  $\beta$  не превышает допустимого подъема  $i$  для принятого вида транспорта ( $\text{tg } \beta \leq i$ ) (рис. 28.1, о);

одного вскрывного горизонта при использовании скреперных и бульдозерных комплексов;

одного-двух вскрышных горизонтов при автомобильном или конвейерном транспорте и внешнем отвалообразовании (рис. 28.1, *з*);

одного вскрышного горизонта при железнодорожном транспорте и другом виде транспорта на добычных работах.

Внешние групповые траншеи в аналогичных условиях применяют для вскрытия:

двух (реже более) добычных горизонтов;

всех вскрышных горизонтов при использовании железнодорожного, а на добычных работах — конвейерного, автомобильного или железнодорожного (при рассредоточении вскрышного и добычного грузопотоков) транспорта, когда  $\text{tg } \beta \leq i$ ;

группы верхних вскрышных горизонтов при железнодорожном транспорте, когда нижний вскрышной уступ отрабатывают с применением экскаваторно-отвального комплекса, а добычной — другим видом транспорта.

Внешние общие траншеи применяют для вскрытия горизонтальных пологих ( $\text{tg } \beta \leq i$ ) залежей при использовании железнодорожного транспорта (рис. 28.1, *а*).

Внутренние траншеи часто применяют для вскрытия всех или группы верхних вскрышных горизонтов при автомобильном транспорте (рис. 28.1, *д*, *е*, *н* и *п*).

Траншеи смешанного заложения (внешние и внутренние) типичны для вскрытия пологих месторождений при использовании железнодорожного транспорта (рис. 28.1, *ж*, *з*, *и*, *к*, *л*, *м*, *о* и *п*). Нередко они применяются при разработке горизонтальных и пологих залежей ограниченных размеров с использованием автомобильного транспорта.

На рабочие горизонты, где применяется железнодорожный и конвейерный транспорт, а также комплексы ВО и ЭО, как правило, проводят вспомогательные автомобильные съезды (см. рис. 28.1, *в*).

*Схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей различаются: видами применяемых вскрывающих выработок; числом рабочих горизонтов, вскрываемых общей трассой; числом траншей, имеющих разные трассы; местоположением внешних и внутренних траншей относительно контура карьерного поля (рабочий и нерабочий продольный или торцовый борт, внутренние отвалы, комбинации их); формой трасс траншей и числом горизонтов, вскрываемых прямым отрезком трассы.*

Конкретные способы вскрытия характеризуются сочетанием указанных выше факторов, принимаемых с учетом горно-геологических и горно-технических условий на начало, на отдельные этапы и окончание разработки месторождения. Поэтому *эти способы вскрытия индивидуальны и практически*

*не повторяют друг друга.*

*При разработке горизонтальных и пологих залежей основные группы схем вскрывающих трасс различаются положением оси вскрывающих выработок относительно контура карьера.*

Вскрытие с применением одной фланговой внешней общей траншеи типично для одинарного тупикового фронта при продольной однобортовой и веерной системах разработки и использовании комплексов ЭЖО и ЭЖР. Две фланговые траншеи характерны при сквозном одинарном и сдвоенном тупиковом фронте горных работ (рис. 28.1, *а*). Одной центральной траншеей в некоторых случаях вскрываются россыпи и месторождения строительных горных пород при использовании автотранспорта и подготовке горизонтов разрезными траншеями или котлованами.

Внешние групповые и отдельные траншеи применяются при отработке всей или нижней части толщи вскрышных пород на горизонтальных месторождениях комплексами оборудования ЭО и ВО как при продольной (см. рис. 28.1, *б* и *в*), так и при веерной (рис. 28.2) системах разработки. Число траншей (одна, две или три) зависит от размеров карьерного поля.

Отдельные и групповые внешние траншеи применяются при разработке месторождений небольших размеров в плане и по глубине (россыпей, строительных горных пород) при использовании скреперов, погрузчиков, автотранспорта, реже — конвейерного транспорта (см. рис. 28.1, *з*).

Схемы вскрывающих трасс внутреннего заложения широко применяются в период строительства карьеров при работе комплексов ЭАО. Траншеи в основном групповые или общие; применяются и временные съезды, размещаемые на рабочем борту карьера (см. рис. 28.1, *д*). При перевалке пород нижнего вскрышного уступа в выработанное пространство вскрытие добычного горизонта при автотранспорте в ряде случаев осуществляется с использованием внутренних полустационарных съездов по торцовым бортам карьера (см. рис. 28.1, *е*).

Трассы смешанного (внешнего и внутреннего) заложения применяются при разработке пологих залежей ( $\operatorname{tg} \beta > i$ ), в первую очередь при использовании железнодорожного транспорта на вскрышных работах.

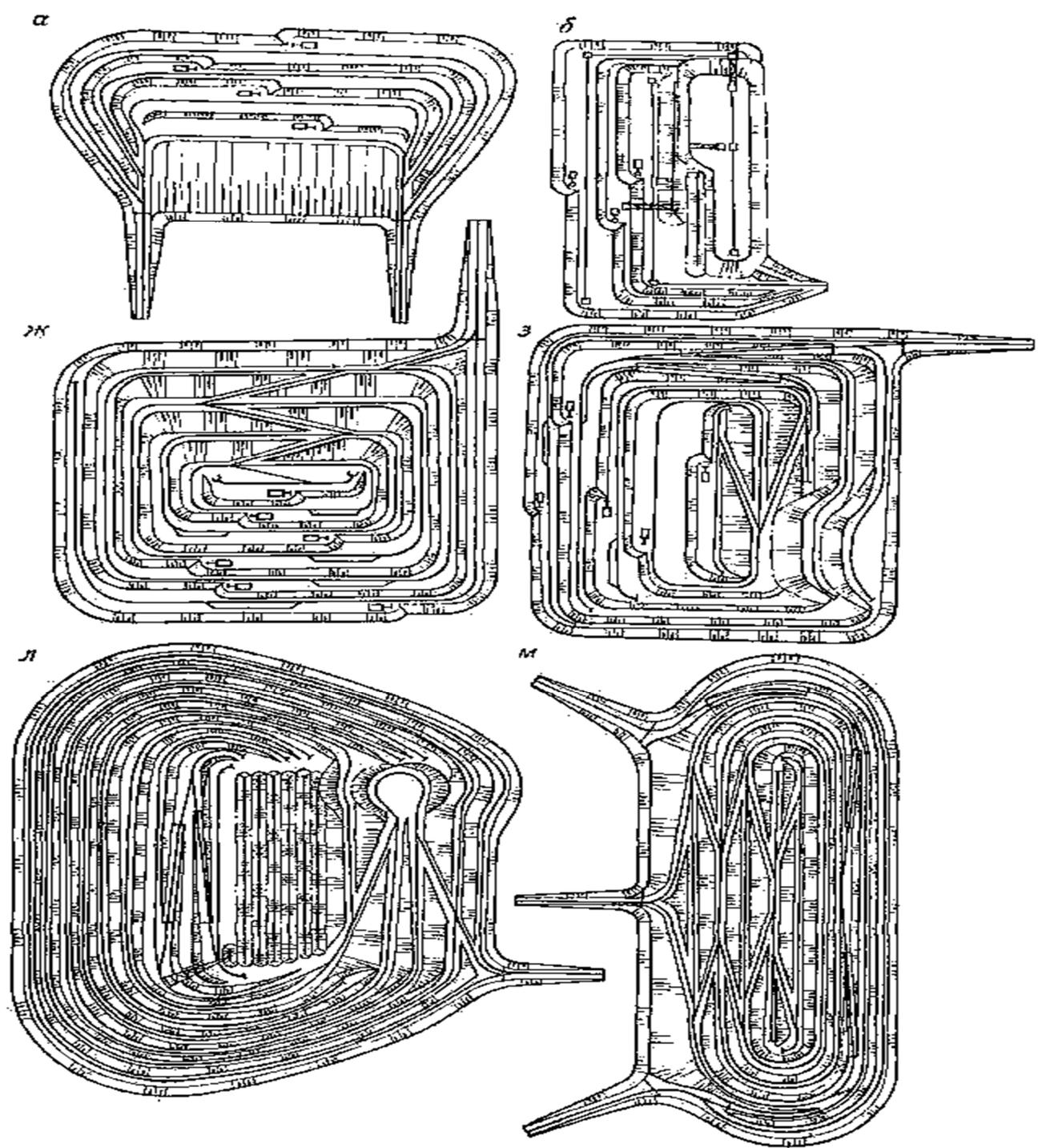
Общие одна или две фланговые траншеи смешанного заложения характерны при перевозках всей горной массы железнодорожным транспортом соответственно при одинарном тупиковом или одинарном сквозном и сдвоенном тупиковом фронте горных работ (см. рис. 28.1, *ж*, *з* и *и*).

При внешнем отвалообразовании внутренняя часть трассы обычно расположена на продольном нерабочем борту карьера. Форма внутренней трассы при одной траншее — тупиковая многоступенчатая (см. рис. 28.1, *ж*).

Одноступенчатая тупиковая трасса характеризуется устройством тупиков на каждом горизонте, а многоступенчатая (поступательно-тупиковая) - устройством тупиков через  $n$  горизонтов

$$n \approx \frac{L_{к.ср}}{l_T} = \frac{L_{к.ср} i_p}{K_y H_y},$$

где  $L_{к.ср}$  — средняя длина карьера, м;  $l_T$  — длина участка трассы при вскрытии одного горизонта, м;  $K_y$  — коэффициент удлинения простой внутренней трассы при примыкании на площадках.



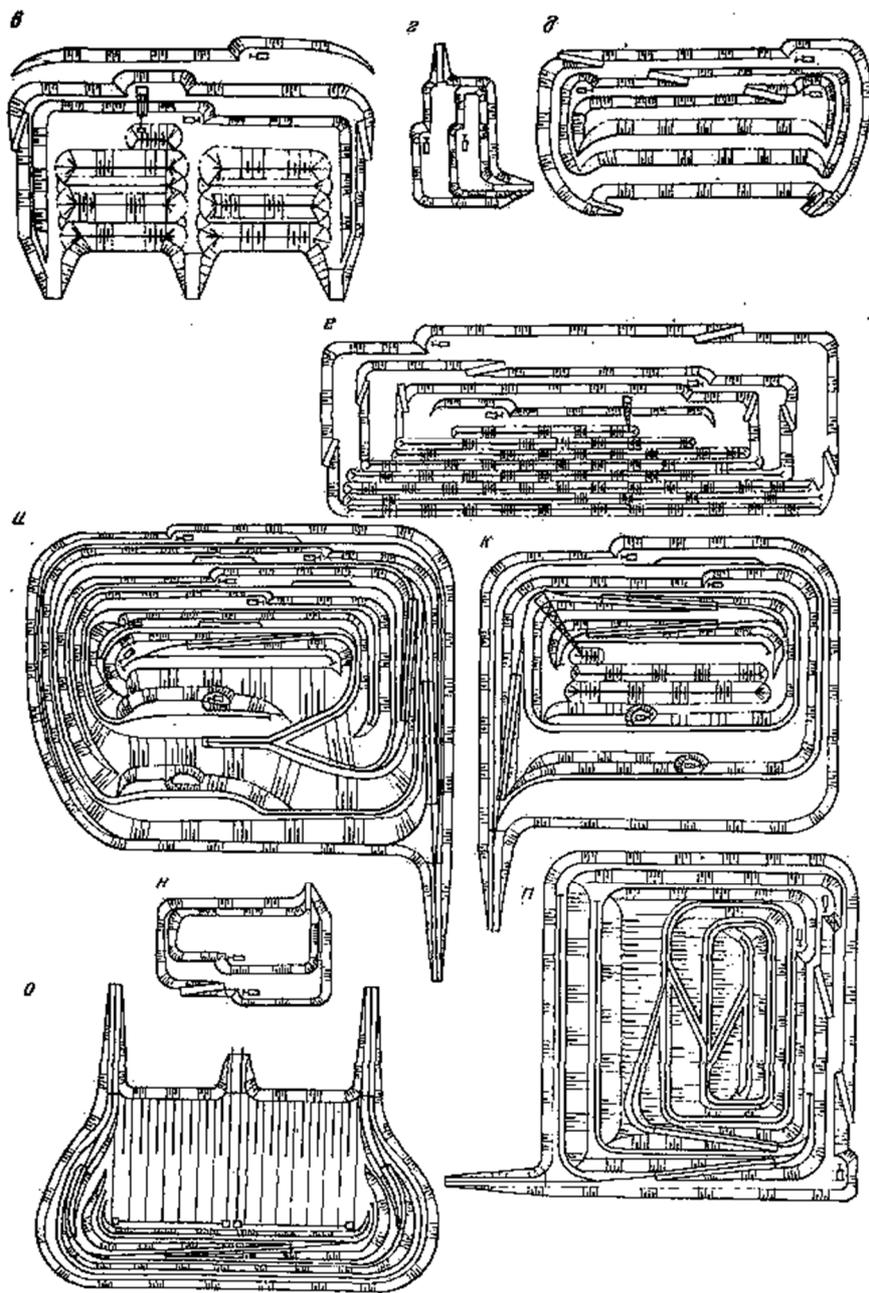


Рис. 28.1. Способы вскрытия горизонтальных и пологих залежей.

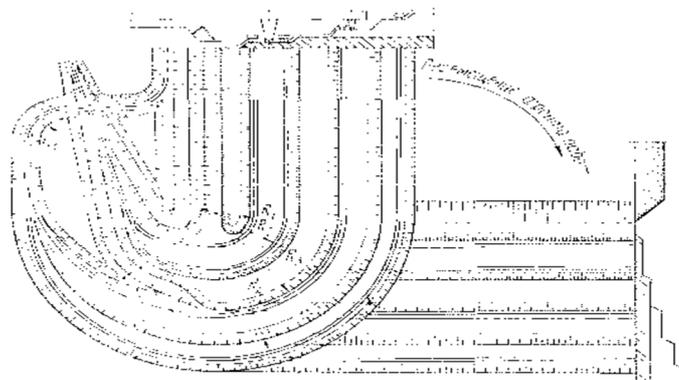


Рис. 28.2. Схема вскрытия и конструкция поворотного пункта при верной системе и использовании комплексов ВО, ВЖО и ВЖР

При перемещении вскрышных пород во внутренние отвалы трасса часто располагается в торце карьера и нижней части продольного нерабочего борта, свободного от отвалов (см. рис. 28.1, з). Нередко нижняя часть внутренней трассы размещается на рабочем борту карьера (см. рис. 28.1, и).

При формировании внутренних многоярусных отвалов с частичной перевалкой и перевозкой пород железнодорожным транспортом внутренняя часть трассы размещается обычно в торце и на рабочем борту карьера (см. рис. 28.1, к). При размещении в выработанном пространстве только бестранспортных отвалов верхняя часть внутренней трассы устраивается на этих же отвалах (см. рис. 28.1, л). Применяются обычно одна-две фланговые групповые траншеи.

На очень мощных карьерах большой протяженности вскрытие вскрышных горизонтов может быть осуществлено двумя фланговыми траншеями с размещением внутренней части трассы в торце и на рабочем борту карьера, а добычных горизонтов — центральной траншеей смешанного заложения с одной или двумя внутренними трассами (см. рис. 28.1, м). Вскрытие одной общей центральной траншеей при колесном транспорте применяется редко в связи с увеличением пробега транспортных средств по горизонтам по сравнению с фланговым вскрытием.

Схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс внешнего, внутреннего и смешанного заложения применяются при:

вскрытии добычного и вскрышного горизонтов соответственно внешней и внутренней отдельными траншеями (см. рис. 28.1, к), что характерно для многих россыпей и месторождений по добыче строительных горных пород;

вскрытии вскрышных горизонтов фланговыми траншеями смешанного заложения, а добычных горизонтов внешними центральными (одной или несколькими). Это характерно при использовании железнодорожного и конвейерного транспорта соответственно на вскрышных и добычных работах (см. рис. 28.1, о);

вскрытии, когда на вскрышных работах применяют одновременно железнодорожный и автомобильный транспорт (см. рис. 28.1, н).

Схемы этой группы широко применяются при использовании на карьере как различных, так и одного вида транспорта для сокращения расстояния транспортирования горной массы, ускорения вскрытия и подготовки горизонтов и т. д.

*Системы вскрывающих трасс* при разработке горизонтальных и пологих месторождений часто адекватны схемам вскрывающих трасс (из-за неизменности вскрытия в течение срока эксплуатации карьера). При вскрытии внутренними траншеями со скользящей или полустационарной трассой система

вскрывающих трасс характеризуется регулярным изменением положения вскрывающих выработок в плане. Нередко изменяется положение только части вскрывающих выработок. Периоды неизменного положения отдельных траншей составляют от трех-четырех месяцев до нескольких лет.

Более динамичны в целом системы вскрывающих трасс пологих месторождений, когда  $\operatorname{tg} \beta > i$ . Внешние отрезки их, как правило, остаются неизменными. При расположении внутренней части трассы на продольном нерабочем борту карьера она постепенно углубляется при проведении новых полутраншей и устройства тупиков или петлевых соединений. Нижняя часть внутренней трассы при расположении на торцовом борту карьера и продольном нерабочем борту (при перемещении пород во внутренние отвалы железнодорожным транспортом) является полустационарной. Наряду с переносом тупиковых съездов на нижних горизонтах с увеличением ширины карьера ликвидируется часть тупиковых соединений на средних по глубине вскрываемых горизонтах. С глубиной карьера трасса вскрывающих выработок в целом усложняется: увеличиваются число поворотов трассы и длина ее части, расположенной на рабочем борту карьера; сокращается число уступов, вскрываемых прямым отрезком трассы. Одновременно уменьшается возможное число траншей для вскрытия нижних горизонтов.

## ПОРЯДОК ВЫЕМКИ ЭКСКАВАТОРНО-ОТВАЛЬНЫМИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ КОМПЛЕКСАМИ

### План:

1. Условия применения технологических комплексов.
2. Расчеты и анализ технологических комплексов и схем экскавации.

**Опорные слова:** падение залежи, выбор типа и мощности, выбор вида, условия расчета, простая перевалка, кратная перевалка, отвальная насыпь, радиус разгрузки, выемка породы, порядок отсыпки, коэффициент кратности перевалки, экономически допустимый коэффициент переэкскавации.

Применение технологических комплексов для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство очень экономично и желательно во всех случаях, когда это возможно, в частности при следующих условиях:

горизонтальное или пологое падение залежи полезного ископаемого (обычно не более  $10\text{--}12^\circ$ , иногда до  $15\text{--}17^\circ$ );

ограниченные мощности залежи (до  $20\text{--}30$  м, в отдельных случаях до  $50\text{--}60$  м) и вскрышных пород (до  $40\text{--}45$  м, иногда до  $60$  м).

Указанные технологические комплексы применяют и при отработке выходов наклонных и крутых залежей или узких, вытянутых и неглубоко залегающих линз полезного ископаемого. При этом производится непосредственная или кратная перевалка вскрышных пород на борта карьера.

Расчеты жестко взаимосвязанных вскрышного и добычного технологических комплексов связаны:

с выбором типа и мощности вскрышных экскаваторов и схемы экскавации;

с выбором вида добычного комплекса, в первую очередь транспорта полезного ископаемого, и установлением порядка транспортного обслуживания добычных забоев при работе экскаваторно-отвального комплекса оборудования;

с определением ширины заходов, берм, площадок вскрышных и добычных уступов и расчетом вскрытых запасов полезного ископаемого.

Взаимная расстановка оборудования должна рассчитываться комплексно: в плане и по нескольким типичным геологическим профилям. Расчеты только по одному поперечному профилю, без учета расстановки и

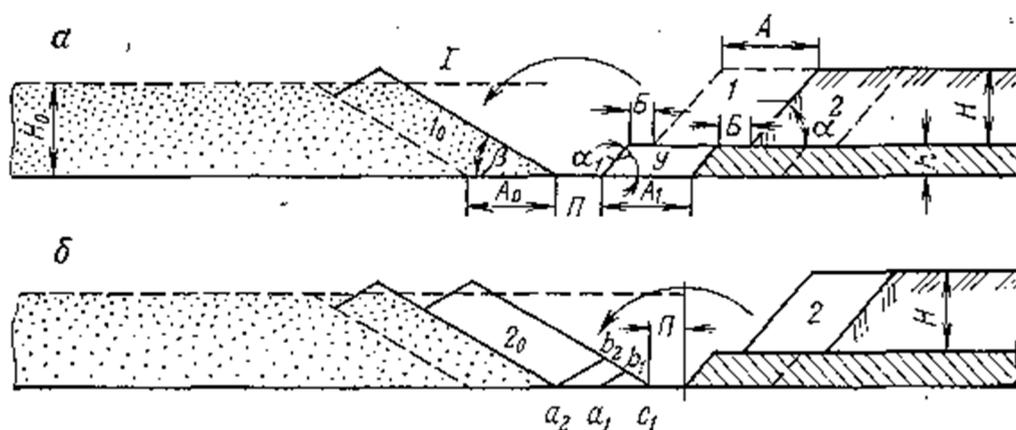
последовательности работы оборудования в плане (по фронту работ), могут привести к значительным погрешностям.

Важным условием правильного расчета и построения вскрышного и добычного технологических комплексов является равенство или кратность ширины заходки по полезному ископаемому ширине заходки по вскрышным породам с целью равномерности подвигания фронта вскрышных и добычных работ.

С увеличением мощности вскрышных пород, размещаемых во внутренние отвалы, а также мощности залежи или при отсутствии достаточно мощных вскрышных экскаваторов простая и кратная перевалка породы становится либо неэффективной, либо технически невозможной. К значительному усложнению технологических комплексов приводит требование обеспечения достаточно больших вскрытых запасов полезного ископаемого при сезонном ведении вскрышных работ.

Расчеты и анализ технологических комплексов и схем экскавации, как и конструктивные решения элементов системы разработки, приводятся ниже применительно к наиболее распространенной продольной однобортовой системе разработки.

После отработки одной вскрышной заходки 1 и одной заходки по полезному ископаемому  $y$  (рис. 29.1, а) порода из очередной вскрышной заходки 2 может размещаться на свободной площади выработанного пространства (за исключением призабойной полосы  $\Pi$ ) в отвальной заходке 2<sub>0</sub> (рис. 29.1, б).



**Рис. 29.1. Принципиальная схема простой перевалки вскрышных пород:**  
 а и б – соответственно положение до и после отработки вскрышной заходки 1; 1 – средний уровень отвала.

Независимо от порядка выемки вскрышной заходки наиболее экономично размещать породу возможно ближе к полосе  $\Pi$ , заполняя последовательно треугольную площадь  $a_1$ ,  $b_1$ ,  $c_1$ , а затем четырехугольник  $a_2b_2b_1a_1$ . При этом откос отвала предыдущей заходки не подсыпается породой.

При незначительной высоте вскрышного уступа  $H_1$  (рис. 29.1, а) вместимость отвала, показанная треугольником, может оказаться достаточной, а для перевалки вскрышных пород необходим минимальный радиус разгрузки  $R_{0,1}$ .

С увеличением высоты вскрышного уступа до  $H_2, H_3, H_4$  и т. д. объем переваливаемой породы возрастает (площади 2, 3, 4; см. рис. 29.2, а). Порода должна размещаться выше по откосу отвала на площадях  $2_0, 3_0, 4_0$  и т. д., а соответствующие радиусы разгрузки должны возрастать до размеров  $R_{0,2}, R_{0,3}, R_{0,4}$  и т. д.

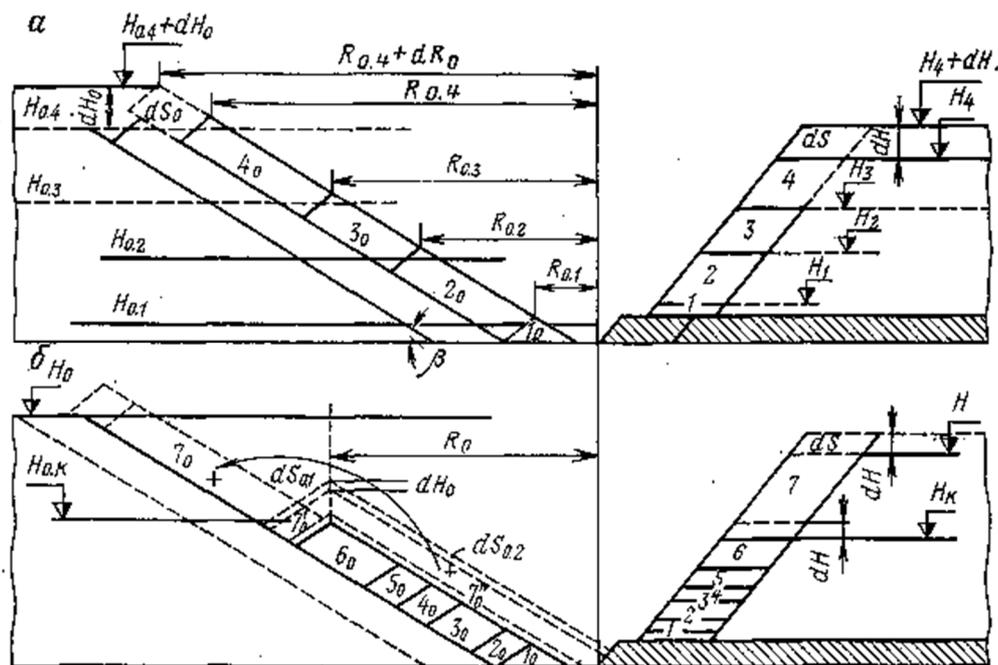


Рис. 29.2. Схемы к расчету объемов перевалки вскрышных пород

Такая простая перевалка, при которой вся порода экскавируется только один раз (из массива) и непосредственно укладывается в отвальную насыпь, в принципе возможна при любой высоте вскрышного уступа.

Однако необходимый радиус разгрузки (м) вскрышного экскаватора при большой высоте отвала значительно возрастает, так как

$$R_0 = \Pi + H_0 \operatorname{ctg} \beta.$$

Поэтому при значительной мощности вскрышных пород применяют кратную перевалку, при которой порода из вскрышной заходки в объемах 1, 2, 3, 4, 5 и 6 отсыпается в отвал в прежней последовательности и образует площади  $1_0, 2_0, 3_0, 4_0, 5_0$  и  $6_0$ . Это возможно, пока полностью не будет использован максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора (рис. 23.2, б). С увеличением мощности вскрышных пород возрастает объем отвала ( $7_0 = 7_0' + 7_0''$ ) за счет перевалки объема пород 7 без увеличения радиуса разгрузки вскрышного экскаватора, но с частичной или полной засыпкой призабойной по-

лосы и откоса добычного уступа.

Практически выемку породы вскрышной заходки производят на всю ее высоту  $H$ , и отсыпку породы в большинстве случаев начинают при максимальном радиусе разгрузки  $R_0$  (см. рис. 23.2, б). При этом в результате свободного падения и последующего осыпания по откосу порода заполняет отвал не в описанной последовательности ( $1_0, 2_0, \dots, 7_0$ ), а путем прироста площади отвала тонкими слоями  $dS_{0.1} + dS_{0.2}$  (см. рис. 23.2, б).

Однако первоначально описанный порядок отсыпки более экономичен в результате уменьшения расстояния перемещения породы. При этом упрощается методика расчета и экономическая оценка схем экскавации.

Часть отсыпанной в отвал породы  $7_0'$  может оставаться на месте, так как положение ее соответствует простой перевалке. Вторая часть  $7_0''$  заполняет призабойную полосу и частично приваливает откос добычного уступа. Чтобы создать условия для выемки залежи, эту часть отвальных пород следует повторно экскавировать и разместить выше площади  $7_0'$  (на рис. 29.2, б показано стрелкой).

Отношение повторно экскавируемого объема породы  $7_0''$  к общему объему первично экскавируемой породы  $7_0' + 7_0''$  называют коэффициентом кратности перевалки (перезэкскавации):

$$K_{пер} = \frac{7_0''}{7_0' + 7_0''}.$$

При правильном построении технологического комплекса всегда больший или меньший объем породы, укладываемой в выработанное пространство, впоследствии не перезэкскавируют, поэтому коэффициент кратности перевалки должен быть меньше единицы. В конкретных горно-геологических условиях при небольших радиусах разгрузки вскрышных экскаваторов и особенно при развитии оползней пород отвала коэффициент кратности перевалки может быть больше единицы, в отдельных случаях  $K_{пер} = 3 \div 4$  и более.

Экономически допустимый коэффициент перезэкскавации ориентировочно определяется из выражения

$$K_{пер} = \frac{C_T - C_6}{C_{пз}},$$

где  $C_T$  – затраты на  $1 \text{ м}^3$  вскрышных работ при использовании транспорта, сум;  $C_6$  – затраты на  $1 \text{ м}^3$  вскрышных работ при простой перевалке, сум;  $C_{пз}$  – затраты на перезэкскавацию  $1 \text{ м}^3$  пород, сум.

## СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ ПРИ ЭКСКАВАТОРНО-ОТВАЛЬНОМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ КОМПЛЕКСЕ

### План:

1. Вскрытие одной и двумя фланговыми капитальными траншеями.
2. Вскрытие одной центральной и двумя фланговыми капитальными траншеями при разработке двумя блоками.
3. Вскрытие тремя капитальными траншеями.

**Опорные слова:** применяемый вид транспорта, взаимосвязанный комплекс, вскрышное и добычное оборудование, добычной горизонт, организация работ, фланговая капитальная траншея, центральная.

Для перемещения полезного ископаемого чаще применяется автомобильный и конвейерный транспорт, реже – автомобильно-железнодорожный и железнодорожный. Конвейерные установки могут конкурировать с автомобильным транспортом для перемещения мягкого полезного ископаемого в основном при большой мощности карьера. При транспортировании полезного ископаемого от забоев железнодорожным транспортом затрудняется организация работ на флангах карьера, где в этом случае искривляется фронт работ или же необходимо производить погрузку с расцепкой вагонов, а также с укладкой выставочного тупика.

Обычными при использовании на карьере комплексов ЭО и ЭТР являются вскрытие внешними отдельными (при одном добычном горизонте) и групповыми (при двух добычных горизонтах) траншеями или внутренними траншеями, применяемыми при автотранспорте и располагаемыми в основном на торцовых бортах карьера.

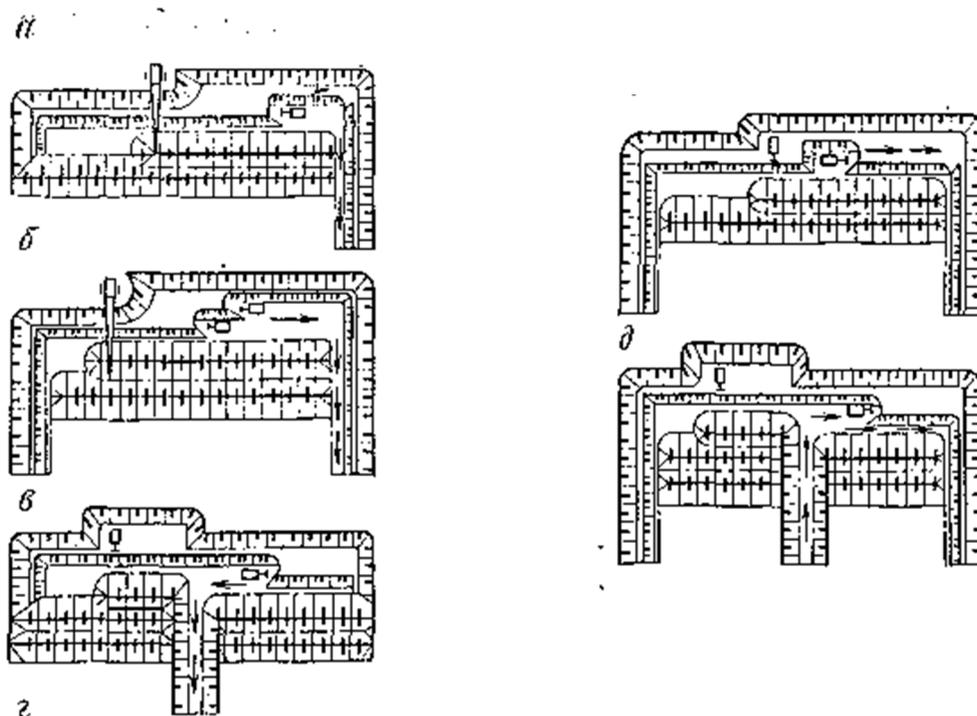
Схемы вскрытия непосредственно связаны с числом комплексов оборудования ЭО в карьере и организацией их взаимодействия с комплексами добычного оборудования.

В пределах карьерного поля эксплуатируются обычно один или два взаимосвязанных комплекса вскрышного и добычного оборудования. При использовании двух комплексов общий фронт работ на карьере делится на блоки. При этом каждый блок должен иметь собственный транспортный выход (один или более).

Различают следующие способы вскрытия добычных горизонтов,

взаимосвязанные с организацией вскрышных и добычных работ.

1. Вскрытие одной фланговой капитальной траншеей при разработке пород и полезного ископаемого одним блоком (рис. 24.1, *a*). Вскрышной комплекс следует впереди добычного с опережением, величина которого регламентируется требованиями техники безопасности. После отработки каждой заходки вскрышное и добычное оборудование возвращается в исходное положение.



**Рис. 30.1. Схемы вскрытия горизонтальных залежей при использовании комплексов ЭО**

2. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями при одноблочной разработке горной массы (рис. 30.1, *б*). Добыча полезного ископаемого при этом может производиться по двум вариантам: добычной комплекс может следовать за вскрышным или работать впереди него. При этой схеме возможен рабочий ход экскаваторов в обоих направлениях.

3. Вскрытие одной центральной капитальной траншеей при разработке двумя блоками (рис. 30.1, *в*). Перевалка вскрышных пород производится попеременно в обоих блоках. Готовые к выемке запасы лимитируются вскрытой и зачищенной полосой полезного ископаемого на ширину вскрышной заходки и полную длину одного блока. Вскрышное и добычное оборудование после отработки каждого блока возвращается в исходное положение холостым ходом.

4. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями при разработке двумя блоками (рис. 30.1, з). Добычные и вскрышные работы производятся одновременно в разных блоках. Вскрышное и добычное оборудование перегоняют в исходное положение холостым ходом.

5. Вскрытие тремя капитальными траншеями (две фланговые и одна центральная) при разработке двумя блоками (рис. 30.1, д). Эта схема предусматривает возможность поточного движения транспорта и рабочий ход экскаваторов в обоих направлениях.

Из рассмотренных способов вскрытия предпочтительны два последних. Не рекомендуется применять схему вскрытия одной фланговой траншеей. Вскрытие двумя фланговыми траншеями при одноблоковой разработке применяют в условиях, когда общая длина фронта недостаточна для деления его на два блока и при небольшой производственной мощности предприятия.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С КОНСОЛЬНЫМИ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯМИ

### План:

1. Общие сведения о технологических комплексах с перемещением породы отвалообразователями.
2. Характеристика технологических комплексов с консольными отвалообразователями.

**Опорные слова:** экскавация, перемещение, отвалообразование, роторные экскаваторы, цепные экскаваторы, система разработки, кратчайший путь, непрерывность, использование во времени, протяженность фронта горных работ, головная машина, схема экскавации, кровля залежи, место стояния.

*Технологические комплексы с перемещением породы отвалообразователями* характеризуются наличием и объединением трех процессов вскрышных работ - экскавации, перемещения и отвалообразования. Эти комплексы применяют в основном при разработке месторождений двух типов:

с мягкими и плотными вскрышными породами и полезным ископаемым;  
с мягкой и плотной породой и скальным (полускальным) полезным ископаемым.

При разработке месторождений первого типа комплексы добычного оборудования включают роторные экскаваторы с нормальными усилиями копания и средства конвейерного транспорта. При разработке месторождений второго типа выемка взорванного полезного ископаемого осуществляется мехлопатами в сочетании с автомобильным, железнодорожным или конвейерным транспортом; на конвейеры горная масса поступает через самоходный дробильный агрегат. При перемещении взорванных скальных вскрышных пород консольными отвалообразователями в технологической цепи необходим также самоходный дробильный или дробильно-грохотильный агрегат с бункером-питателем.

Система разработки чаще всего продольная однобортовая. При веерной системе разработки комплекс с вскрышного оборудования, как правило, должен включать дополнительно перегружатель между экскаваторами и отвалообразователем. Годовое продвижение фронта работ может достигать 300–350 м. Достоинства технологических комплексов с перемещением породы

конвейерными отвалообразователями: возможность транспортирования пород в отвал по кратчайшему пути, непрерывность производственного процесса, лучшее использование комплекса оборудования во времени (суточная производительность при вскрышных экскаваторах одинаковой мощности на 20–35 % выше, чем при использовании железнодорожного транспорта), высокая производительность труда, простая организация вскрышных работ, отсутствие потребности в специальных работах на породных отвалах, за исключением рекультивации, улучшение условий устойчивости отвальных откосов из-за возможности управления общим углом заложения их системы.

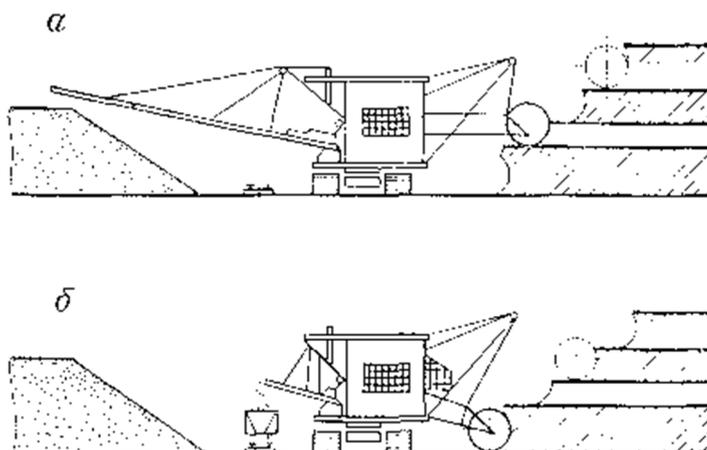
Технологические комплексы с перемещением породы консольными отвалообразователями применяют в районах с относительно сухим теплым климатом или при сезонном выполнении вскрышных работ при условиях: хорошей разведанности и планомерного осушения карьерного поля; горизонтального или слабонаклонного залегания пластов или пластообразных залежей с незначительным изменением гипсометрии почвы и кровли пласта для обеспечения допустимых уклонов; плавных очертаний контуров карьерного поля, что позволяет избежать резкого сокращения и наращивания протяженности фронта горных работ; значительных запасов полезного ископаемого в контурах карьера. Комплексы с роторными и цепными экскаваторами, как правило, не эффективны при наличии в разрабатываемой толще мягких вскрышных пород твердых включений (в виде валунов, прослоев и т. д.), если невозможно отработать крепкие породы отдельным уступом с применением выемочной техники циклического действия.

### **Характеристика технологических комплексов с консольными отвалообразователями**

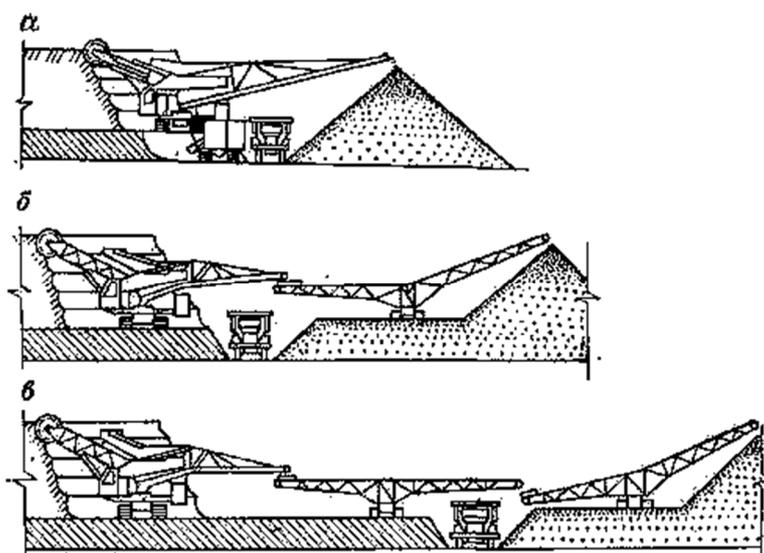
Простейший технологический комплекс вскрышных и добычных работ включает один роторный или цепной многоковшовый экскаватор со встроенной неполноповоротной консолью, оборудованной ленточным конвейером (рис. 31.1). Мягкие вскрышные породы и залежь с применением такого экскаватора отрабатываются поочередно. Порода через разгрузочный конвейер перемещается в выработанное пространство (см. рис. 31.1, *а*). Полезное ископаемое грузится на конвейер или в средства колесного транспорта, при этом консоль разворачивается под углом 25–30° к фронту работ (см. рис. 31.1, *б*). При очередной и раздельной выемке породы и полезного ископаемого уменьшается возможная производственная мощность карьера из-за периодического ведения добычных работ, усложняется организация работ и обуславливается также периодическое использование транспорта. Применение комплекса возможно при разработке необводненных месторождений в усло-

виях относительно небольшой (до 20–30 м) суммарной мощности вскрышных пород и залежи полезного ископаемого.

Непрерывность производства вскрышных и добычных работ достигается при разделении комплекса на отдельные технологические комплексы вскрышных и добычных работ посредством применения на добыче дополнительного экскаватора (рис.31.2, а).



**Рис. 31.1. Схема технологического комплекса при использовании одного роторного экскаватора в качестве комплекса оборудования ВО и головной машины комплекса ВТР.**



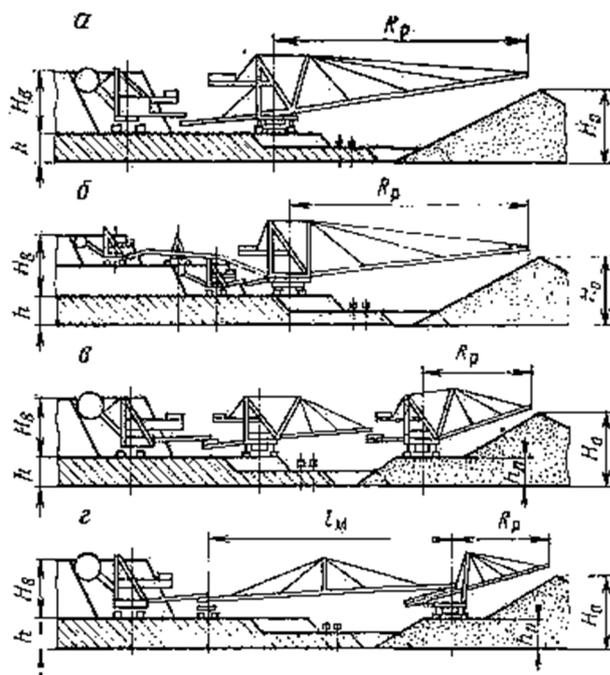
**Рис. 31.2. Схемы вскрышных технологических комплексов при использовании многоковшовых экскаваторов и консольных отвалообразователей.**

Роторный экскаватор осуществляет выемку и перемещение вскрышных пород в выработанное пространство, а добычной экскаватор - отгрузку полезного ископаемого в транспортные средства. Транспортные коммуникации размещаются на кровле, почве или промежуточном горизонте залежи.

С увеличением мощности залежи и вскрышных пород, а также

при необходимости создания значительных вскрытых запасов полезного ископаемого длина консоли, встроенной в роторный экскаватор, может быть недостаточной и в комплекс вскрышного оборудования включается специальный консольный отвалообразователь, на который порода поступает непосредственно от экскаватора (рис. 31.2, б) или через конвейерный перегружатель (рис. 31.2, в).

Схемы экскавации различаются местом установки консольных отвалообразователей в плане и профиле карьерного поля, что предопределяет параметры элементов системы разработки, состав комплекса оборудования и параметры самих отвалообразователей. Отвалообразователь может быть установлен на кровле добычного уступа (рис. 31.3, а), на промежуточной площадке (рис. 31.3, б) или на предотвале (рис. 31.3, в и г). Возможны схемы с периодическим изменением места установки отвалообразователя.

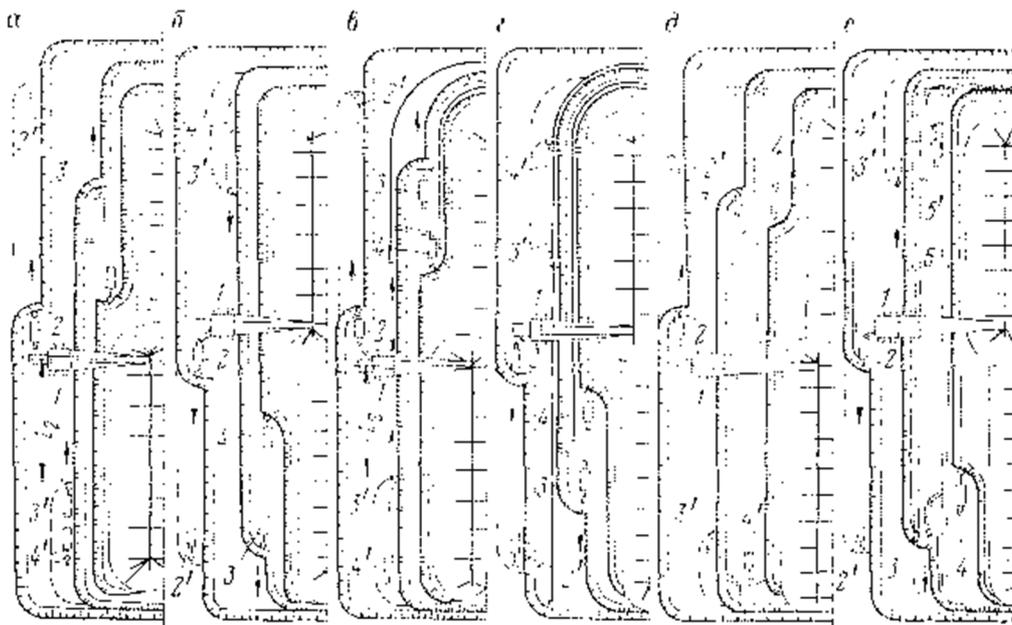


**Рис. 31.3. Схемы экскавации при использовании консольных отвалообразователей.**

При схеме экскавации с установкой отвалообразователя на кровле залежи (см. рис. 31.3, а) порода на отвалообразователь подается экскаватором, расположенным на том же горизонте. Отвал отсыпается без поворота отвальной консоли отвалообразователя. Организация работы комплексов вскрышного и добычного оборудования (рис. 31.4) жестко зависима.

При этой схеме редко удается создать резервную добычную заходку под отвальной консолью отвалообразователя, в результате чего комплексы вскрышного и добычного оборудования должны двигаться друг за другом,

отрабатывая очередные вскрышную и добычную заходки при одинаковой их ширине. Добычные работы опережают вскрышные по фронту, при этом обязательны холостые переходы выемочных машин после обработки очередных вскрышной и добычной заходов (см. рис. 31.4, *а*, *б*, *в* и *г*), иначе неизбежны большие простои вскрышного и добычного комплексов оборудования или одного из них. Необходимость такой организации вскрышных и добычных работ возникает при разработке мощной залежи двумя высокими добычными уступами даже при использовании на вскрышных работах мощного комплекса ВО с перегружателем и отвалообразователем.



**Рис. 31.4. Схемы экскавации с установкой отвалообразователя на кровле залежи:**

*а* и *б* – при комплексах ЭАР или ВАР; *в* и *г* – при комплексах ВЖР или ЭЖР; *д* и *е* – при комплексах ВКР (*а*, *в* и *д* – при отработке заходов в направлении к капитальной траншее; *б*, *г* и *е* – при отработке заходов в противоположном направлении); 1 – отвалообразователи; 2 и 2' – вскрышные роторные экскаваторы; 3 и 3' – добычные роторные экскаваторы верхнего черпания; 4 и 4' – добычные роторные экскаваторы нижнего черпания; 5 и 5' – положения забойных конвейеров.

Связь между вскрышными и добычными работами менее жесткая при использовании комплексов ЭАР, когда не возникают затруднения с организацией его работы при любом положении комплекса оборудования ВО (см. рис. 31.4, *а* и *б*). При использовании комплексов ВЖР или ЭЖР по мере перемещения вскрышного комплекса вдоль фронта уступа необходим перенос изогнутого участка пути (см. рис. 31.4, *в* и *г*).

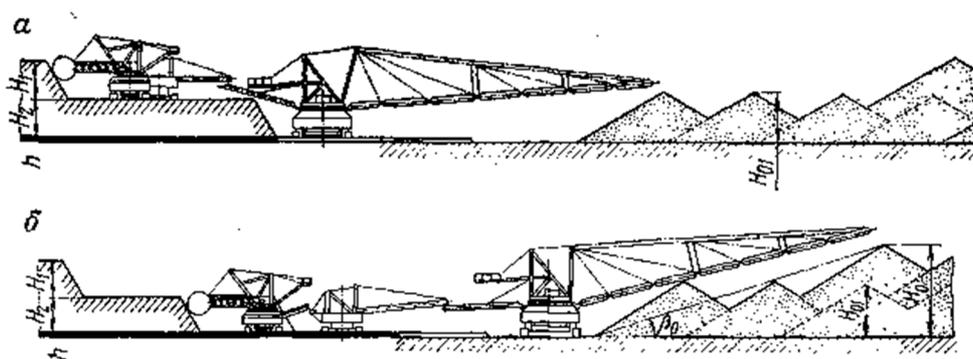
При наличии резервной заходки вскрышной и добычной комплексы могут вести выемку в разных направлениях; исключаются холостые переходы оборудования, не требуется изгиб забойных железнодорожных путей, при транспортировании полезного ископаемого можно применять конвейеры (рис.

31.4, *д* и *е*) и упрощается организация работ. Однако для создания резервной заходки необходимо увеличивать радиус разгрузки отвалообразователя на величину, равную ширине добычной заходки.

Врезка роторного экскаватора в новую заходку целесообразна на торцовом участке, противоположном месту примыкания капитальной траншеи, так как это облегчает размещение во внутреннем отвале вскрышных пород, извлекаемых при врезке, и позволяет использовать отвалообразователь с меньшей (на 8 - 10 %) длиной консоли. Рабочий ход комплексов оборудования по направлению к транспортному выходу с добычного уступа позволяет также при перемещении полезного ископаемого конвейерами заблаговременно производить передвижку конвейерных ставов в пределах отработанной части заходки.

При схеме экскавации с установкой отвалообразователя на разных горизонтах с экскаватором (см. рис. 31.3, *б*) обязательно наличие в комплексе перегружателя. С применением данной схемы появляется возможность попеременной отработки верхнего и нижнего вскрышных подступов одним роторным экскаватором, при этом перегружатель используется только при отработке верхнего вскрышного подступа. Все основные технологические положения, указанные для первой схемы установки отвалообразователя, относятся и к этой схеме.

При схеме экскавации с установкой отвалообразователя на предотвале сокращается его радиус разгрузки. Поступление породы от экскаватора осуществляется перегружателем (см. рис. 31.3, *в*) или соединительным мостом (см. рис. 31.3, *г*). Взаимная связь вскрышных и добычных работ аналогична описанной выше. Отсыпка отвала производится обычно с поворотом консоли, что приводит к выравниванию поверхности отвала и уменьшению его высоты вследствие отсутствия «гребней».



**Рис. 31.5. Двухподступная схема экскавации с изменением горизонта стояния отвалообразователя.**

При схеме экскавации с изменением места стояния отвалообразователя при отсыпке многоярусного отвала (рис. 31.5) уменьшаются линейные размеры

роторного экскаватора, так как вскрышной уступ большой высоты отрабатывается двумя-тремя подступами. Такая схема возможна при использовании мощных комплексов ВО (с паспортной производительностью оборудования 5 - 10 тыс. м<sup>3</sup>/ч и более) для отработки мощной (до 70 - 90 м) толщи мягких вскрышных пород при небольшой (менее 10 м) мощности залежи полезного ископаемого. При отработке одним роторным экскаватором двух или трех подступов отвалообразователь последовательно устанавливается на кровле и почве залежи (см. рис. 31.5, *а* и *б*) и предотвале или на промежуточном вскрышном горизонте, кровле залежи и предотвале.

## **ТРАНСПОРТНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С КОНВЕЙЕРНЫМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ**

### **План:**

1. Общие сведения о транспортных технологических комплексах.
2. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы.

**Опорные слова:** горизонтальные и пологие залежи, затраты, выемка, погрузка, отвалообразование, поперечная, продольная, ЭАО, ВКО, сдвоенный фронт, ЭТО, ВТО, расстояние перемещения, протяженность конвейерных линий, схема транспортирования, забойный, отвальный, магистральный, передаточный, группирование грузопотоков.

### **Общие положения**

Транспортные технологические комплексы применяются при разработке горизонтальных и пологих залежей любой мощности. При сплошных системах разработки эти комплексы характерны для разработки верхней части мощной толщи вскрышных пород на горизонтальных месторождениях (с созданием передовых уступов).

Затраты на выемочно-погрузочные работы, перемещение и отвалообразование при разработке мягких, плотных и разнородных пород обычно характеризуются соотношением 4:4:2. Поэтому экономичность разработки зависит одновременно от применяемых средств выемки, вида транспорта и расстояния перемещения горной массы, в первую очередь вскрышных пород.

Для транспортных технологических комплексов обязательно раздельное выполнение процессов выемки, погрузки, а также транспортирования горной массы вдоль фронта работ уступов.

Как правило, отдельно выполняется и процесс отвалообразования.

Для уменьшения расстояния внутрикарьерных перевозок при больших размерах карьерных полей могут применяться: поперечная однобортовая система разработки; продольная однобортовая система разработки при сдвоенном фронте работ уступов с одним или двумя транспортными выходами; продольная система разработки при строенном фронте работ уступов с

тремя транспортными выходами.

Поперечная система применяется при разработке горизонтальных месторождений с использованием комплексов оборудования ЭАО, иногда комплексов ВКО.

Сдвоенный фронт с двумя фланговыми транспортными выходами широко распространен при внутреннем отвалообразовании (рис. 32.1, а), протяженности фронта работ 3—4 км и более и использовании железнодорожного и конвейерного транспорта. Вскрытие одного уступа двумя временными съездами применяется при работе комплексов ЭАО, когда протяженность фронта уступов, обрабатываемых с перемещением породы во внешние отвалы (обычно рассредоточенные), составляет 1,5—2 км и более (рис. 32.1, б).

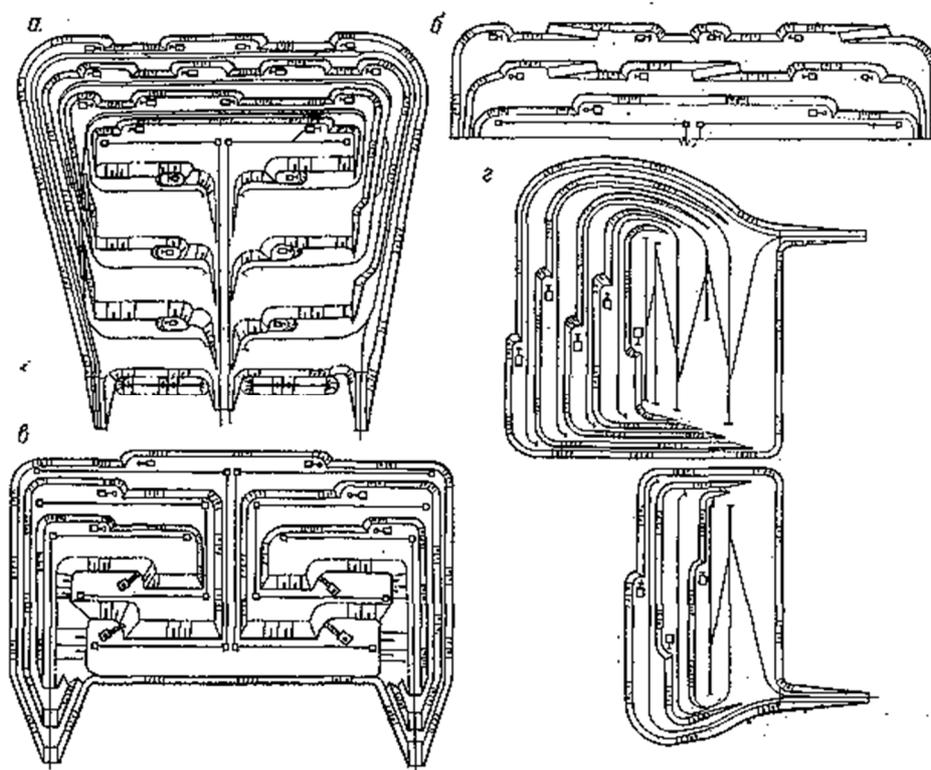


Рис. 32.1. Конструкция фронта работ уступов при использовании комплексов ЭАО и ВКО.

Строенный фронт работ вскрышных уступов при внутреннем отвалообразовании обуславливает необходимость оставления временных целиков полезного ископаемого и дамбы вскрышных пород до почвы рассматриваемого уступа (рис. 32.1, в). Такая конструкция фронта может быть целесообразной при небольших мощностях горизонтальной залежи и вскрышных пород при использовании комплексов оборудования ЭАО или ВКО.

Оставление временной или постоянной породной перемычки между

отдельными участками карьерного поля по простиранию залежи характерно при поочередном их вводе в разработку с большим интервалом во времени (рис. 32.1, *з*). При разработке пологих месторождений горизонтальными слоями по мере подвигания фронта работ в связи с увеличением мощности вскрыши ширина породной перемычки и объем целика полезного ископаемого постоянно возрастают, а фронт внутренних отвалов сокращается; поэтому строенная конструкция фронта, как и опережающая разработка отдельных участков карьерного поля, в этих условиях в большинстве случаев неэффективны.

При внешнем отвалообразовании несколько трасс временных съездов возможны при работе комплексов ЭАО обычно только на верхних горизонтах при разработке пологих залежей.

*Перемещение пород транспортом вдоль фронта работ не ограничивает высоты рабочей зоны карьера и мощности обрабатываемых вскрышных пород.* Поэтому параметры систем разработки, в том числе и объемы вскрытых запасов полезного ископаемого, зависят от рабочих размеров применяемого оборудования в меньшей степени, чем при использовании комплексов ЭО и ВО.

### **Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы**

Рациональное расстояние перемещения пород конвейерами при разработке мягких и среднеплотных пород на карьерах большой мощности достигает 6—8 км. В таких условиях конвейерный транспорт вполне конкурентоспособен с железнодорожным по затратам, отнесенным на 1 м<sup>3</sup> транспортируемой породы.

Протяженность конвейерных линий и число перегрузок минимальны при разработке одного вскрышного уступа вытянутого карьерного поля с перемещением породы во внутренний отвал и одинаковых скоростей подвигания фронтов вскрышных и отвальных работ (рис. 32.2, *а*). Роторный экскаватор 1 осуществляет погрузку породы на забойный конвейер 2 непосредственно или через забойный перегружатель. В последнем случае увеличивается шаг передвижки забойных конвейеров (ширина панели) и облегчаются условия отработки тупиков и врезка в новую вскрышную заходку. Далее порода поступает на передаточный конвейер 3, установленный на соединительной берме в торце карьера, с которого непосредственно или через межступный перегружатель доставляется на отвальный конвейер 4 и консольный отвалообразователь 5.

При аналогичных условиях в случае внешнего отвалообразования (рис.

32.2, б) порода с передаточного конвейера 3 через межступный перегружатель 6 подается на соединительный конвейер 7, расположенный на поверхности, а затем по отвальному конвейеру 4, транспортируется к отвалообразователю 5. В качестве межступных перегружателей могут использоваться консольные отвалообразователи или двухопорные конвейерные мосты.

В комплексе (см. рис. 32.2, а) одновременно передвигаются забойный и отвальный конвейеры, а в комплексе также и соединительный конвейер на поверхности. Поэтому при комплексе, показанном на рис. 32.2, б, объем вспомогательных работ весьма велик; несмотря на экономию, получаемую за счет уменьшения капитальных затрат на монтаж конвейеров, увеличиваются эксплуатационные расходы на дополнительную передвижку их и уменьшается производительность мощного оборудования из-за простоев.

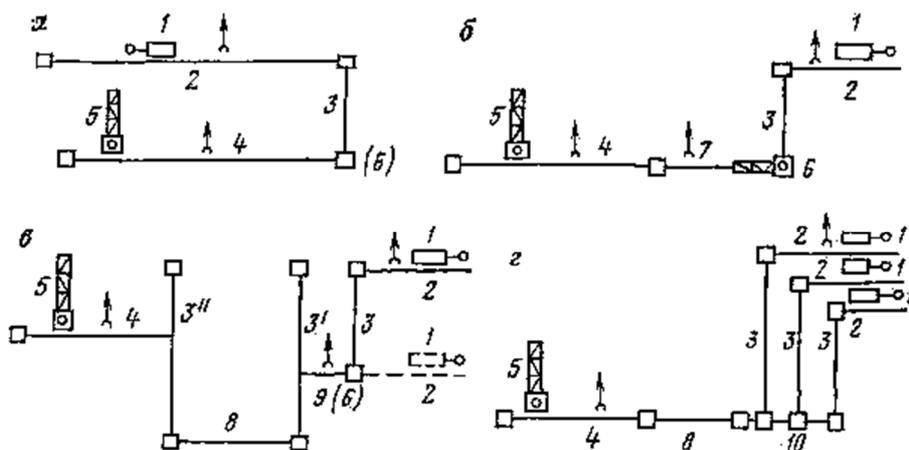


Рис. 32.2. Схемы транспортирования вскрышных пород конвейерами.

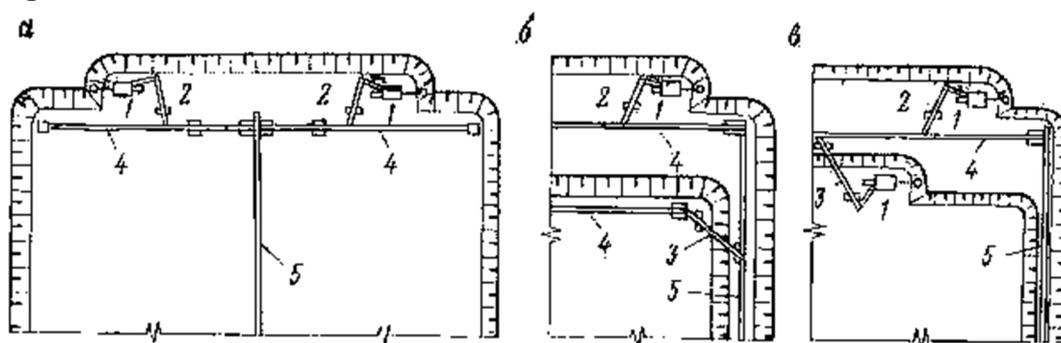
При внешнем отвалообразовании в случаях неодинаковых скоростей подвигания фронтов вскрышных и отвальных работ, разных направлений их развития, а также для снижения объема передвижки при значительной длине соединительных конвейеров на поверхности вместо них в комплекс включают (рис. 32.2, в) горизонтальный магистральный конвейер 8, передаточный конвейер 3'', монтируемый в торце отвала на кровле нижнего отвального уступа, и передаточный конвейер 3' на поверхности у торцевого контура карьера. Вместо межступных перегружателей в карьере и на отвале рационально использовать наклонные магистральные конвейеры 9.

При разработке мощной толщи покрывающих мягких пород несколькими уступами комплекс включает (рис. 32.2, г) сборочный наклонный магистральный конвейер 10, с которого порода поступает на горизонтальный магистральный конвейер 8.

При внутреннем отвалообразовании группирование грузопотоков

одинаковых (по месту разгрузки) пород осуществляется обычно путем установки общих передаточных (рис. 32.3, *а* и *б*) или забойных (рис. 32.3, *в*) конвейеров. При перемещении пород к различным пунктам разгрузки необходимо сохранять элементарные грузопотоки и иметь несколько забойных, передаточных и отвальных конвейерных линий. По этим причинам число забойных конвейерных линий может быть меньше и больше числа обслуживаемых рабочих горизонтов или равно ему (рис. 32.4).

Таким образом, комплекс оборудования может включать: забойные, передаточные, отвальные, магистральные, наклонные и горизонтальные конвейеры, забойные и межступенные перегружатели. Передвижка конвейерных линий обычно осуществляется турнодозерами. Забойные конвейеры комплектуются самоходными погрузочными бункерами, а отвальные — самоходными разгрузочными тележками. Отдельные конструкции передаточных конвейеров обладают телескопичностью, что позволяет сократить простои и обеспечить независимость передвижки смежных конвейеров.



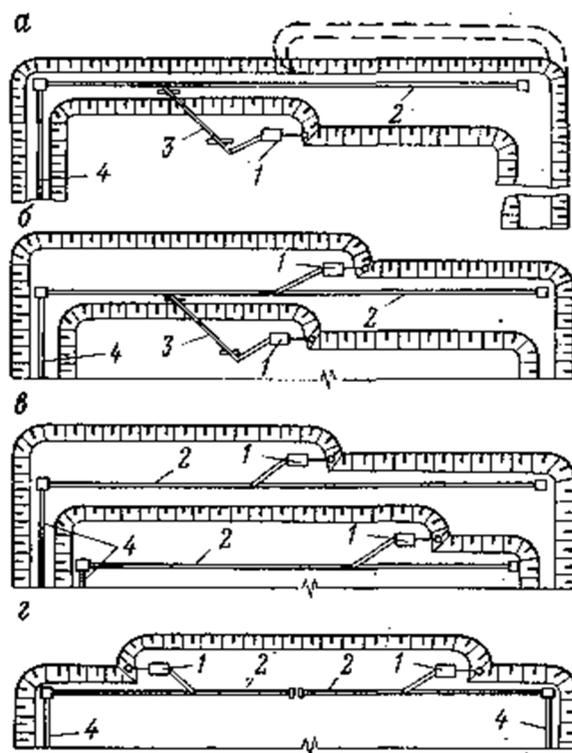
**Рис. 32.3** Схемы группирования грузопотоков при конвейерном транспорте:

1 — роторный экскаватор; 2 и 3 — соответственно забойный и межступенный перегружатели; 4 и 5 — соответственно забойный и передаточный конвейеры.

При перемещении вскрышных пород конвейерами во внутренние отвалы и наличии элементарных грузопотоков в случае равенства отметок горизонтов отвалообразования и рабочих площадок вскрышных уступов исключается установка дополнительных отвалообразователей или межступенных перегружателей.

Группирование грузопотоков, а следовательно, и горизонтов позволяет для их обслуживания применять один забойный, передаточный и отвальный конвейеры (см. рис. 32.4) или два забойных и один передаточный и отвальный конвейеры (см. рис. 32.3, *б*). При этих схемах экскавации снижаются как капитальные затраты на забойные и передаточные конвейеры, так и эксплуатационные расходы, в том числе на их передвижку; уменьшается число горизонтов и увеличивается высота уступов внутренних отвалов. Недостатком этих схем является наличие межступенных перегружателей.

Применяются и схемы экскавации, предусматривающие разработку высоких вскрышных уступов. Уступ разделяют на подуступы, которые обрабатывают с применением одного комплекса оборудования непрерывного действия, при этом сокращаются линейные параметры роторных экскаваторов, их масса и стоимость. Забойный конвейер в таком технологическом комплексе расположен на кровле нижнего подустапа. После отработки заходки нижнего подустапа в пределах всего или основной части фронта роторный экскаватор устраивает съезд с уклоном до  $5^\circ$  (соответственно в торце карьера или в пределах оставшейся части фронта нижнего подустапа) и выезжает на верхнюю площадку подустапа; перегружатель расположен на нижней площадке нижнего подустапа. Затем экскаватор обрабатывает заходку на верхнем подустапе, холостым ходом возвращается к ее началу, спускается по съезду на рабочую площадку нижнего подустапа и производит отработку съезда, после чего следует к месту врезки в новую заходку нижнего подустапа и начинает новый технологический цикл отработки.



**Рис. 32.4. Схемы экскавации при использовании комплексов ВКО:**

а — с разработкой уступа двумя подуступами одним роторным экскаватором; б - с разработкой подуступов отдельными экскаваторами при общем забойном конвейере; в - с разработкой отдельными уступами без группирования грузопотоков; г — с двумя экскаваторами и забойными конвейерами на уступе; 1 — роторные экскаваторы; 2 — забойные конвейеры; 3 — межуступные перегружатели; 4 — передаточный конвейер.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ ПРИ ПЕРЕМЕЩЕНИИ ГОРНОЙ МАССЫ АВТОТРАНСПОРТОМ ПРИ СПЛОШНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

### План:

1. Условия применения технологических комплексов с перемещением горной массы автотранспортом.
2. Схемы вскрытия при использовании автомобильного транспорта.

**Опорные слова:** песчано-гравийные и карбонатные месторождения, горизонтальная, пологая, поперечная, продольная, радиальная, поочередная разработка, схема вскрытия, ширина заходок и рабочих площадок, технологический комплекс, вышележащий горизонт, формирование, размещение породы во внутренних отвалах.

Технологические комплексы с перемещением горной массы автотранспортом широко применяются при разработке песчано-гравийных и карбонатных месторождений, а также при разработке горизонтальных и пологих рудных залежей и угольных пластов ограниченных размеров и неправильной конфигурации или при относительно выдержанных параметрах залегания, но неравномерном качестве руд. При больших расстояниях перевозок до потребителя характерно использование автомобильно-железнодорожного транспорта с устройством перегрузочных пунктов на поверхности или в торце карьера перед капитальной траншеей.

Система разработки поперечная (рис. 33.1), продольная (рис. 33.2), поперечно-продольная или радиальная с неправильной конфигурацией фронта и неравномерным подвиганием отдельных его участков. Отвалообразование внутреннее, внешнее или комбинированное. При разработке относительно мощных горизонтальных залежей отсыпка внутренних отвалов начинается после формирования нескольких добычных уступов и достижения почвы залежи (см. рис. 33.1, *а* и *б*).

При поочередной разработке рассредоточенных небольших залежей, являющихся участками одного карьерного поля или близлежащими карьерами, целесообразно для уменьшения размеров земельного отвода и сокращения расстояния перевозок вскрышные породы размещать в пределах отработанных участков или карьеров.

При автотранспорте возможна однобортовая продольная система

разработки вскрышных пород на пологих месторождениях с проведением разрезных траншей по контакту с висячим боком залежи (см. рис. 33.2), а для добычи полезного ископаемого применяется поперечная система разработки.

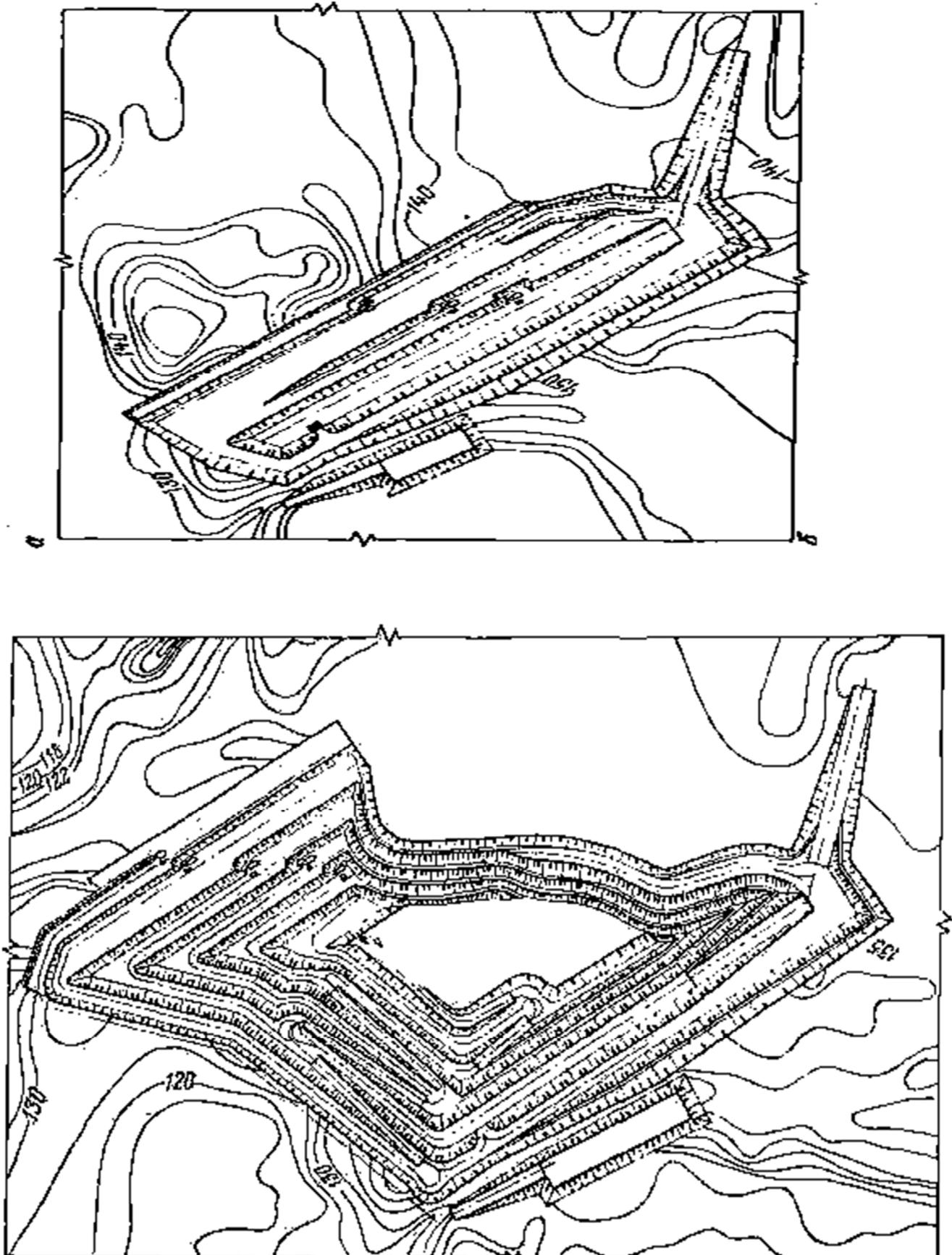
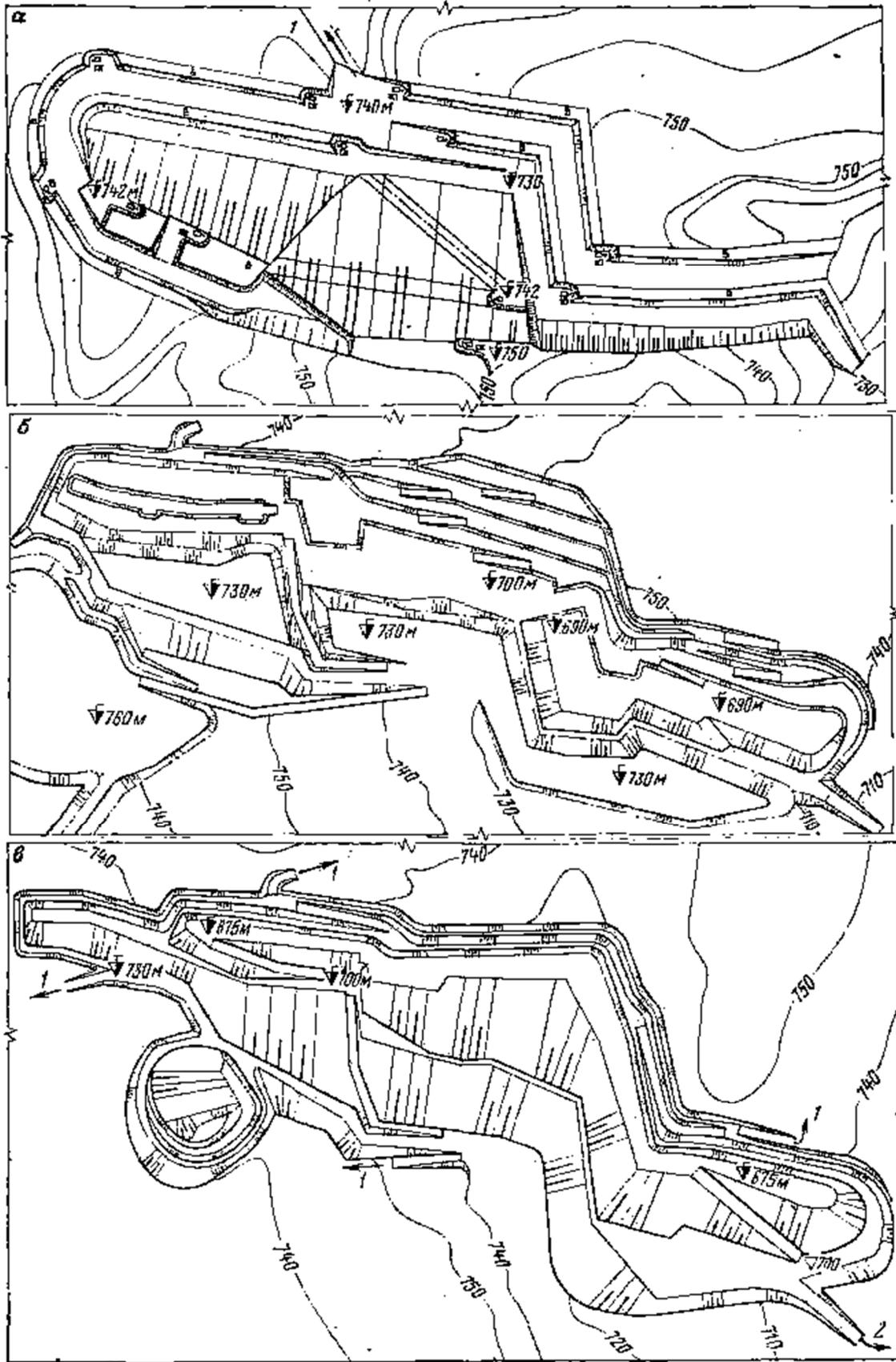


Рис. 33.1. Проектные схемы развития горных работ на песчано-гравийном карьере:  
а — при сдаче карьера в эксплуатацию; б — на 4-й год эксплуатации.



**Рис. 33.2. Проектные схемы развития горных работ на карьере:**

а, б и в — соответственно при сдаче карьера в эксплуатацию, на 5-й год эксплуатации, на конец отработки; 1 — на отвал; 2 — на промплощадку.

Схемы вскрытия в рассматриваемых технологических комплексах характеризуются большим разнообразием. Как правило, один-два верхних горизонта вскрываются внешней траншеей на фланге со стороны нерабочего борта карьера (см. рис. 33.1, 33.2). При относительно большом числе уступов (четыре-пять и более) и ограниченных размерах карьера в плане при разработке горизонтальных залежей трасса постоянных или полустационарных внутренних съездов обычно петлевая и располагается на одном-двух нерабочих бортах карьера, изменяясь до окончания углубления горных работ (см. рис. 33.1, *а* и *б*). При разработке вытянутых пологих залежей вскрышные горизонты вскрываются одной-двумя системами временных съездов по рабочему борту карьера (см. рис. 33.2) с транспортированием пород в рассредоточенные внешние отвалы; форма трасс таких съездов простая или петлевая в зависимости от числа трасс, длины фронта работ и числа горизонтов (см. рис. 33.2, *а*, *б* и *в*). Рабочие горизонты при разработке пологих залежей могут вскрываться и системой внутренних съездов по нерабочему борту карьера при отсутствии внутренних отвалов (см. рис. 33.2, *б* и *в*). С устройством съездов вскрывают как добычные, так и нижние вскрышные горизонты; число и положение их в плане и форма трассы зависят от угла падения залежи.

Ширина заходок и рабочих площадок, высота уступов, скорость подвигания фронта работ, производительность комплексов рассчитываются так же, как при углубочных системах разработки.

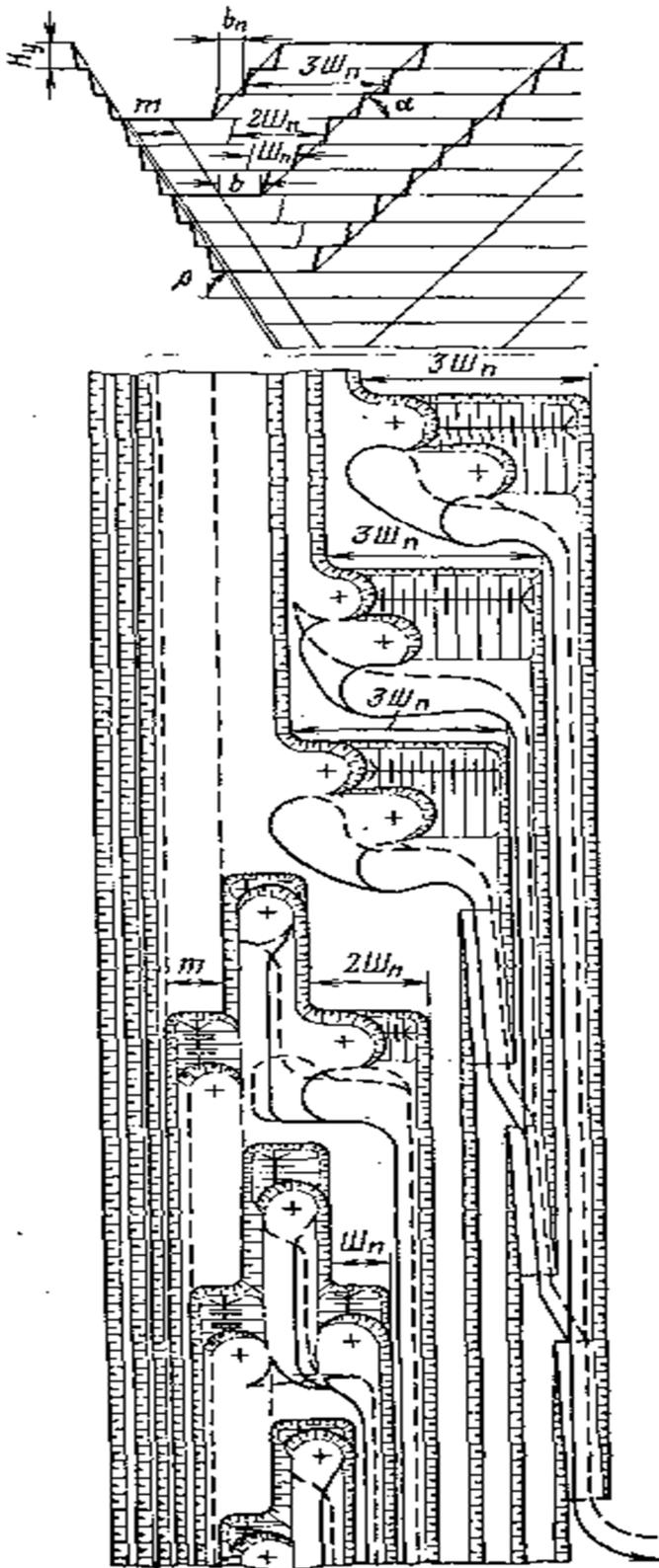
Технологический комплекс послойной отработки применяется и при разработке вытянутых крутых залежей большой протяженности (рис. 33.3). В пределах слоя применяется сплошная поперечная система разработки с опережающими разрезными траншеями на добычных горизонтах. Слой разделяют на несколько уступов. Вскрышные породы перемещают автотранспортом на внешние отвалы. Вскрытие рабочих уступов осуществляется системой полустационарных внутренних съездов.

Минимальная ширина (м) вскрышной панели на нижнем вскрышном горизонте слоя

$$Ш_{п} = H_{y}(\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \alpha) + b_{п},$$

где  $H_{y}$  — высота уступа, м;  $\beta$  — угол падения пласта, градус;  $\alpha$  — угол откоса уступа, градус;  $b_{п}$  — ширина предохранительной бермы, м.

На вышележащих горизонтах в пределах добычной зоны ширина вскрышных панелей увеличивается (с каждым горизонтом на величину  $Ш_{п}$ ). В пределах вскрышных зон ширина панелей остается неизменной (см. рис. 33.3). Применение такого технологического комплекса в благоприятных условиях позволяет уменьшить объем горно-капитальных работ и текущий коэффициент вскрыши в начале эксплуатации месторождения.



При поперечной однобортовой системе разработки вытянутых крутых залежей применяют и технологический комплекс с внутренним отвалообразованием, характерный для сплошных систем разработки. Основная часть вскрышных пород (после отработки части карьерного поля - карьера первой очереди с внешним отвалообразованием) может перемещаться на внутренние отвалы автотранспортом или иногда конвейерами. Карьер первой очереди углубляется до конечной проектной отметки.

По мере формирования внутренних отвалов и подвигания вскрышного фронта по простиранию соответственно подвигается фронт отвальных работ. Уступы обрабатывают одновременно на всех горизонтах карьера (рис. 33.4). Вскрышные породы перевозят автосамосвалами на погоризонтные отвалы по транспортным бермам.

Расстояниетранспортирования при этом сокращается, движение автотранспорта происходит без подъема,

грузопотоки рассредоточены и производительность автосамосвалов существенно увеличивается по сравнению с перевозками на внешние отвалы. Полезное ископаемое транспортируется на поверхность по внутренним полустационарным съездам на борту карьера со стороны висячего бока залежи. По мере подвигания фронта работ съезды поочередно засыпаются породой

внутреннего отвала соответствующего горизонта. К моменту ликвидации съезда на этом же горизонте должен быть подготовлен новый съезд (полутраншея). Фронт работ может быть сквозным или тупиковым.

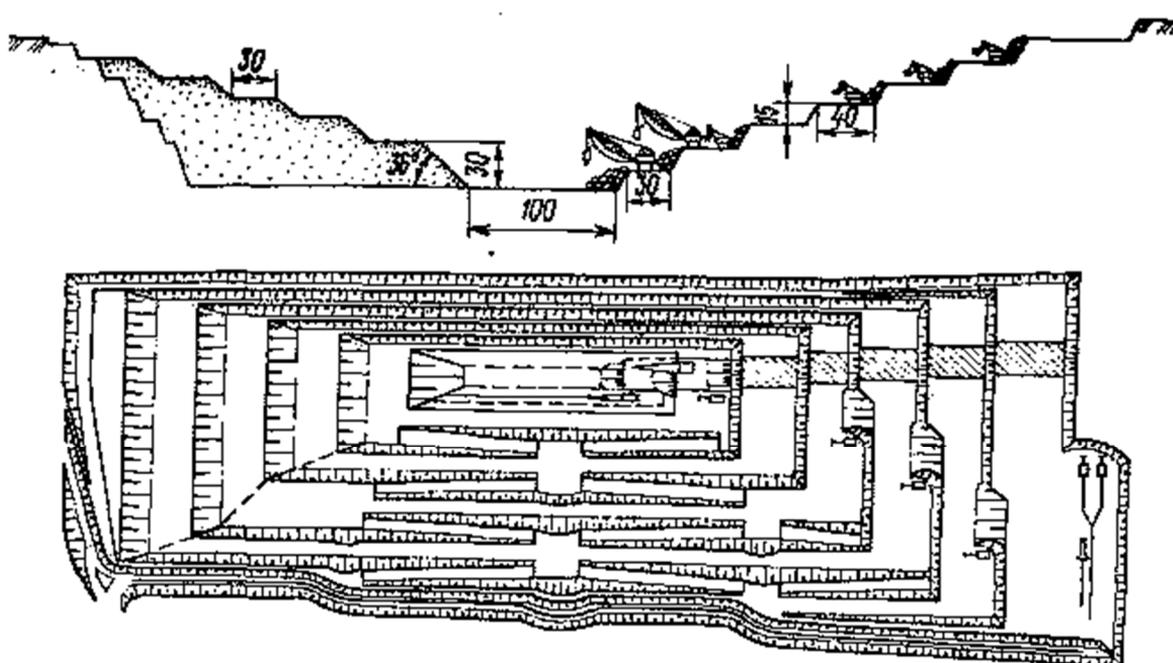


Рис.33.4. Схема разработки крутых залежей с внутренним отвалообразованием.

При подвигах фронта работ по простиранию залежи добыча полезного ископаемого и вскрышные работы на уступах попеременно чередуются и производятся одними и теми же экскаваторами. Вскрытые запасы полезного ископаемого обеспечиваются равномерным опережением вскрышными работами добычных на всех горизонтах. Требуемое опережение (м) по вскрыше на каждом уступе

$$B=Q_n/[(H_k-H_n)m\gamma_n\eta_n],$$

где  $Q_n$  — нормативные запасы, т;  $H_k$  — глубина карьера, м;  $H_n$  — мощность наносов, м;  $m$  — горизонтальная мощность вскрываемого пласта, м;  $\gamma_n$  — плотность полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>;  $\eta_n$  — коэффициент извлечения полезного ископаемого.

Необходимый объем готовых к выемке запасов на каждом уступе создается при опережении вскрышными работами добычных на одну-две заходки шириной 15—30 м. При одновременном ведении работ на всех горизонтах месторождения разрабатывают с более равномерным распределением во времени объемов вскрышных работ.

Полное размещение породы во внутренних отвалах возможно при условии

$$K_{cp} = 1 / [(K_{p.o} - 1) \gamma_{п}],$$

где  $K_{cp}$  — средний коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т;  $K_{p.o}$  — остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале (для полускальных пород при высоких отвалах  $K_{p.o} = 1,08 \div 1,15$ );  $\gamma_{п}$  — плотность породы, т/м<sup>3</sup>.

Для предотвращения оползней внутренних отвалов наносы, представленные увлажненными глинами, необходимо транспортировать на внешние отвалы или складировать на верхнем ярусе внутренних отвалов. Общий угол откоса внутренних отвалов (при высоте отвального яруса 15 м) обычно не превышает 17—18°.

Применение данного технологического комплекса целесообразно при разработке наклонных и крутых залежей на полную глубину (синклинальные складки и мульдообразные залежи с относительно небольшой глубиной залегания замковых частей, отдельные участки пластов, срезанные по глубине дизъюнктивными нарушениями), а также при отработке верхних горизонтов месторождений, разрабатываемых подземным способом, и на карьерах, подлежащих реконструкции, где использование внешних отвалов по тем или иным причинам неэкономично или невозможно.

## УГЛУБОЧНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ УГЛУБОЧНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ.

### План:

1. Форма и строение залежей.
2. Преобладающие типы и мощность пород.
3. Обводненность и температурный режим.
4. Рельеф поверхности.
5. Форма и размеры карьеров.
6. Условия производства и объемы горных работ.

**Опорные слова:** пластообразные, свиты пластов, изометрические, трубообразные, скальные полускальные, глубинный, высотно-глубинный, холмистый, трудность разработки, регулирование параметров системы разработки.

*Форма и строение залежей.* Пласты, пластообразные залежи и свиты пластов характерны для угольных, железорудных, апатитовых и фосфоритовых, меднорудных и других месторождений.

Изометрические залежи, в основном массивного и штокверкового типов, характерны для многих месторождений руд цветных металлов, железистых кварцитов, хризотил-асбеста и др. Трубообразные залежи характерны для алмазных месторождений. Разрабатываются также залежи переходных форм.

Большинство пластообразных залежей имеют четкие контакты, но неравномерное качество как по отдельным залежам, так и в пределах одной залежи по глубине и в плане. Многие месторождения, в первую очередь штокверкового типа (руды цветных металлов, хризотил-асбест, ряд руд химического сырья и т.д.), являются сложноструктурными, характеризуются отсутствием четких контактов залежей, многочисленными включениями пустых пород, наличием нескольких (до десятка и более) рудных тел сложной формы, неравномерным качеством руды на участках, расстояние между которыми измеряется несколькими метрами, и т. д. В целом для наклонных и крутых месторождений характерны многочисленные геологические нарушения, обуславливающие изменение пространственного положения, формы и размеров залежей, а также качества полезных ископаемых.

*Преобладающие типы и мощность пород.* На всех наклонных и крутых

месторождениях вскрышные породы — это в первую очередь покрывающие залежи наносы, вмещающие породы, прослой и включения. На угольных месторождениях вмещающие породы обычно полускальные и скальные (первого и второго классов по трудности разработки), а сам уголь является плотной или полускальной породой. Для многих рудных месторождений характерны метаморфизованные, осадочные и изверженные скальные вмещающие породы и полезные ископаемые с широким диапазоном изменения показателя трудности разработки пород ( $P_{тр}$  изменяется от 4—5 до 20 и более). Промерзшие полускальные и скальные (многолетнемерзлые) вмещающие породы и полезные ископаемые типичны для месторождений северных и северо-восточных районов.

Обычная мощность угольных пластов изменяется от нескольких до десятков метров; такой диапазон мощности характерен и для пластообразных залежей руд цветных металлов, минерального химического сырья, хризотил-асбеста и др. Мощность железорудных залежей изменяется от десятков до сотен метров.

Характерным является:

одновременная разработка пород с различными показателями  $P_{тр}$ , отличающимися на 3—5 категорий и более;

повышение трудности разработки пород с углублением карьера вследствие увеличения прочности и уменьшения трещинности пород даже одного минералогического состава.

Мощность покрывающих пород (в основном четвертичных отложений) обычно невелика (от нескольких метров до 30—40 м). В то же время во все большем масштабе в разработку открытым способом вовлекаются месторождения с мощностью покрывающих пород до 100 и даже 150 м. Покрывающие породы на таких месторождениях мягкие, плотные, разнородные и полускальные.

*Обводненность и температурный режим.* Месторождения глубинного и высотно-глубинного типов, как правило, обводнены (от одного до шести водоносных горизонтов). Отрицательный температурный режим многолетнемерзлых мягких, плотных и полускальных пород с глинистым скелетом неблагоприятно сказывается на выполнении технологических процессов и обеспечении устойчивости откосов отдельных уступов в летний период.

*Рельеф поверхности.* На выбор технологических решений (в основном по вскрытию, компоновке генплана) существенно влияет холмистый рельеф и особенно — сложный рельеф поверхности высокогорных месторождений. При этом он влияет на селе- и лавиноопасность и устойчивость отвалов, от него

зависит местоположение обогатительных фабрик и отвалов, а следовательно, и расстояние транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород, а также является исходным фактором при выборе порядка разработки нагорных месторождений, комплексов вскрышного и добычного оборудования, расположения приемных пунктов горной массы.

По мере развития горных работ на нагорных карьерах изменяется и рельеф поверхности, что определяет целесообразность в ряде случаев изменения вскрышного и добычного технологического комплексов.

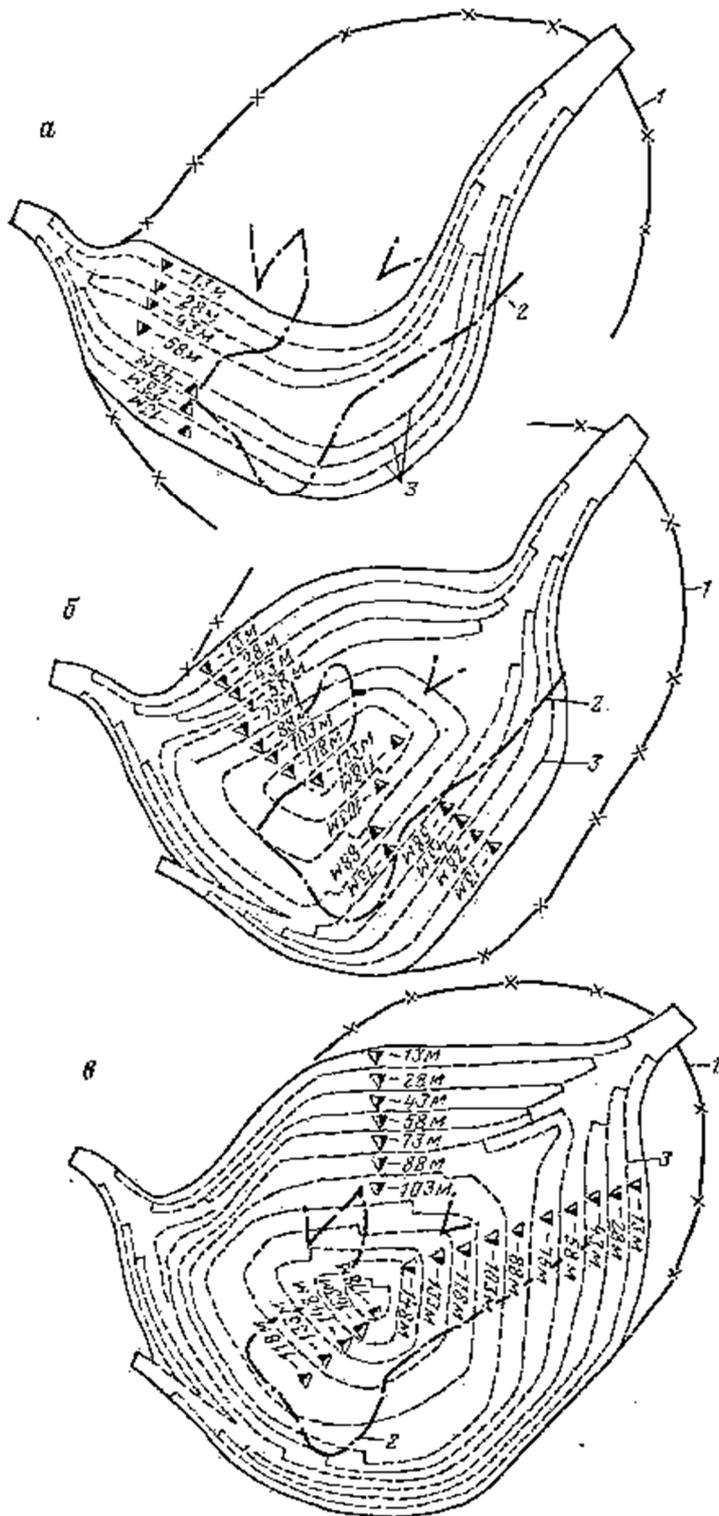
*Форма и размеры карьеров.* Конечные форма и размеры в плане карьера глубинного вида определяются его глубиной  $H_k$ , углами заложения нерабочих бортов  $\gamma_n$  и размерами залежи на уровне дна. Размеры карьерного поля могут ограничиваться: наличием участков, где мощность залежи меньше допустимой, либо участков с непромышленным содержанием полезных компонентов; наличием природных или искусственных преград; большим расстоянием между отдельными залежами месторождения.

Форма поверхностного контура глубоких карьеров обычно округлая, независимо от формы залежи в плане. В то же время форма и размеры контура каждого горизонта и карьера в целом в начальный период отработки месторождения определяются формой и размерами залежи и применяемой системой разработки (рис. 34.1) и в меньшей степени — размерами и формой конечных контуров отдельных горизонтов и карьерного поля в целом.

*Условия производства и объемы горных работ.* Для систематического углубления горных работ с определенной скоростью требуется подвигание фронта работ на всех вскрытых уступах с соответствующей скоростью. При любой системе разработки в карьере глубинного вида длина фронта работ каждого вышележащего уступа больше, чем нижележащего, так же как и конечные размеры уступов. Поэтому на верхних горизонтах должны выполняться большие объемы вскрышных работ и срок их отработки продолжительнее, чем нижележащих горизонтов. Одновременно нарезаются новые уступы, общее число рабочих уступов возрастает в течение длительного времени. В связи с этим увеличиваются и объемы вскрышных работ.

С углублением карьера возрастает трудность разработки пород, увеличивается высота подъема горной массы и расстояние перевозок вскрышных пород. Уменьшение размеров нижних горизонтов обуславливает стесненные условия работы комплексов оборудования, в первую очередь транспорта. Усложняется также управление качеством добытого полезного ископаемого, возрастает водоприток. Условия производства горных работ особенно усложняются при достижении карьером глубины 150—200 м и более.

Обеспечение плановых объемов добычи полезного ископаемого



**Рис. 19.1. Схемы изменения формы и размеров карьера и горизонтов по мере углубления горных работ:**

- а, б и в — этапы развития горных работ;
- 1 — конечный контур карьера;
- 2 — контур рудной залежи;
- 3 — контуры горизонтов.

достигается:

выбором добычных и вскрышных технологических комплексов, в наибольшей мере соответствующих природным и организационным условиям каждого этапа разработки и обеспечивающих преемственную связь между комплексами на смежных этапах и в период реконструкции карьера;

изменением схем вскрывающих трасс и способа вскрытия как с каждым новым этапом разработки (обычно при реконструкции карьера), так и в пределах одного этапа, соблюдая в целом принятую систему вскрывающих трасс;

регулированием параметров системы разработки с целью управления текущими объемами вскрышных работ как по этапам, так и в пределах этапов разработки.

## ВАРИАНТЫ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ, КОНСТРУКЦИИ И ПАРАМЕТРЫ БЕРМ ПРИ УГЛУБОЧНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

### План:

1. Варианты развития горных работ.
2. Транспортные бермы.
3. Предохранительные бермы.

**Опорные слова:** поперечная однобортовая, продольная двубортовая, продольная однобортовая, поперечная двубортовая, объем горно-капитальных работ, угол падения залежи, уступы нерабочего борта, соединительная берма, ширина кювета, транспортная полоса, полоса безопасности, призма обрушения, разнос нерабочих бортов, съезд.

В общем случае при разработке наклонного или крутого месторождения с параллельным подвиганием фронта в карьере возможны семь вариантов начального положения и направления развития горных работ (рис. 35.1): варианты 1 и 2 характеризуют применение поперечной однобортовой системы разработки, 3 и 4 – продольной двухбортовой, 5 и 6 – продольной однобортовой, 7 – поперечной двухбортовой систем разработки. Для каждого варианта характерны определенные способы вскрытия и режим горных работ.

Варианты 1 и 2 в простейших условиях разработки равноценны по объему вскрышных работ и способу вскрытия. В обоих случаях вскрывающие выработки и соответствующие транспортные коммуникации являются стационарными.

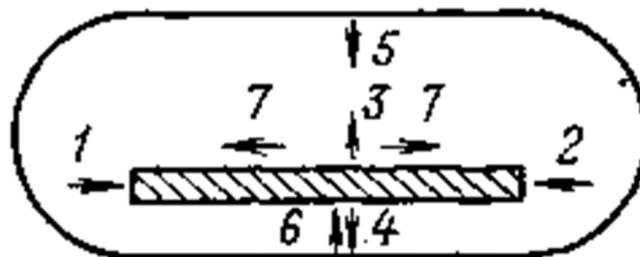


Рис. 35.1. Схемы вариантов начального положения и развития горных работ

При вариантах 3 и 4 объемы горно-капитальных работ небольшие, но условия эксплуатации транспорта сложные, так как вскрывающие выработки

являются нестационарными по крайней мере для группы нижних рабочих горизонтов. Разрезную траншею можно проводить по вмещающим породам со стороны висячего или лежащего бока залежи или по залежи. В первом случае облегчается раздельная разработка полезного ископаемого, уменьшаются его потери и разубоживание; проведение таких траншей обязательно при продольных системах разработки маломощных (до 30–40 м) залежей. При разработке мощных залежей (200 м и более) чаще проводят разрезные траншеи по залежи вблизи ее лежащего бока для достижения более равномерного режима вскрышных работ и ускорения перевода временных съездов в постоянные.

Развитие горных работ по варианту 5 связано с выполнением от контура карьера со стороны висячего бока залежи больших объемов горно-строительных работ, а следовательно, и с большими капитальными затратами и продолжительным сроком строительства карьера.

При углах падения залежи  $\beta$  до 30–35° при варианте 6 развития работ непосредственно от лежащего бока залежи стационарные съезды можно устраивать на нерабочем борту карьера (с углом  $\gamma_n$ ) без дополнительного его разноса ( $\gamma_n \leq \beta$ ).

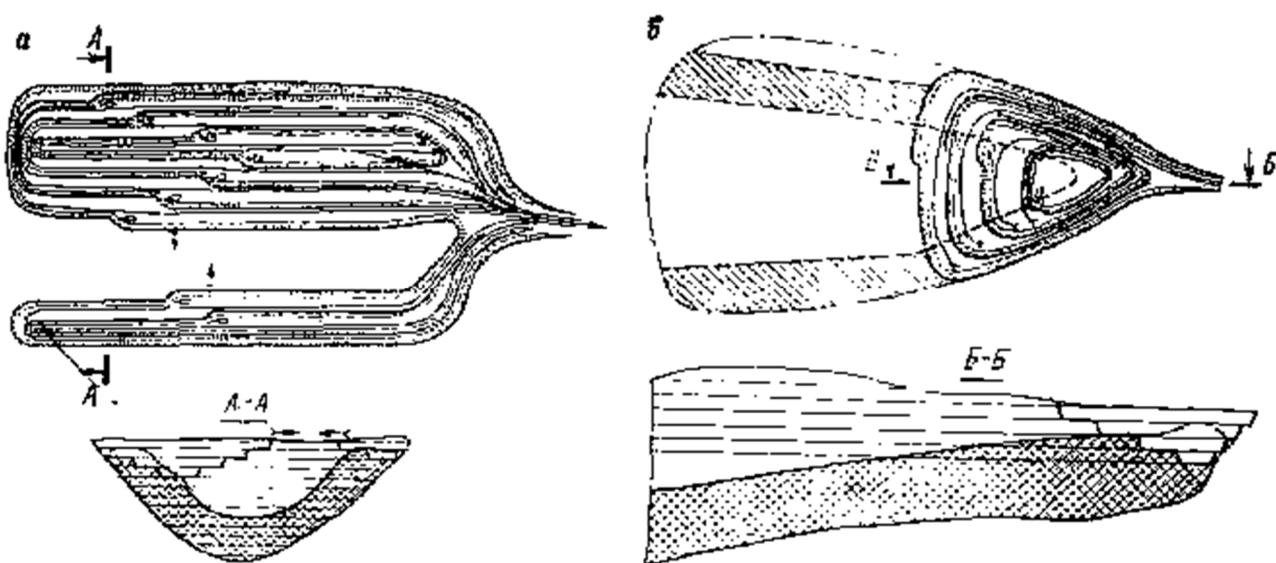
При наклонных вытянутых залежах горные работы развиваются чаще всего по варианту 6 – от лежащего бока залежи с использованием продольной однобортовой системы разработки.

С увеличением угла падения залежи ( $\beta > \gamma_n$ ) объем вскрышных (горно-капитальных) работ в начальный период разработки по варианту 6 увеличивается (см. рис. 35.1). Поэтому на крутых месторождениях горные работы развивают от середины карьерного поля к висячему и лежащему бокам залежи по вариантам 3 и 4 с использованием продольной двухбортовой системы разработки. Оработку вскрышных пород со стороны ее висячего бока можно вести равномерно при меньшем числе экскаваторов или форсированно для ускоренного ввода стационарных вскрывающих выработок.

При весьма вытянутых карьерных полях и применении автотранспорта, а также скиповых подъемников иметь излишний фронт горных работ невыгодно из-за больших объемов горно-капитальных работ и протяженности транспортных коммуникаций. В этом случае возможно применение вариантов поперечных систем разработки. При поперечном расположении и двустороннем развитии фронта (вариант 7) характерны относительно небольшие объемы горно-капитальных работ и расстояния транспортирования по горизонтам – соответственно на 20–40 и 30–40 % меньше, чем при продольной однобортовой системе разработки. Однако при применении поперечной двухбортовой системы разработки необходимо обеспечить высокие скорости

подвигания и углубления горных работ, иметь повышенные уклоны внутрикарьерных дорог и иногда сооружать крутые траншеи, оборудованные наклонными подъемниками. При использовании автотранспорта возможна поперечно-продольная система разработки.

Мульдообразные залежи в большинстве случаев начинают разрабатывать с крыльев залежи с подвиганием фронта вкрест простирания (рис. 35.2, а), что позволяет уменьшить в начальный период объемы вскрышных работ. Система разработки в этом случае продольная двухбортовая. При разработке мульд возможно также подвигание фронта работ по простиранию (рис. 35.2, б), что улучшает условия устойчивости бортов и иногда допускает частичное размещение пород во внутренних отвалах.



**Рис. 35.2. Продольная двухбортовая (а) и поперечная однобортовая (б) системы разработки мульдообразных залежей.**

При разработке относительно коротких рудных тел, когда карьер с самого начала имеет округлую форму в плане, а также многих месторождений строительных горных пород возможно радиально-круговое развитие горных работ на каждом горизонте от середины во все стороны; подготовка горизонтов осуществляется котлованами. Круговое развитие горных работ на горизонтах целесообразно также при разработке залежей, приуроченных к куполообразной возвышенности, при этом направление развития горных работ – от границ карьерного поля к центру. Применение кольцевой центральной и поперечно-продольной систем разработки позволяет в короткие сроки добиться высокого темпа углубления горных работ, при минимальном объеме горно-капитальных работ достичь залежи и начать добычные работы, уменьшить объемы вскрышных работ в первый эксплуатационный период разработки. При полном развитии горных работ дальнейшее применение этих систем не всегда дает

положительные технико-экономические результаты.

При крутых и относительно коротких в плане залежах принципиально возможно веерное развитие горных работ на рабочих горизонтах с использованием веерно-рассредоточенной системы разработки. При этом, как правило, трасса вскрывающих выработок является стационарной или полустационарной и имеет спиральную форму. Ось веера для каждого горизонта располагается в пункте примыкания горизонтального участка трассы к вскрывающей траншее. Веерная рассредоточенная система разработки характеризуется специфическими особенностями.

Во многих случаях при рациональной разработке месторождений в сложных условиях необходимо применять на различных участках разные системы или отдельные варианты систем в зависимости от изменений горно-геологических условий и масштаба горных работ. Довольно часто по мере развития горных работ на карьере оказывается целесообразным последовательное (реже одновременное) применение различных систем разработки.

### Конструкции и параметры берм

Уступы нерабочего борта карьера разделяются площадками (бермами) – транспортными, и предохранительными.

Транспортные (соединительные) бермы соединяют капитальные траншеи с рабочими горизонтами на соответствующих уступах. Эти бермы всегда горизонтальные при отработке карьерного поля горизонтальными слоями. Минимальная ширина транспортной бермы  $B_T$  (рис. 35.3) складывается из ширины кювета  $K$  ( $K=0,5\div 0,7$  м), транспортной полосы  $T$  и полосы безопасности  $Z$  (ширина призмы возможного обрушения). В легко выветриваемых породах ширина полосы безопасности со стороны выработанного пространства составляет не менее 2–4 м и, кроме того, предусматривается площадка под осыпь шириной 4–6 м.

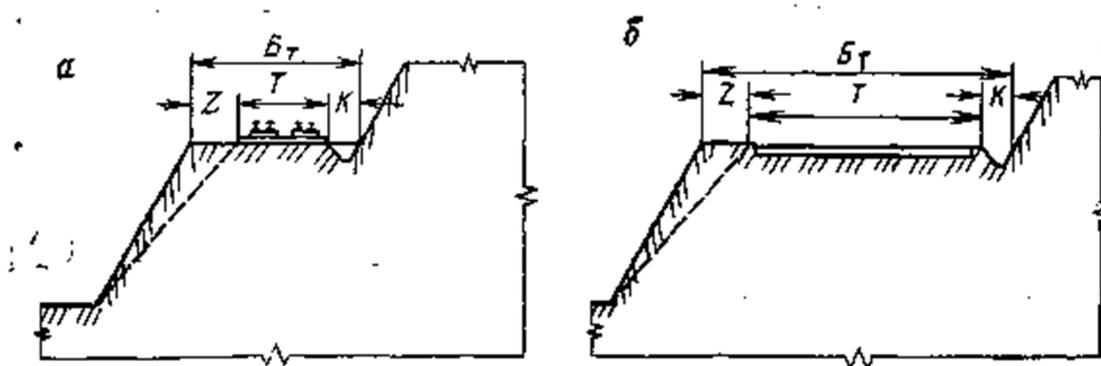


Рис. 35.3. Элементы соединительных берм:

а и б – соответственно при железнодорожном и автомобильном транспорте

При железнодорожном транспорте  $T$  равняется 3 м при одном и 7,5 м при двух путях. При автотранспорте ширина проезжей части и обочин автодорог при двухполосном движении составляет 11, 13, 15, 18, 22 и 30 м соответственно для автосамосвалов грузоподъемностью 10–12, 27–30, 40–45, 65–75, 100–120 и 160–180 т. При тягачах с полуприцепами  $T$  возрастает на 1–2 м. Часто на обочине автодороги устраивают ограждение в виде породного вала высотой 0,7–1,2 м, а при грузоподъемности более 75 т – до 3,5 м.

Общая ширина транспортной бермы при одном железнодорожном пути должна быть не менее 6,5 м, а при двух путях – 10,6 м; практически ширина берм принимается не менее 8 и 12–14 м. При автосамосвалах грузоподъемностью 27 и 40 т ширина транспортных берм на карьерах равна 16–18 м, а для более мощных – до 30 м.

Съезды (полутраншеи), проводимые по нерабочим бортам, по сути дела являются наклонными транспортными бермами, поэтому ширина их определяется так же, как и соединительных берм.

*Предохранительные бермы* служат для уменьшения угла заложения борта карьера и повышения его устойчивости. Ширина и расположение предохранительных берм (на каждом или через два-три уступа) устанавливаются исходя из принятых углов откосов нерабочих бортов и уступов.

При погашении бортов целесообразно применять специальные методы взрывания. Если углы падения породных слоев больше  $26\text{--}30^\circ$ , то откосы погашенных уступов должны совпадать с их контактами.

В скальных породах желательно отстраивать нерабочий борт со сдвоенными и строенными уступами (высота 30–45 м) при более пологих откосах и ширине предохранительных берм 10–15 м.

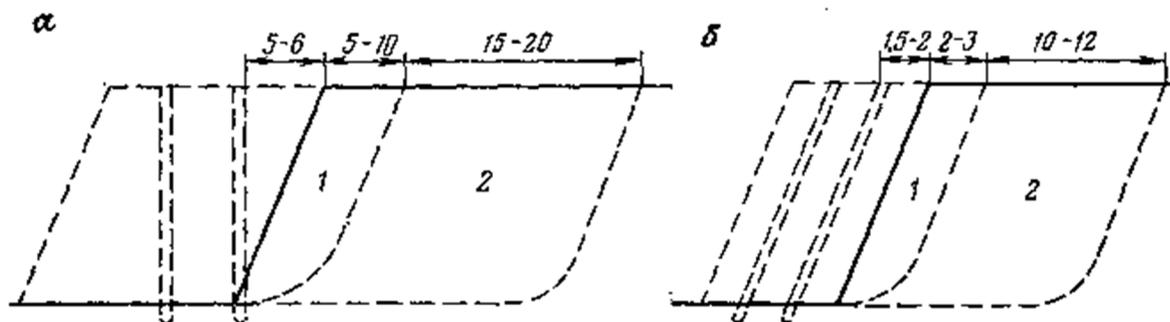
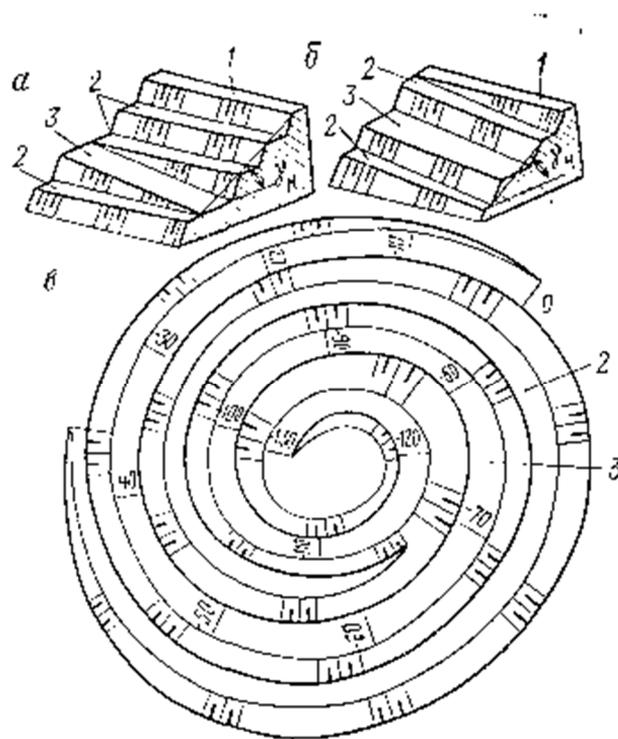


Рис. 36.4. Зоны нарушения уступа при взрывании вертикальных (а) и наклонных (б) скважинных зарядов:  
1 – зона заколов; 2 – зона сотрясения.

Широкие предохранительные бермы на каждом уступе ( $H_y \geq b \geq 0,5H_y$ ) характерны для мягких водонасыщенных пород, а при скальных породах – если конечное положение борта окончательно не установлено.

Устройство съездов и при устойчивых бортах ведет к их выполаживанию (рис. 35.5, *a*) и росту объема вскрышных пород в контурах карьера. Увеличение угла откоса нерабочего борта может быть достигнуто при его отстройке с наклонными предохранительными бермами, продольный уклон которых равен уклону съездов (рис. 35.5, *б*). Основным недостатком таких конструкций – удорожание горных работ при сооружении наклонных берм по сравнению с горизонтальными (не менее чем на 20–25%). Такие нерабочие борта целесообразны в основном в глубоких карьерах округлой формы при их относительно небольших размерах в плане и при спиральной трассе стационарных съездов (рис. 35.5, *в*). Наклонные предохранительные бермы можно использовать для перегонов горного оборудования между уступами, а при краткосрочной эксплуатации – также для транспортирования горной массы.



**Рис. 35.5. Схемы бортов с горизонтальными и наклонными предохранительными бермами:**

1 – дневная поверхность; 2 – предохранительные бермы; 3 – съезд.

## ВСКРЫТИЕ ВНЕШНИМИ КАПИТАЛЬНЫМИ ТРАНШЕЯМИ

### План:

1. Требуемая пропускная способность трассы вскрывающих выработок.
2. Основные экономические показатели выполнения объема работ по вскрытию и подготовке горизонта.
3. Варианты глубины заложения внешних траншей.

**Опорные слова:** пропускная способность, трасса, коэффициент резерва, грузооборот, рабочий уступ, продолжительность работы карьера, экономические показатели, объем горно-подготовительных работ, удельные затраты, объем горно-эксплуатационных работ, заложение.

Требуемая пропускная способность трассы вскрывающих выработок (поездов/сут)

$$N_T = \frac{fW_c}{V_c} = \frac{fL_{\phi.y}H_yN_yv_{\phi}}{V_cT_p},$$

где  $f$  – коэффициент резерва ( $f=1,2\div 1,25$ );  $W_c$  – среднесуточный грузооборот рабочих горизонтов, обслуживаемых одной трассой,  $\text{м}^3$ ;  $V_c$  – вместимость состава (в плотном теле),  $\text{м}^3$ ;  $L_{\phi.y}$  – средняя длина фронта работ уступа, м;  $N_y$  – число рабочих уступов, обслуживаемых данной трассой;  $v_{\phi}$  – скорость подвигания фронта горных работ, м/год;  $T_p$  – продолжительность работы карьера в году, сут.

При вскрытии рабочих горизонтов внешними капитальными траншеями обеспечивается высокая пропускная способность трассы, а также независимое проведение капитальных траншей от ведения горных работ в карьере, в результате чего сокращается срок строительства карьера и грузопотоки разделяются уже в начальный период его эксплуатации. Однако с возрастанием глубины внешней траншеи  $H$  ее объем увеличивается пропорционально  $H^2$  и  $H^3$ , а это, в свою очередь, ограничивает конечную  $H$ .

Варианты различной глубины заложения внешних траншей, обеспечивающие требуемый грузооборот карьера и производительность экскаваторов, сравниваются по капитальным и эксплуатационным затратам с учетом срока строительства карьера. Если глубина заложения внешней траншеи ограничивает производственную мощность карьера, это должно учитываться

при технико-экономических расчетах.

Одним из основных экономических показателей выполнения определенного объема работ по вскрытию и подготовке горизонта являются амортизационные затраты (сум/м<sup>3</sup>) на горно-строительные работы, отнесенные к 1 м<sup>3</sup> эксплуатационных работ:

$$C_a = \frac{V_{г.п} C_{г.п}}{V_{г.э}},$$

где  $V_{г.п}$  – объем горно-подготовительных работ, м<sup>3</sup>;  $C_{г.п}$  – удельные затраты на горно-подготовительные работы, сум/м<sup>3</sup>;  $V_{г.э}$  – объем горно-эксплуатационных работ, м<sup>3</sup>.

При вскрытии внутренними траншеями амортизационные затраты на горно-подготовительные работы (сум/м<sup>3</sup>) определяются по выражению

$$C'_a = \frac{V_{г.п} C_{г.п} + V_p C_p}{V_{г.э}},$$

где  $V_p$  – объем дополнительного разноса борта, м<sup>3</sup>;  $C_p$  – удельные затраты на горно-эксплуатационные (вскрышные) работы, сум/м<sup>3</sup>.

При вскрытии системой внешних траншей одновременно нескольких горизонтов строительные объемы верхних траншей (а следовательно, и затраты на них) относят только к соответствующим объемам горной массы вскрываемого горизонта, за исключением последней по глубине и наибольшей по объему траншеи, пути которой далее переходят во внутренние траншеи. Ее строительный объем распределяется на объем горной массы как вскрываемого, так и нижерасположенных горизонтов.

Таким образом, внешние траншеи могут иметь более глубокое заложение при больших размерах карьерного поля в плане, главным образом вкост простирания залежи, и большой конечной глубине карьера.

При заложении внешней траншеи глубиной  $H$  в направлении к пунктам приема горной массы уменьшается общее расстояние перевозок по сравнению со вскрытием внутренними траншеями, что особенно важно при применении автотранспорта.

При высоте уступа  $H_y=10\div 15$  м, небольших размерах карьера и объемах грузопотоков конечная глубина внешней траншеи  $H$  составляет 15–20 м.

Для средних и крупных по размерам карьеров  $H$  составляет соответственно 25–30 и 40–50 м.

При вскрытии траншеями смешанного заложения по техническим условиям трассирования увеличение глубины внешней траншеи на один горизонт целесообразно, если при этом упростится трасса, например, сократится один тупик до нижнего горизонта, вскрываемого внутренними

траншеями. В этом случае экономия по эксплуатационным расходам значительно превысит дополнительные затраты на углубление внешней траншеи.

При разработке залежей, выходы которых под наносы имеют ограниченное простирание, размеры карьера в плане в первый период относительно небольшие. Внутреннее заложение капитальных траншей со стороны лежащего бока при таких условиях может не обеспечить требуемой провозной способности трассы или связано с большим дополнительным разном бортов для укладки тупиков и петлевых соединений. В этих случаях углубляют внешние траншеи до 60–80 м, что позволяет быстрее вскрыть залежь и значительно улучшить соотношение объемов вскрышных и добычных работ в первый период существования карьера. При этом общий объем горно-строительных работ к моменту сдачи карьера в эксплуатацию увеличивается, но уменьшается необходимое опережение вскрышных работ на верхних уступах.

На крупных карьерах при большой (более 80 м) мощности малоустойчивых наносов глубина внешних траншей может быть увеличена, если ими непосредственно вскрывается залежь полезного ископаемого. При таком решении обеспечивается большой грузооборот карьера, разделяются грузопотоки полезного ископаемого и вскрышных пород и повышается надежность транспортной схемы.

Характерным для разработки месторождений с мощной толщей покрывающих пород (80–200 м) является строительство карьера первой очереди («начального карьера») при ограниченных размерах его по дну и поверхности с целью уменьшения объема горно-капитальных работ. При этом в период строительства необходимо отстроить участок нерабочего борта (по конечному или промежуточному контуру карьера) для размещения внутренней трассы. Создание такого борта является обязательным при вскрытии добычных горизонтов крутой траншеей для работы комбинированного, например, автомобильно-конвейерно-железнодорожного транспорта. Создание «полустационарных» внешних траншей позволяет ускорить строительство карьера и освоение его мощности, а также уменьшить объем вскрышных работ в первый период эксплуатации.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА “Горное дело”**

**Методические указания**

**для выполнения практических работ**

**По дисциплине**

**“Процессы и технология  
открытых горных работ”**

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1.

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ТРУДНОСТИ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ ОСНОВНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

**Цель работы** - получить навыки по определению показателя трудности разрушения породы, экскавации и транспортирования.

Определить, по В.В.Ржевскому, общие показатели трудности осуществления основных производственных процессов.

**Дано:** предел прочности горной породы при сжатии, сдвиге и растяжении соответственно равны:  $\sigma_{сж} = 160$  МПа,  $\sigma_{сдв} = 45$  МПа,  $\sigma_{раст} = 25$  МПа; пластичность породы  $\gamma = 33 \frac{\text{Н}}{\text{дм}^3}$  ( $\gamma = 3.3 \frac{\text{Т}}{\text{м}^3}$ ); коэффициент, учитывающий трещиноватость горной породы,  $K_T = 1,04$ ; влажность перевозимой породы  $W = 0,09$ ; температура воздуха  $t = 15$  °С; продолжительность транспортирования породы  $T \approx 0,97$  час ; содержание в породе глинистых частиц  $n = 0.1$ ; средний размер кусков породы (в развале) в транспортном сосуде  $d'_{ср} = 0,37$  м; коэффициент разрыхления породы в развале  $K_p = 1,12$ .

#### Решение:

1. Общий показатель трудности разрушения породы

$$\begin{aligned} P_p &= 0,05 [K_T (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma g] = \\ &= 0,05 [1,04(160 + 45 + 25) + 3,3 \cdot 9,8] = 13,6. \end{aligned}$$

По трудности разрушения породы относятся к III классу - скальные породы средней трудности разрушения. При  $P_p = 13,6$  подготовка пород к выемке осуществляется взрывным способом.

2. Относительный показатель трудности бурения породы :

$$P_b = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma g) = 0,07(160 + 45 + 3,3 \cdot 9,8) = 16,6$$

По трудности разрушения породы относятся к IV классу буримости - весьма труднобуримые. При  $P_b = 16,6$  бурение скважины осуществляется станками шарошечного вида.

3. Удельный эталонный расход взрывчатых веществ (формула 5.5 (27)):

$$\begin{aligned} q_{э} &= 0,2 [(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma g] = \\ &= 0.2 [(160 + 25 + 45) + 3.3 \cdot 9.8] = 52.5 \text{ г/м}^3 \end{aligned}$$

4. Относительный показатель трудности экскавации (для взорванных пород)

$$P_э = 0,022 \left( A + \frac{10A}{K_p^9} \right) = 0,022 \left( 164,66 + \frac{10 \cdot 164,66}{1,12^9} \right) = 16,7$$

где  $A = 10\gamma g d_{cp} + \sigma_{сдв} = 10 \cdot 3,3 \cdot 9,8 \cdot 0,37 + 45 = 164,66$

Разрушенные взрывом породы относятся к IV классу экскавируемости горных пород. При  $P_э = 16,7$  выемочно - погрузочные работы необходимо осуществлять экскаваторами типа ЭКГ.

5. Относительный показатель трудности транспортирования пород (взорванных):

$$P_T = 0,06\gamma + 5d_{cp}^l A + 20WnBC =$$

$$= 0,06 \cdot 3,3 + 5 \cdot 0,37 \cdot 5,5 + 20 \cdot 0,09 \cdot 0,01 \cdot 1,3 \cdot 1 = 10$$

где  $A = 1 + 0,1\sigma_{сдв} = 1 + 0,1 \cdot 45 = 5,5;$

$$B = 1 + \lg(T + 1) = 1 + \lg(0,97 + 1) = 1,3;$$

$C = 1 + 0,025 \cdot t = 1$  ( $t$  - температура воздуха, которая учитывается при  $t \leq 0^\circ C$ ).

По трудности транспортирования породы относятся к V классу - весьма транспортируемые; целесообразно применение железнодорожного транспорта.

### Исходные данные для решения практической работы

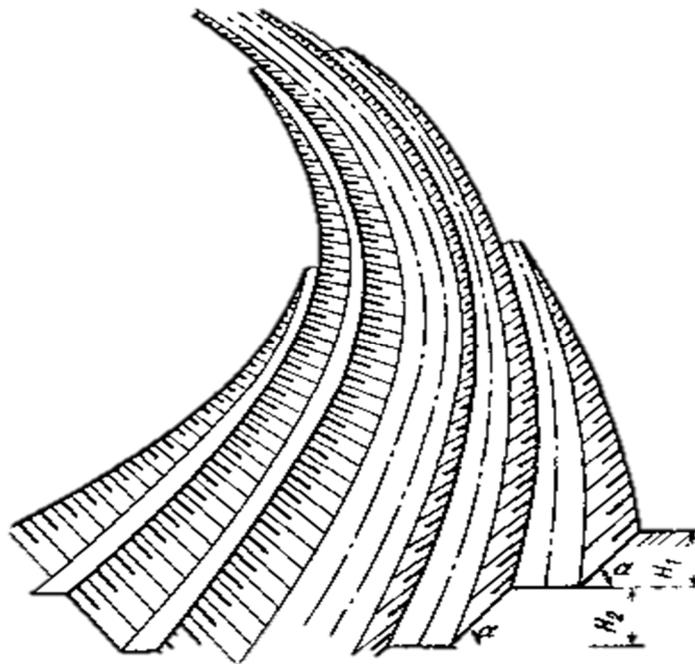
н/в	$\sigma_{сж},$ МПа	$\sigma_{сдв},$ МПа	$\sigma_{раст},$ МПа	$\gamma,$ $\frac{T}{M^3}$	$K_T$	$t, ^\circ C$	$W$	$T,$ час	$n$	$d'_{cp},$ м	$K_p$
1	150	50	30	2,8	1,06	20	0,1	1	0,2	0,37	1,1
2	140	40	35	3	1,08	15	0,2	0,8	0,3	0,5	1,3
3	145	45	35	3,2	1,1	25	0,4	0,9	0,5	0,4	1,2
4	160	50	30	2,8	1,2	20	0,5	1	0,2	0,3	1,1
5	145	40	35	3	1,08	15	0,2	0,8	0,5	0,4	1,2
6	135	45	35	3,2	1,1	25	0,4	0,9	0,2	0,3	1,1
7	150	40	35	3	1,2	20	0,5	1	0,2	0,3	1,1
8	155	45	35	3,2	1,06	20	0,1	1	0,2	0,37	1,1
9	140	50	30	2,8	1,08	15	0,2	0,8	0,3	0,5	1,3
10	145	40	35	3	1,1	25	0,4	0,9	0,5	0,4	1,2

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2.

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КАПИТАЛЬНОЙ ТРАНШЕИ

**Цель работы** – получить навыки по расчету параметров капитальной траншеи.

Траншеями называются открытые горные выработки значительной длины при относительно небольших поперечных размерах. По назначению они делятся на капитальные и разрезные. Капитальные траншеи обеспечивают доступ от поверхности земли к месторождению, а разрезные создают фронт работ для выемки полезного ископаемого или вскрышных пород

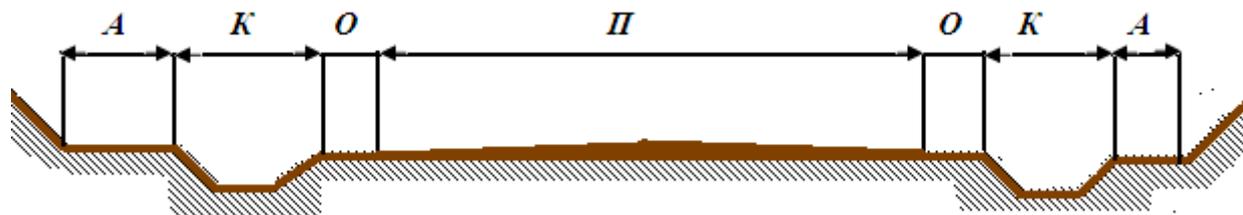


**Рис.2.1. Общий вид капитальной траншеи:**  $R$  - ширина дна траншеи;  $\alpha$  - угол откоса борта траншеи;  $H_1$  – глубина траншеи;  $H_2$  - высота одного уступа

Основными параметрами траншеи являются: размеры и форма поперечного сечения, продольный уклон, глубина и длина (рис. 2.1).

Капитальные траншеи, расположенные на ровной поверхности, имеют трапециевидное сечение, а траншеи, расположенные на косогоре, часто имеют в поперечном сечении форму, приближающуюся к треугольнику. Капитальные траншеи, вскрывающие несколько уступов,

имеют сложную ступенчатую форму.



**Рис.2.2. Поперечное сечение капитальной траншеи**

Углы откосов бортов капитальных траншей зависят от степени устойчивости пород. В крепких скальных породах они принимаются равными  $65\text{--}75^\circ$ , а в скальных трещиноватых —  $55\text{--}60^\circ$ , в осадочных породах (песчаники, известняки, аргиллиты) - от  $35$  до  $55^\circ$ , а в слабосвязных глинистых — от  $25$  до  $40^\circ$ .

Ширина траншеи понизу (рис.2.2) определяется двумя условиями: конструкцией и размерами транспортного пути и безопасным расположением оборудования при проведении траншеи.

Ширина траншеи понизу при железнодорожном транспорте включает следующие элементы: *A* — обрез, *K* — кювет, *O*—площадку для установки опор, *П* — проезжую часть, *З* — земляное полотно, *Л* — лоток.

Ширина обреза *A* в рыхлых породах  $1$  м, в скальных—  $0,5$  м; ширина кювета поверху в рыхлых породах  $1,65$  м, в скальных  $1$  м. Контактная опора занимает площадку шириной  $0,4$  м и располагается на расстоянии  $C_k = 3,7$  м от оси ближайшего пути. Расстояние между осями путей  $C_n$  изменяется от  $4,1$  до  $5,3$  м в зависимости от их числа и грузоподъемности думпкара. Для думпкаров грузоподъемностью  $180$  т и более расстояние между осями путей в траншее составляет: при двухпутных линиях —  $5$  м, при многопутных —  $5,3$  м. Минимальная ширина дна траншеи при двухпутном железнодорожном пути составляет  $14\text{--}15$  м.

При автомобильном транспорте между кюветом и проезжей частью дороги оставляют обочины шириной  $0,5\text{--}1$  м. Ширина проезжей части *П* в зависимости от числа полос движения и грузоподъемности автосамосвалов изменяется от  $4,5$  до  $20$  м. При двухполосном движении и грузонапряженности более  $15$  млн т в год она составляет  $12,5$ ;  $15,5$ ;  $17$  и  $20$  м для автосамосвалов грузоподъемностью соответственно  $40\text{--}45$ ,  $65\text{--}75$ ,  $100\text{--}120$  и  $160\text{--}180$  т.

В климатических зонах с обильными снегопадами ширину

траншей необходимо увеличивать на 7—10 м для создания резервных полос движения снегоочистителя и для временного складирования снега.

Поперечное сечение траншеи должно обеспечивать безопасное нахождение в ней экскаваторов и другого оборудования, применяемого при проходке траншеи, и возможность размещения негабарита при экскавации.

Для производительной работы экскаватора необходимо, чтобы между его кузовом и бортом траншеи остался зазор 1 — 1,5 м.

При проведении траншеи с погрузкой породы в автотранспорт ее ширину часто увеличивают до 25—30 м, что позволяет организовать кольцевое движение автосамосвалов в траншее и повысить производительность экскаватора на 25—40 % по сравнению с тупиковой схемой маневрирования машин.

Величина уклона капитальной траншеи зависит от величины уклона грузотранспортных путей, которая ограничивается требованиями безопасного движения транспортных сосудов, а также техническими возможностями локомотивов. Максимально допустимые уклоны капитальных траншей в зависимости от вида транспорта составляют: при электротяге 0,04; при тяговых агрегатах 0,06; при автотранспорте 0,9— 0,12; при конвейерном транспорте— 16—18°.

Однако применение предельно допустимого уклона не во всех случаях является наиболее экономичным, так как при увеличении уклона снижается полезная масса состава и, следовательно, уменьшается число вагонов в составе, что приводит к увеличению затрат на транспортирование. В то же время при увеличении уклона капитальных траншей уменьшается их объем, сокращается длина путей и уменьшается дальность транспортирования. Оптимальным является такой уклон пути, при котором общие капитальные и эксплуатационные расходы на транспортирование горной массы будут минимальными.

Длина простой наклонной траншеи

$$L = \frac{H_T}{i}$$

Где  $H_T$  — конечная глубина траншеи, м;  $i$  — уклон траншеи.

При равнинной поверхности объемы капитальных и разрезных траншей подсчитываются, как объемы или сумма объемов правильных геометрических тел.

Объем траншеи

$$V_1 = \frac{h^2}{i} \left( \frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\alpha} \right)$$

**ПРИМЕР.** Определить объем наклонной траншеи глубиной  $h = 15$  м при ширине дна  $b = 20$  м. Уклон траншеи  $i = 0,08$ , углы откосов бортов  $40^\circ$ .

$$v_t = \frac{152}{0.08} \left( \frac{20}{2} + \frac{15}{3 \cdot 0.84} \right) = 45 \text{ тыс. м}^3$$

Размеры и объемы глубоких (до 100—160 м) траншей сложной конструкции весьма значительны и достигают: ширины поверху 200—400 м, длины 2—2,5 км, объема в несколько млн. м<sup>3</sup> и даже десятков млн. м<sup>3</sup>. Дополнительный объем разноса борта карьера в месте примыкания к нему подобной глубокой траншее также очень велик.

#### Исходные данные к работе

	Глубина траншеи $h, \text{ м}$	Ширина дна траншеи $b, \text{ м}$	Уклон траншеи $i,$	Углы откосов бортов $\alpha, \text{ град}$
<b>1</b>	16	22	0,08	50
<b>2</b>	13	18	0,09	48
<b>3</b>	14	20	0,08	49
<b>4</b>	18	24	0,07	45
<b>5</b>	15	20	0,09	48
<b>6</b>	18	20	0,08	46
<b>7</b>	16	24	0,12	40
<b>8</b>	15	25	0,1	45
<b>9</b>	18	20	0,1	49
<b>10</b>	15	22	0,08	40

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РАЗРЕЗНОЙ ТРАНШЕИ

**Цель работы** – получить навыки по определению параметров вскрывающих выработок.

Для подготовки фронта работ на гор.1 необходимо пройти разрезную траншею в рыхлых породах при помощи экскаватора ЭКГ - 8И и автосамосвалом МАЗ-530. Породы плотностью  $\gamma = 1,25 \text{ Т/м}^3$ ; коэффициент разрыхления  $k_p = 1,2$ ; угол откосов траншеи  $\alpha = 38^\circ$ ; высота уступа  $h = 15 \text{ м}$ ; длина траншеи  $L_T = 1200 \text{ м}$ ; ширина траншеи  $b = 14 \text{ м}$ ; коэффициент наполнения ковша  $k_H = 0,85$ ; продолжительность цикла экскаватора  $T_{\text{ц}} = 0,5 \text{ мин}$ ; радиус поворота на уровне стояния  $R_3 = 14 \text{ м}$ . Грузоподъемность автосамосвала  $q = 40 \text{ т}$ ; емкость кузова  $e_k = 22 \text{ м}^3$  (с началом до  $29 \text{ м}^3$ ); скорость движения к отвалу  $v_1 = 20 \text{ км/ч}$ , по траншее  $v_2 = 15 \text{ км/ч}$ , задним ходом  $v_3 = 5 \text{ км/ч}$ .

Определить возможные скорость и продолжительность проходки траншеи, потребное количество автосамосвалов.

#### Решение.

1. Так как автосамосвалы не могут развернуться в траншее, но должны подъезжать под погрузку задним ходом, то необходимо делать расширения траншеи для разворота. Принимаем, что через каждые  $L_y = 200 \text{ м}$  делается расширение объемом  $V_p = 500 \text{ м}^3$  (рис.1).

2. Определяем количество ковшей породк, загружаемкх в автосамосвалы:

$$n_{\text{к.г.}} = \frac{qk_p}{Ek_H\gamma}$$

где  $q$  - грузоподъемность автосамосвала, т;

$E$  - емкость ковша,  $\text{м}^3$ ;

$k_p$ ,  $k_H$  - коэффициент наполнения и разрыхления породы.

Отсюда

$$n_{\text{к.г.}} = \frac{40 \cdot 1,2}{8 \cdot 0,85 \cdot 1,25} = 5,65 \approx 6$$

По емкости кузова

$$n_{\text{к.е.}} = \frac{e_k}{Ek_H} = \frac{29}{8 \cdot 0,85} = 4,3 \approx 4$$

Принимаем четыре ковша.

В автосамосвал загружаются породы (в массиве):

$$V_a = \frac{n_{k.e} E k_H}{k_p} = \frac{4 \cdot 8 \cdot 0,85}{1,25} = 21,8 \text{ м}^3$$

Продолжительность загрузки  $t_n = 4 \cdot 0,5 = 2$  мин.

3. Определяем параметры траншеи. Площадь поперечного сечения

$$S_T = h(b + hctg\alpha) = 15(14 + 15 \cdot 1,28) = 498 \text{ м}^2$$

Общий объем траншеи

$$V_T = L_T S_T + \left(\frac{L_T}{L_y} - 1\right) V_p = \left[1200 \cdot 498 + \left(\frac{1200}{200} - 1\right) \cdot 500\right] \cdot 10^{-3}$$

$$V_T = 600 \cdot 10^3 \text{ м}^3$$

Длину траншеи разбиваем на шесть участков по 200 м в каждом. Требуемое количество загружаемых на каждом участке автосамосвалов

$$N_y = \frac{99600}{21,8} = 4569$$

и так далее по участкам.

Минимальный интервал подачи автосамосвалов под погрузку при среднем расстоянии от разворота 100 м:

$$t_{min} = \frac{100 \cdot 60}{5000} + 2 + \frac{100 \cdot 60}{15000} = 3,6 \approx 4 \text{ мин}$$

Максимальное количество загружаемых автосамосвалов в смену:

$$N_3 = \frac{T_c k_H \cdot 60}{t_{min}} = \frac{8 \cdot 0,8 \cdot 60}{4} = 96$$

Время на отработку каждого участка  $t_y = \frac{4569}{96} = 47,6$  смен на первом участке и т.д.

Продолжительность рейса автосамосвала (расстояние до отвала примем  $L_0 = 100$  м):

$$t_p = \frac{2L_0}{v_1} + \frac{2L_T}{v_2} + t_{min} = \frac{2 \cdot 1000 \cdot 60}{20000} + \frac{2 \cdot 60 \cdot L_T}{15000} + 4 = 10 + \frac{L_T}{125}$$

Для участка 400 м

$$t_p = 10 + \frac{200}{125} = 11,6 \text{ мин}$$

Требуемое в смену количество автосамосвалов:

для участка 200 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 10}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,5$$

для участка 400 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 11,6}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,9 \text{ и т.д.}$$

Все полученные результаты приведены в табл.1.

Если мы будем использовать необходимое количество автосамосвалов, то продолжительность проходки траншеи составит  $T_T = 286,6$  смен или, при 60 сменах в месяц, 4,8 мес.

**Таблица 1.**

Показатель	Длина траншеи, м					
	200	400	600	800	1000	1200
Объем работ, м <sup>3</sup>	99,6	100,1	100,1	100,1	100,1	100,1
Общее количество загружаемых автосамосвалов	4569	4569	4569	4569	4569	4569
Интервал между автосамосвалами, мин	4	4	4	4	4	4
Количество загружаемых автосамосвалов в смену	96	96	96	96	96	96
Продолжительность отработки участков, смен	47,6	47,8	47,8	47,8	47,8	47,8
Продолжительность рейса, мин	10	11,6	13,2	14,8	16,4	18,0
Потребное количество самосвалов	2,5	2,9	3,3	3,7	4,1	4,5

Скорость проходки 250 м/мес. Средняя производительность траншейного экскаватора

$$Q = \frac{600}{286.6} \approx 2 \text{ тыс. м}^3/\text{смену}$$

Если количество автосамосвалов будет ограничено, например  $N_c = 4$ , то для отработки участка 1000 м потребуется время

$$t_y = \frac{V_y \cdot t_p}{T_c \cdot 60 \cdot k_n \cdot N_c \cdot V_a} = \frac{100000 \cdot 16.4}{8 \cdot 0.8 \cdot 60 \cdot 4 \cdot 21.8} = 49 \text{ смен}$$

Для участка 1200 м  $t_y = 53.8$  смен, т.е. добавится  $102,8 - 95,6 = 7,2$  смен. Тогда время проходки составит 294 смены и скорость проходки снизится до 245 м/мес.

Коэффициент использования времени экскаватором

$$k_n = \frac{QT_{\Pi}k_p}{T_cEk_n} = \frac{2000 \cdot 0,5 \cdot 2}{480 \cdot 8 \cdot 0,85} = 0,368$$

### Исходные данные для решения

	$\gamma, \text{Т/М}^3$	$\alpha, \text{град}$	$h, \text{м}$	$L_T, \text{м}$	$b, \text{м}$	$v_1, \text{КМ/Ч}$	$v_2, \text{КМ/Ч}$	$v_3, \text{КМ/Ч}$
<b>1</b>	1,5	35	10	1000	20	22	20	10
<b>2</b>	1,8	40	12	1200	17	25	20	15
<b>3</b>	1,6	37	15	1200	16	26	20	15
<b>4</b>	1,7	38	14	1000	15	27	25	20
<b>5</b>	1,5	39	15	800	14	25	20	15
<b>6</b>	1,2	40	14	800	12	20	15	10
<b>7</b>	1,4	42	12	1200	11	18	15	10
<b>8</b>	1,1	44	10	1000	15	20	15	10
<b>9</b>	1	42	16	800	14	25	20	15
<b>10</b>	1,5	40	18	800	12	24	20	15

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЫХЛЕНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по расчету параметров механического рыхления.

Механическое рыхление применяется при слойной селективной разработке маломощных слоев полезных ископаемых и пород, при разработке мерзлых пород, на вспомогательных работах, на горных работах вблизи ответственных сооружений, где применение буровзрывного способа подготовки горных пород к выемке недопустимо.

Процесс механического рыхления начинается заглужения зуба, которое происходит при движении трактора. В дальнейшем, при горизонтальной поверхности массива рыхление производится параллельными ходами рыхлителя по челноковой схеме.

Исходя из показателя  $P_p$ , определяем возможное заглужение зуба рыхлителя  $h_3$ , техническую скорость рыхления  $V_p$  и угол наклона стенок прорези  $\alpha$  ( $h_3 = 0,7$  м;  $V_p = 1,1$  М/с;  $\alpha = 45^\circ$ ).

Оптимальное расстояние между смежными проходами устанавливается из равенства:

$$C_0 = k_1 + h_3 \cdot ctg\alpha + 0.5 \cdot b_c = 1 \cdot 0.7 \cdot 1 + 0.5 \cdot 0.5 = 0.95 \text{ м.}$$

Глубина эффективного рыхления массива составляет:

$$h_3 = \frac{1}{k_1} \left[ k_2 \cdot h_3 - \frac{tg\alpha}{2} (C_{cn} - b_c) \right] = \\ = \frac{1}{1} \left[ 0.8 \cdot 0.7 - \frac{tg45^\circ}{2} (0.95 - 0.5) \right] = 0.335 \text{ м.}$$

где  $k_1 = 1$  - коэффициент из табл. III.12 (19);

$k_2 = 0,8$  - коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости пород;

$C_{cn}$  - расстояние между смежными параллельными проходами ( $C_{cn} \approx C_0$ ).

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5

### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РЫХЛИТЕЛЕЙ

**Цель работы** - получить навыки по расчету производительности рыхлителей.

Специальные прицепные или навесные рыхлители применяют для предварительного механического рыхления горных пород на глубину до 0,4-0,5 м (прицепные) и до 1,5-2,0 м навесные. Для подготовки полускальных пород применяют однозубые рыхлители, а в плотных породах целесообразнее использовать многозубые рыхлители для увеличения их производительности.

При движении рыхлителя порода разрушается в контуре трапециевидной прорези. Между смежными прорезами в нижней части сечения получают «целики» - зоны неразрыхленной породы. Для уменьшения объема «целиков» и соответственно увеличения глубины  $h_3$  эффективного рыхления применяют дополнительные перекрестные ходы. В этом случае глубина  $h_3$  практически совпадает с величиной заглубления  $h_3$  зуба. Углы наклона боковых стенок прорези которой 40-70°, глубина от 0,2 до 1 м. Расстояние между соседними прорезами зависит от плотности и трещиноватости пород и составляет 0,8-1,2 м.

Производительность тракторного рыхлителя Д - 652АС(часовая):

$$Q_{\text{р.ч.}} = \frac{3600 \cdot C_{\text{с.л.}} \cdot h_3 \cdot K_{\text{и}}}{\frac{1}{V_p} + \frac{\tau}{L}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где  $\tau$  - суммарное время на переезд рыхлителя на следующую борозду, сек;

$L$  - длина параллельного хода ( $L = 250$  м).

Принимая  $\tau = 30$  сек и полученные значения в предыдущей практической работе

$$Q_{\text{р.ч.}} = \frac{3600 \cdot 0,95 \cdot 0,335 \cdot 0,8}{\frac{1}{1,1} + \frac{30}{250}} = 1553 \text{ м}^3/\text{час}$$

Сменная производительность рыхлителя:

$$Q_{\text{р.см.}} = Q_{\text{р.ч.}} \cdot T = 1553 \cdot 8 = 12424 \text{ м}^3/\text{смену}$$

где  $T$  - продолжительность смены, ч;

$K_{и}$  - коэффициент использования рыхлителя в течении смены ( $K_{и} \approx 0,7 \div 0,9$ ).

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАМНЕРЕЗНОЙ МАШИНЫ

**Цель работы** - получить навыки по определению производительности камнерезной машины.

**Дано:** проектная производственная мощность карьера  $W_{\text{год}}$  по стеновому камню (188x190x390 мм согласно ГОСТ 4001 - 77) 1420000 шт./год; коэффициент извлечения камней  $K_{\text{и}} = 0,55$ ; длина фронта работ  $Z = 90$  м.

**Решение:** Подготовка стенового камня к выемке согласно исходным данным осуществляется камнерезной машиной СМ - 89 АУ.

Техническая производительность камнерезной машины:

$$Q_{\text{ч}} = \frac{a}{1 + \frac{b}{v_p} + \frac{c}{Z}}, \text{ м}^3/\text{час}$$

где  $Q_{\text{ч}}$  – производительность,  $\text{м}^3/\text{час}$ ;  $v_p$  – скорость рабочей подачи, м/мин (при прочности камня на сжатие  $\sigma_{\text{сж}} = 15$  МПа;  $v_p = 1,2$  М/мин);  $Z$  – длина фронта работ, м ( $Z = 90$  м);  $a, b, c$  – постоянные коэффициенты, зависящие от конструктивных и технологических параметров камнерезной машины (для СМ89АУ  $a = 44, b = 11, c = 38$ ).

$$\text{Следовательно, } Q_{\text{ч}} = \frac{44}{1 + \frac{11}{1,2} + \frac{38}{90}} = 4,15 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Эксплуатационная производительность камнерезной машины в течении смены

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{ч}} \cdot K_{\text{и.в.}}, \frac{\text{м}^3}{\text{ч}}$$

где  $K_{\text{и.в.}}$  – коэффициент использования машины в течение смены

$$K_{\text{и.в.}} = \frac{T_{\text{с}} - T_{\text{п.з.}} - T_{\text{п}} - T_{\text{пер}}}{T_{\text{с}}}$$

где  $T_{\text{с}}$  – продолжительность смены,  $T_{\text{с}} = 8$  часов;  $T_{\text{п.з.}}$  – время на выполнение подготовительно - заключительных операций,  $T_{\text{п.з.}} = 0,13 \cdot T_{\text{с}}$ ;  $T_{\text{п}}$  – время перестройки машины  $T_{\text{п}} = 0,05 T_{\text{с}}$ ;  $T_{\text{пер}}$  – время перегона машины  $T_{\text{пер}} = 0,02 T_{\text{с}}$ .

Итак, подставив все значения  $K_{\text{и.в.}} = 0,8$

$$Q_{\text{э}} = 4,15 \cdot 0,8 = 3,32 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}}$$

Годовая эксплуатационная производительность камнерезной машины:

$$Q_{\text{год}} = N_{\text{см}} \cdot t \cdot Q_{\text{э}}, \text{м}^3$$

где  $N_{\text{см}}$  – число рабочих смен в году,  $N_{\text{см}} = 254$  дней;

$t$  – продолжительность смены,  $t = 8$  часов.

$$Q_{\text{год}} = 254 \cdot 8 \cdot 3,32 = 6746 \text{ м}^3/\text{год}$$

Число камнерезных машин:

$$n = \frac{W'_{\text{год}}}{Q_{\text{год}} \cdot k_{\text{изв}}} = \frac{20000}{6746 \cdot 0,55} = 5,39 \approx 6$$

где  $W'_{\text{год}}$  – проектная мощность карьера по стеновому камню,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;

$k_{\text{изв}}$  – коэффициент извлечения,  $k_{\text{изв}} = 0,55$

$$W'_{\text{год}} = \frac{W_{\text{год}}}{n_k}, \text{м}^3/\text{год}$$

где  $n_k$  – количество камней в  $1 \text{ м}^3$  при размерах камня  $188 \times 190 \times 390$  мм,  $n_k = 71$ ;

$$W'_{\text{год}} = \frac{1420000}{71} = 20000 \text{ м}^3/\text{год}$$

### Исходные данные для решения

н/в	$W_{\text{год}}$ , шт./год	$K_{\text{и}}$	$Z$
1	1500000	0,6	90
2	1600000	0,6	100
3	1550000	0,5	80
4	1650000	0,5	95
5	1450000	0,6	85
6	1400000	0,6	110
7	1350000	0,4	105
8	1300000	0,4	100
9	1500000	0,6	90
10	1550000	0,5	95

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7

### ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ БУРЕНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по выбору вида бурения и его параметров.

Выбор способа бурения и расчет производительности буровых станков осуществляются на основе оценки горных пород по показателю бурения  $P_b$  по классификации акад. В. В. Ржевского. Величина  $P_b$  определяется физико-механическими свойствами пород:

$$P_b = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma g)$$

где  $\sigma_{сж}$  и  $\sigma_{сдв}$  – временное сопротивление породы сжатию и сдвигу, МПа;  $\gamma$  – плотность (объемная масса) породы, т/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение свободного падения ( $g = 9,8 \text{ М/с}^2$ ).

Значения  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сдв}$ ,  $\gamma$  принимаются в соответствии с исходными данными.

По показателю бурения  $P_b$  все горные породы делятся на 5 классов и 25 категорий:

I класс – легкобуримые,  $P_b < 5$ ;

II класс – средней трудности бурения,  $P_b = 5,1$  до 10;

III класс – труднобуримые,  $P_b = 10,1$  до 15;

IV класс – весьма труднобуримые,  $P_b = 15,1$  до 20;

V класс – исключительно труднобуримые,  $P_b = 20,1$  до 25.

#### 2. Выбор способа бурения и модели бурового станка

*1. Выбор способа бурения.* При выполнении работы способ бурения выбирается среди механических способов, наиболее распространенных на карьерах. Область рационального применения различных способов бурения определяется в соответствии с величиной  $P_b$  (или величиной коэффициента крепости  $f$ ):

шнековое бурение – породы с  $P_b < 6$  до 8 ( $f = 4 \div 8$ );

шарошечное бурение – породы с  $P_b$  от 6 до 18 – 20 ( $f = 6 \div 19$ );

пневмоударное бурение – породы с  $P_6$  от 10 до 20 – 23 ( $f = 10 \div 22$ );

Пневмоударное бурение чаще всего применяется для бурения скважин диаметром 120 – 150 мм при заоткоске уступов при их постановке в конечном положение с целью обеспечения устойчивости бортов карьеров. В качестве основного способа пневмоударное (гидроударное) бурение возможно принимать при использовании высокопроизводительного бурового оборудования.

## 2. Выбор модели бурового станка.

После выбора способа бурения производится выбор модели бурового станка (табл.2 Приложения). При этом главный параметр бурового станка – диаметр бурения (при отсутствии данных о параметрах применяемого экскаватора) при учебных расчетах, возможно, применять с учетом блочности (трещиноватости) разрабатываемых пород, которая приведена в исходных данных и в табл.2.

Степень трещиноватости (блочность) массива	Диаметр бурения*, мм
1. Мелкоблочный и среднейблочности (Iи II категория)	250-320
2. Крупноблочный (III категория)	190-250
3. Весьма крупноблочный и исключительно крупноблочный (IVи Vкатегория)	120-190

\*Диаметр бурения в указанном диапазоне увеличивается с увеличением вместимости ковша экскаватора и интенсивности трещиноватости пород.

После выбора модели бурового станка приводится его техническая характеристика (табл. 2 Приложения).

Затем по табл. 3 Приложения выбирается тип шарошечного долота. Приводится характеристика выбранного бурового инструмента.

## Исходные данные к работе

Таблица 1

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа $h_y$ , м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обуриваемой массы $V_{год}$ , млн.м <sup>3</sup>
	Предел прочности на сжатие $\delta_{сж}$ , МПа	Плотность $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Класс абразивности	Категория по трещиноватости			

1	80	2,5	II	III	12	2x8	4,0
2	160	2,7	III	III	15	3x8	10,0
3	100	2,7	III	II	10	1x8	2,5
4	150	2,8	III	II	20	3x8	50,0
5	120	2,6	III	II	10	2x8	6,0
6	180	3,0	IV	IV	15	2x12	20,0
7	200	3,2	VII	V	15	2x12	25,0
8	130	2,4	II	IV	15	3x8	30,0
9	90	2,4	II	III	12	2x8	15,0
10	110	2,5	II	II	10	3x8	25,0

### Техническая характеристика станков буровых шарошечных

Таблица 2

Показатели	СБШ – 160/200-40Д	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
Диаметр долота, мм	160; 171; 215,9	215,9	215,9; 244,5
Глубина скважины, м, не более	40,5	36	60
Направление бурения к вертикали, град	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8,5; 9,2	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	235	300	300
Частота вращения долота, с	0-2,0	0,25-0,25	0,2-2,16
Подача компрессора, м <sup>3</sup> /с	0,416	0,417	0,417-0,53
Масса станка, т	50	66	65
Показатели	СБШ-190/250- 60МНА32	СБШ-250 МНА-32	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	190; 215,9; 244,5	244,5; 269,9	320
Глубина скважины, м, не более	52	32	36
Направление бурения к вертикали, град	0; 15; 30; 35; 45	0; 15; 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/нет данных	8,2/8	17,5/17,5
Осевое усилие, кН, не более	300	300	600
Частота вращения долота, с	0-2,5	0,2-0,25	0-2,1
Подача компрессора, м <sup>3</sup> /с	0,53	0,417	0,834
Масса станка, т	80	71	140

## Рациональные области применения долот второго поколения

**Таблица 3**

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости	Диаметр долот, мм
МЗ	Абразивные породы ниже средней и средней крепости	До 6	190; 214; 243
С	Алевриты, мергели, углистые и глинистые сланцы, известняки и др. сред. крепости	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды	6-8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8-10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8-14	190; 214; 243
ТКЗ	Переменяющиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8-14	190; 214
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	Свыше 12-14	145; 190; 214; 269; 320

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 8

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по определению технической скорости бурения и производительности бурового станка.

Техническая скорость для станков шарошечного бурения определяется по формуле:

$$v_b = \frac{2,5 \cdot P_{oc} \cdot n_b}{100 \cdot P_g \cdot d_d^2}, \text{ м/ч}$$

где  $P_{oc}$  – величина осевого усилия (усилия подачи), кН;

$n_b$  – частота вращения бурового става,  $\text{с}^{-1}$ ;

$P_g$  –показатель трудности бурения породы;

$d_d$  – принятый диаметр долота, мм

Основные режимные параметры процесса бурения ( $P_{oc}$  и  $n_b$ ) при шарошечном бурении принимаются в соответствии с  $P_g$  и технической характеристикой бурового станка. Оптимальную величину удельного усилия подачи при шарошечном бурении можно принимать по данным таблицы 8.1 или 8.2. Частоту вращения следует принимать в пределах от 0,8 - 1 до 2 - 2,5  $\text{сек}^{-1}$  (частота вращения снижается по мере увеличения показателя по мере увеличения показателя  $P_g$  и величины  $P_{oc}$ ).

2. Определение сменной производительности производится по выражению

$$Q_{см}^b = \frac{T_{см} - (T_{п-з} + T_p)}{t_0 + t_b}, \text{ м/см}$$

где  $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, ч ( $T_{см} = 8$  часов);

$T_{п-з}$  – продолжительность подготовительно - заключительных операций,  $T_{п-з} = 0,5$  часов;

$T_p$  – продолжительность регламентированных перерывов,  $T_p = 0,15$  часов;

$t_0$  – затраты времени на чистое бурение

$$t_0 = \frac{1}{v_6}, \text{ ч/м}$$

где  $v_6$  – техническая скорость бурения, м/ч;

$t_b$  – затраты времени на вспомогательные операции,  $t_b = 0,01 \div 0,015$  ч/м

3. Суточная производительность бурового станка

$$Q_{\text{сут}}^6 = Q_{\text{см}}^6 \cdot n_{\text{см}}$$

где  $n_{\text{см}}$  – число рабочих смен станка в сутки ( $n_{\text{см}} = 2$ )

4. Годовая производительность бурового станка

$$Q_{\text{год}}^6 = Q_{\text{сут}}^6 \cdot N_{\text{сут}}$$

где  $N_{\text{сут}}$  – число рабочих дней в году.

Число рабочих дней бурового станка в году подсчитывается, исходя из календарного времени года за вычетом выходных и праздничных дней (без учета затрат времени на ремонты станка)

### Удельные усилия подачи при шарошечном бурении (на 1 см диаметра долота)

**Таблица 8.1.**

П <sub>6</sub>	Диаметр долота, мм	Удельное усилие подачи, кН/см	
		Фактически создаваемое серийными станками	Требуемое для оптимального режима бурения
8	214	7	9
10	243	9	11
12	243-269	11	13
14	269	13	18
16	295-320	18	22

## Рекомендуемые параметры режима бурения долотами третьего поколения

**Таблица 8.2.**

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с <sup>-1</sup>		Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с
Долота на подшипниках качения						
146	89-114	60-80	80-100	2,5-2	2-1	0,16-0,2
161	127	100-130	130-150	2,5-2	2-1	0,25
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,3	2-0,83	0,42
244,5	203	180-220	180-250	2,5-1,3	2-0,83	0,42-0,53
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,3	2-0,83	0,6-0,7
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83-1,0
Долота на подшипниках скольжения						
146	89-114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15
161	127	120-140	130-150	2-1,0	1,7-1,0	0,25
215,2	180	160-200	180-220	2-1,0	1,7-0,83	0,42
244,5	203	200-250	220-270	2-1,0	1,7-0,83	0,42-0,53
269,9	219	220-270	250-320	2-1,0	1,7-0,83	0,6-0,7
320	<273	<400	500	2-1,0	1,7-0,83	0,8-1,0

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 9

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по определению технической скорости бурения и производительности бурового станка.

Техническая скорость для станков шнекового бурения определяется по формуле:

$$v_b = \frac{7,5 \cdot P_{oc} \cdot n_b}{100 \cdot P_\zeta \cdot d_d^2}, \text{ м/ч}$$

где  $P_{oc}$  – величина осевого усилия (усилия подачи), кН;

$n_b$  – частота вращения бурового става,  $\text{с}^{-1}$ ;

$P_\zeta$  –показатель трудности бурения породы;

$d_d$  – принятый диаметр долота, мм

При шнековом бурении величину удельного осевого усилия на 1 см диаметра резца следует принимать в пределах от 0,5 до 5,0 кН/см при  $P_\zeta < 5$  до 6 – 8 кН/см при  $P_\zeta = 6 \div 8$ . При выборе частоты вращения бурового става необходимо руководиться тем же подходом, что и при шарошечном бурении.

Принимаемые значения осевого усилия и частоты вращения бурового става должны соответствовать техническим возможностям бурового станка.

2. Определение сменной производительности производится по выражению

$$Q_{см}^b = \frac{T_{см} - (T_{п-з} + T_p)}{t_0 + t_b}, \text{ м/см}$$

где  $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, ч ( $T_{см} = 8$  часов);

$T_{п-з}$  – продолжительность подготовительно - заключительных операций,  $T_{п-з} = 0,5$  часов;

$T_p$  – продолжительность регламентированных перерывов,  $T_p = 0,15$  часов;

$t_0$  – затраты времени на чистое бурение

$$t_0 = \frac{1}{v_b}, \text{ ч/м}$$

где  $v_6$  – техническая скорость бурения, м/ч;

$t_B$  – затраты времени на вспомогательные операции,  $t_B = 0,015 \div 0,02$  ч/м

3. Суточная производительность бурового станка

$$Q_{\text{сут}}^6 = Q_{\text{см}}^6 \cdot n_{\text{см}}$$

где  $n_{\text{см}}$  – число рабочих смен станка в сутки ( $n_{\text{см}} = 2$ )

5. Годовая производительность бурового станка

$$Q_{\text{год}}^6 = Q_{\text{сут}}^6 \cdot N_{\text{сут}}$$

где  $N_{\text{сут}}$  – число рабочих дней в году.

Число рабочих дней бурового станка в году подсчитывается, исходя из календарного времени года за вычетом выходных и праздничных дней (без учета затрат времени на ремонт станка)

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 10

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПНЕВМОУДАРНОГО БУРЕНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по определению технической скорости бурения и производительности бурового станка.

Техническая скорость для станков пневмоударного бурения определяется по формуле:

$$v_{\text{б}} = \frac{0,5 \cdot w \cdot n_{\text{у}}}{1000 \cdot P_{\text{б}} \cdot d_{\text{д}}^2 \cdot k_1 \cdot k_{\text{ф}}}, \text{ М/ч}$$

где  $P_{\text{ос}}$  – величина осевого усилия (усилия подачи), кН;

$n_{\text{у}}$  – частота ударов пневмоударника,  $\text{с}^{-1}$ ;

$w$  – энергия единичного удара пневмоударника, Дж;

$P_{\text{б}}$  – показатель трудности бурения породы;

$k_1 = 1$             при  $P_{\text{б}} = 10 \div 14$ ;

$k_1 = 1,05$         при  $P_{\text{б}} = 15 \div 17$

$k_1 = 1,1$          при  $P_{\text{б}} = 18 \div 20$

$d_{\text{д}}$  – принятый диаметр коронки, мм

$k_{\text{ф}}$  – коэффициент, зависящий от формы буровой коронки (при трехперой коронке  $k_{\text{ф}} = 1$ ; при крестовой  $k_{\text{ф}} = 1,1$ )

При пневмоударном бурении значения  $w$  и  $n_{\text{у}}$  следует принимать в соответствии с технической характеристикой пневмоударника (таблица 10.1). Частоту вращения бурового става при  $P_{\text{б}} = 10 \div 14$  возможно принимать равной от 1,5 до 0,7  $\text{с}^{-1}$ , а при  $P_{\text{б}} = 14 \div 20$  она снижается до 0,7  $\div$  0,3  $\text{с}^{-1}$ .

Принимаемые значения осевого усилия и частоты вращения бурового става должны соответствовать техническим возможностям бурового станка.

2. Определение сменной производительности производится по выражению

$$Q_{\text{см}}^{\text{б}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{п-з}} + T_{\text{р}})}{t_0 + t_{\text{в}}}, \text{ М/см}$$

где  $T_{см}$  – продолжительность рабочей смены, ч ( $T_{см} = 8$  часов);

$T_{п-з}$  – продолжительность подготовительно - заключительных операций,  $T_{п-з} = 0,5$  часов;

$T_p$  – продолжительность регламентированных перерывов,  $T_p = 0,15$  часов;

$t_0$  – затраты времени на чистое бурение

$$t_0 = \frac{1}{v_б}, \text{ ч/м}$$

где  $v_б$  – техническая скорость бурения, м/ч;

$t_b$  – затраты времени на вспомогательные операции,  $t_b = 0,025 \div 0,03$  ч/м

3. Суточная производительность бурового станка

$$Q_{сут}^б = Q_{см}^б \cdot n_{см}$$

где  $n_{см}$  – число рабочих смен станка в сутки ( $n_{см} = 2$ )

6. Годовая производительность бурового станка

$$Q_{год}^б = Q_{сут}^б \cdot N_{сут}$$

где  $N_{сут}$  – число рабочих дней в году.

Число рабочих дней бурового станка в году подсчитывается, исходя из календарного времени года за вычетом выходных и праздничных дней (без учета затрат времени на ремонт станка)

### Техническая характеристика пневмоударников

Таблица 10.1

Показатели	П-110-2,8	П-130-4	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, с <sup>-1</sup>	27	21	21
Ударная мощность, кВт	2,8	4,0	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без коронки, кг	22	30	56

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 11

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ

**Цель работы** - получить навыки по определению удельного расхода ВВ.

**Дано:** вскрышные породы  $\sigma_{сж} = 45$  МПа;  $\sigma_{сдв} = 18$  МПа;  $\sigma_{раст} = 8,5$  МПа;  $\gamma = 24$  Н/дм<sup>3</sup>; размер отдельности в массиве  $l_{ср} = 0,8$  м; породы сухие; полезное ископаемое  $\sigma_{сж} = 130$  МПа;  $\sigma_{сдв} = 29$  МПа;  $\sigma_{раст} = 11$  МПа;  $\gamma = 35$  Н/дм<sup>3</sup>;  $l_{ср} = 0,7$  м; породы обводнены; выемка пород производится карьерным экскаватором ЭКГ - 8И; показатель трудности бурения  $P_6 = 6$  (вскрышные породы),  $P_6 = 18$  (полезное ископаемое); показатель трудности экскавации по взорванным породам  $P_3'' = 5 \div 7$ .

**Решение:** 1. Удельный эталонный расход ВВ определяется по формуле

$$q_{\text{э}} = (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} + \gamma) \cdot 0,2, \text{ Г/М}^3$$

На основе исходных данных имеем:

а) для вскрышных пород (плотный мел):

$$q_{\text{э}} = (45,0 + 18,0 + 8,5 + 24) \cdot 0,2 = 19,1, \text{ Г/М}^3$$

б) для полезного ископаемого:

$$q_{\text{э}} = (130,0 + 29,0 + 11 + 35) \cdot 0,2 = 41, \text{ Г/М}^3$$

Полезное ископаемое представлено исключительно трудновзрываемыми железистыми кварцитами (V класс, 21 - я категория).

2. Проектный удельный расход ВВ определяется по формуле:

$$q_n = q_{\text{э}} \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{т}} \cdot K_{\text{сз}} \cdot K_{\text{v}} \cdot K_{\text{сп}}, \text{ Г/М}^3$$

где  $K_{\text{ВВ}}$  – переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ;

$K_{\text{д}}$  – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления  $K_{\text{д}} = \frac{0,5}{d_{\text{ср}}}$ ;  $d_{\text{ср}}$  – требуемый средний размер куска взорванной горной породы, м

$$d_{\text{ср}} = 0,15 \div 0,2 \sqrt[3]{E}, \text{ м}$$

$K_T$  – коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой породы:

$$\text{при } H_y \leq 15 \text{ м} \quad K'_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}};$$

$$\text{при } H_y > 15 \text{ м} \quad K'_v = \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}}$$

$K_{\text{СП}}$  - коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей  $n_c$  взрываваемой части массива (при  $n_c = 5$ ,  $K_{\text{СП}} = 5$ ; при  $n_c = 4$ ,  $K_{\text{СП}} = 4$ ; при  $n_c = 2$ ,  $K_{\text{СП}} = 8$ ; при  $n_c = 1$ ,  $K_{\text{СП}} = 10$ );

$H_y$  – высота разрабатываемого уступа, м.

Для взрывания вскрышных пород с учетом исходных данных вид ВВ выбираем по табл. 11.1. С учетом сухих скважин выбирается зерногранулит 79/21. Из табл.11.1 значение  $K_{\text{ВВ}} = 1,0$ . Величина  $K_d = \frac{0,5}{d_{\text{ср}}}$ .

Для средневзркваемкх пород:  $d_{\text{ср}} = (0,15 - 0,2) \sqrt[3]{E}, \text{ м}.$

В нашем случае  $d_{\text{ср}} = 0,2 \sqrt[3]{8} = 0,4 \text{ м}$ , отсюда  $K_d = 1,25$ .

Значение  $K_T = 1,2 \cdot 0,8 + 0,2 = 1,16$

Значение  $K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1$ .

При взрывании применяется короткозамедленное порядное взрывание, что характеризуется наличием двух свободных поверхностей, тогда  $K_{\text{СП}} = 8$ .

В результате, с учетом значение  $K_{\text{СЗ}} = 0,9$  (табл. 11.2) при  $d_{\text{ср}} = 160 \text{ мм}$  (скважины бурятся станком СБР - 160),

$$q_n = 19,1 \cdot 1,0 \cdot 1,25 \cdot 1,16 \cdot 0,9 \cdot 1,0 \cdot 8 = 199 \text{ Г/м}^3.$$

Для плотных мелов, слагающих вскрышную толщу, проектный удельный расход ВВ

$$q_n = 199 \text{ Г/м}^3.$$

Соответственно для железистых кварцитов в качестве ВВ используем алюмотол (скважины обводнены),  $K_{\text{ВВ}} = 0,83$ .

Так как полезное ископаемое исключительно трудновзрываемое, то

$$d_{cp} = 0,15 \sqrt[3]{E} = 0,3 \text{ и } K_d = 1,6$$

Кварциты слаботрещиноватые и

$$K_T = 1,2 \cdot 0,7 + 0,2 = 1,04$$

$$\text{Значение } K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1.$$

При взрывании применяется короткозамедленное взрывание (клиновья схема).

$K_{cp} = 6$ , так как такой взрыв характеризуют три свободные поверхности.

Кварциты исключительно трудновзрываемые, берем  $d_{cp} = 320$  мм и  $K_{сз} = 1,4$ .

В результате имеем:

$$q_n = 41 \cdot 0,83 \cdot 1,6 \cdot 1,04 \cdot 1,4 \cdot 1,0 \cdot 6 = 475 \text{ Г/м}^3.$$

Для принятия окончательного решения по  $q_n$  можно пользоваться табл.11.3.

**Таблица 11.1**

**Расчетные коэффициенты эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон - аммонит № 6ЖВ)**

ВВ	$K_{ВВ}$	ВВ	$K_{ВВ}$
Акватол М - 15	0,76	Зерногранулит 79/21	1
Граммонал А - 45	0,79	Зерногранулит	1,01
Карботал А - 8	0,79	Динафталит	1,08
Граммонал А - 8	0,8	Ифзанил Т - 80	1,08
Аммонит скальный № 1	0,8	Граммонал А - 50	1,08
Аммонал скальный № 3	0,8	Акватол 65/35	1,1
Детонит М	0,82	Ифзанил Т - 60	1,1
Алюмотол	0,83	Гранулит М	1,13
Гранулит АС - 8	0,89	Игданит	1,13
Аммонал водостойчивый	0,9	Акватол АВ	1,2
Акватол МГ	0,93	Гранулотол	1,2
Акватол АВМ	0,95	Ифзанил Т - 20	1,2
Гранулит АС - 4	0,98	Зерногранулит 30/70 - В	1,26
Аммонит № 6 ЖВ	1,0	Карботол 15Т	1,42

Таблица 11.2

**Значение  $K_{сз} = 1,4$  в зависимости от типа взрываемости пород и диаметра скважин**

Породы по взрываемости в массиве	Значение $K_{сз} = 1,4$ при диаметре скважины, мм		
	100	200	300
Легковзрываемые	0,95 - 1,0	1,0	1,05-1,1
Средневзрываемые	0,85 - 0,9	1,0	1,2-1,25
Трудновзрываемые	0,7- 0,8	1,0	1,35-1,4

Таблица 2.3

**Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества (аммонит №6ЖВ)**

Породы	Группа (категории) грунтов и пород по классификации СНиП	Коэффициент крепости по шкале проф.М.М.Протогдыконова	Средняя объемная масса породы, кг /м <sup>3</sup>	Расчетный удельный расходВВ, кг/м <sup>3</sup>	
				Для зарядов рыхления К	Для зарядов выброса К <sub>в</sub>
Песок	I	-	1500	-	1,6-1,8
Песок плотный или влажный	I-II	-	1650	-	1,2-1,3
Суглинок тяжелый	II	-	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломова	III	-	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8-1	1850	0,25-0,3	0,9-1,2
Гипс	IV	1-1,5	2250	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк - ракушечник	V-VI	1,5-2,0	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Опака, мергель	IV-VI	1,0-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5-2,0	1100	0,35-0,45	1,2-1,5
Конгломерат, брекчи на известковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3-3	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, серицитовый мергель	VI-VII	3-6	2200	0,4-0,5	1,2-1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII-VIII	5-6	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6-8	2800	0,45-0,7	1,2-2,1
Гранит, гранодиорит	VI-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX-XI	6-18	3000	0,6-0,75	1,7-2,2

Кварцит	X	12-14	300	0,5-0,6	1,6-1,9
Порфирит	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Примечание: Коэффициент К условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов нормального рыхления, его величина определена из выражения  $K = K_v \cdot N_q$ . Коэффициент  $K_v$  условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов выброса, величина  $K_v$  для данного ВВ зависит от свойств породы,  $N_q$  - относительная масса заряда, определяющая характер действия взрыва, равная отношению массы данного заряда, определяющая характер действия при одной и той же ЛНС. Для зарядов нормального рыхления  $N_q$  принят равным приблизительно 1/3. Для получения заданного характера действия взрыва заряда принимают следующие величины  $N_q$ :

Для наибольшего камуфлета  $N_q = 0,2$ ;  
Для нормального рыхления  $N_q = 0,33$   
Для выброса  $N_q \geq 1$

### Исходные данные для решения

	вскрышные породы						полезное ископаемое						Вид экскаватора
	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_{сдв}$ , МПа	$\sigma_{растр}$ , МПа	$\gamma$ , Н/дм <sup>3</sup>	$l_{ср}$ , м	$P_6$	$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_{сдв}$ , МПа	$\sigma_{растр}$ , МПа	$\gamma$ , Н/дм <sup>3</sup>	$l_{ср}$ , м	$P_6$	
1	40	18	8	20	0,5	5	120	30	10	20	0,6	16	ЭКГ - 8И
2	38	15	7,5	25	0,6	6	110	25	12	25	0,8	15	ЭКГ -12
3	35	16	7	30	0,8	5	100	20	10	35	0,7	17	ЭКГ -5А
4	42	14	9	35	0,7	6	90	35	14	30	0,8	18	РН - 40 Е
5	45	20	9,5	28	0,8	5	140	40	15	30	0,7	20	ЭКГ - 8И
6	47	22	10	32	0,7	6	150	35	16	25	0,6	19	ЭКГ -12
7	48	24	9	20	0,6	7	160	36	17	35	0,8	20	ЭКГ -5А
8	50	20	8,5	30	0,8	6	150	38	18	20	0,7	18	РН - 40 Е
9	48	18	7,5	25	0,7	5	160	35	15	25	0,5	16	ЭКГ - 8И
10	42	16	8	22	0,5	7	130	32	12	35	0,6	15	ЭКГ -12

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 12

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСКАВИРУЕМОСТИ ПОРОД

**Цель работы** - получить навыки по определению экскавируемости пород.

**Дано:** относительные показатели бурения  $P_{б.вск.} = 7,1$ ;  $P_{б.иск.} = 2,7$ ;  
 $\delta_{сж.вск} = 62$  МПа;  $\delta_{сдв.вск} = 9,5$  МПа;  $\delta_{раст.вск} = 5,5$  МПа;  $\gamma_{вск} =$   
 $24$  Н/дм<sup>3</sup>;  $l_{ср.вск} = 45$  см;  $\delta_{сж.иск} = 17$  МПа;  $\delta_{сдв.иск} = 5,6$  МПа;  $\delta_{раст.иск} =$   
 $3$  МПа;  $\gamma_{иск} = 13,5$  Н/дм<sup>3</sup>;  $l_{ср.иск} = 45$  см;  $q_{вск} = 200$  Г/М<sup>3</sup>;  $q_{иск} =$   
 $200$  Г/М<sup>3</sup>;  $n_{з.икв} = 3$ ;  $d_{с.вск} = 200$  мм;  $d_{с.иск} = 160$  мм;  $H_{у.вск} = 20$  м;  $H_{у.иск} =$   
 $10$  м.

#### Решение:

1. Экскавируемость вскрышных пород и полезного ископаемого в массиве.

1.1. Показатель трудности экскавации пород в массиве определяется по эмпирической формуле

$$P'_3 = 3\lambda(\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \sigma_{сдв}) + 0,03\gamma$$

где  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления пород в массиве в направлении копания;

$\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{раст}$ ,  $\sigma_{сдв}$  – показатели прочности породы в образце, МПа;

$\gamma$  – удельный вес пород в массиве, Н/дм<sup>3</sup>;

Для вскрышных пород:

при копании по трещинам  $\lambda = 0,1$ ;

при копании перпендикулярно трещинам  $\lambda = 1,0$ ;

при копании параллельно трещинам  $\lambda = 0,475$ ;

при копании под углом к трещинам  $\lambda = 0,715$ ;

Таким образом:

- при копании по трещинам

$$P'_3 = 3 \cdot 0,1 \cdot (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 9;$$

- при копании перпендикулярно трещинам

$$П'_3 = 3 \cdot 1,0 \cdot (0,2 \cdot 62,0 + 9,5 + 5,5) + 0,03 \cdot 24 = 83.$$

Для полезного ископаемого

при копании по трещинам	$\lambda=0,03;$
при копании перпендикулярно трещинам	$\lambda=1,0;$
при копании паралельно трещинам	$\lambda=0,36;$
при копании под углом к трещинам	$\lambda= 0,645;$
Таким образом:	

- при копании по трещинам

$$П'_3 = 3 \cdot 0,3 \cdot (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,03 \cdot 13,5 = 15;$$

- при копании перпендикулярно трещинам

$$П'_3 = 3 \cdot 1,0 \cdot (0,2 \cdot 17,0 + 5,5 + 3,5) + 0,03 \cdot 13,5 = 36,4$$

2. Экскавируемость взорванных вскрышных пород и полезного ископаемого.

Показатель трудности экскавации разрушенных пород определяется по эмпирической формуле

$$П''_3 = 0,022 \left[ A + \frac{10A}{(K_p)^9} \right]$$

где  $A = \gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{сдв}$ ; ( $d_{cp}$  – средний размер кусков разрушенной породк, м;  $\gamma$  – плотность породы в образце, т/дм<sup>3</sup>);  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы в развале.

Ориентировочно средний размер куска взорванной породы определяется по формуле:

$$d_{cp} = 0,175 \sqrt[3]{E}, \quad \text{м}$$

Показатели кусковатости и разрыхления взорванных пород целесообразно опеределять по формуле

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{l_{cp}} + \frac{300 + H_y}{100 + d_c} \cdot q}, \text{ см}$$

где  $l_{cp}$  – средний размер структурного блока породы в массиве, м;

$H_y$  – высота уступа, м;

$d_c$  – диаметр взрывной скважины, мм;

$q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>

2.1. Для вскрышных взорванных пород

$$d_{\text{ср}} = \frac{60}{\frac{1}{0,45} + \frac{300 + 15}{100 + 200} \cdot 0,42} = 22,7 \text{ см}$$

Коэффициент разрыхления взорванных вскрышных пород в развале  $K_p = 1,27$ , тогда

$$P_9'' = 0,022 \left[ 24 \cdot 10 \cdot 0,227 + 9,5 + \frac{10 \cdot (24 \cdot 10 \cdot 0,227 + 9,5)}{(1,27)^9} \right] = 3,05$$

2.2. Для взорванного полезного ископаемого

$$d_{\text{ср}} = \frac{60}{\frac{1}{0,1} + \frac{300 + 15}{100 + 160} \cdot 0,2} = 6 \text{ см}$$

Коэффициент разрыхления взорванных вскрышных пород в развале  $K_p = 1,19$ , тогда

$$P_9'' = 0,022 \left[ 13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6 + \frac{10 \cdot (13,5 \cdot 10 \cdot 0,06 + 5,6)}{(1,19)^9} \right] = 0,93$$

3. При разработке крутопадающих месторождений наиболее вероятным является копание пород в массиве под углом к трещинам. При такой посылке вскрышные породы относятся к внекатегорным породам по трудности экскавации в массиве, а полезное ископаемое - к VIII классу (24 - я категория) по трудности экскавации.

После взрывания разрушенная вскрышная порода относится к II классу (4 - я категория) по трудности экскавации, а разрушенное полезное ископаемое - к I классу (1 - я категория).

### Исходные данные для решения

П/Н	$\delta_{сж.вск'}$ МПа	$\delta_{сдв.вск'}$ МПа;	$\delta_{раст.вск'}$ МПа	$\gamma_{вск'}$ Н/дм <sup>3</sup>	$l_{ср.в'}$ см	$\delta_{сж.иск'}$ МПа	$\delta_{сдв.иск'}$ МПа	$\delta_{раст.иск'}$ МПа	$\gamma_{иск'}$ Н/дм <sup>3</sup>	$l_{ср.иск'}$ см	$q_{вск'}$ г/м <sup>3</sup>	$q_{иск'}$ г/м <sup>3</sup>	$d_{с.в'}$ мм	$d_{с.иск'}$ мм	$H_{у.в}$ м	$H_{у.иск'}$ м.
<b>1</b>	60	10	4	24	50	12	5	2,8	12	40	220	210	220	180	20	10
<b>2</b>	50	9,5	5,2	20	55	13	5,2	2,5	14	45	210	230	200	160	22	8
<b>3</b>	55	10,2	5,6	18	52	15	4,6	3	12	50	230	240	180	140	18	15
<b>4</b>	45	9,8	5,2	22	50	14	4,8	2,8	10	42	240	250	160	120	22	15
<b>5</b>	50	9,6	4,8	25	42	16	5,2	3,2	12	44	250	180	140	100	20	15
<b>6</b>	65	9,2	4,3	26	32	17	4,8	3,4	20	46	180	160	250	200	18	14
<b>7</b>	50	10,2	4,5	27	35	18	4	3,5	18	48	160	140	240	200	15	12
<b>8</b>	55	9,5	5,5	30	45	19	4,5	2,8	16	50	140	150	220	180	20	16
<b>9</b>	45	10,5	4	20	30	20	5,2	2,6	14	52	150	220	180	150	22	18
<b>10</b>	60	10	5	22	40	22	5,5	3	15	54	250	210	160	150	18	15

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 13

### РАСЧЕТ И ГРАФИЧЕСКОЕ ИЗОБРАЖЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНОГО ЗАБОЯ

**Цель работы** - получить навыки по расчету параметров экскаваторного забоя и его графического изображения.

Порядок отработки забойного блока поясняется схемами, приведенными на рис. 17.1 (а,б,в).

На рис.17.1 (а) принято: А - крайнее заднее положение ковша (дно ковша прижато к раме экскаватора); Б и Б<sub>1</sub> - положение ковша под осью напорного вала; В - крайнее положение ковша на уровне стояния экскаватора в момент отрыва зубьев от поверхности рабочей площадки; Г - положение ковша при наибольшем вылете; Д - крайнее верхнее положение ковша; I и II - предельные траектории движения режущей кромки зубьев ковша, соответственно, при выемке предыдущего забойного блока.

Параметры:  $R_{ч}$  и  $R_{ч.у.}$  - соответственно минимальный и максимальный радиусы черпания экскаватора на горизонте установки;  $R_{ч}$  и  $R_{ч.min}$  - соответственно, радиусы черпания при наибольшем и наименьшем вылете рукояти, м;  $H_{ч}$  - максимальная высота черпания, м;  $L_x$ ,  $Ш_x$  - соответственно длина и ширина гусеничного хода, м;  $L_{заб}$  - длина забойного блока;  $\alpha$  и  $\alpha_y$  - соответственно рабочий и устойчивый углы откоса уступа, град;  $c$  и  $d$  - параметры пространства для маневра ковша при обходе или уборке скатившихся кусков породы;  $\alpha_{min}$  - минимальное расстояние приближения экскаватора к откосу смежного уступа, м. По правилам безопасности высота уступа ( $H \leq H_{ч}$ ).

С одного места установки экскаватор производит: разработку забойного блока (рис.17.1 а) и зачищает откос уступа смежной заходки (рис.17.1 б).

Отработка забойного блока начинается от положения ковша “Б” при установке экскаватора в т. О<sub>1</sub> на рис.17.1 - а (ось вращения экскаватора (1)).

По мере выемки породы на участке от положения ковша “Б” до “В” (длина забойного блока) горизонтируется рабочая площадка. В положении ковша “В” из-за конструкции экскаватора зубья ковша отрываются от рабочей площадки и по мере подъема (при максимально вытянутой рукояти) описывают траекторию II.

Максимальная длина забойного блока

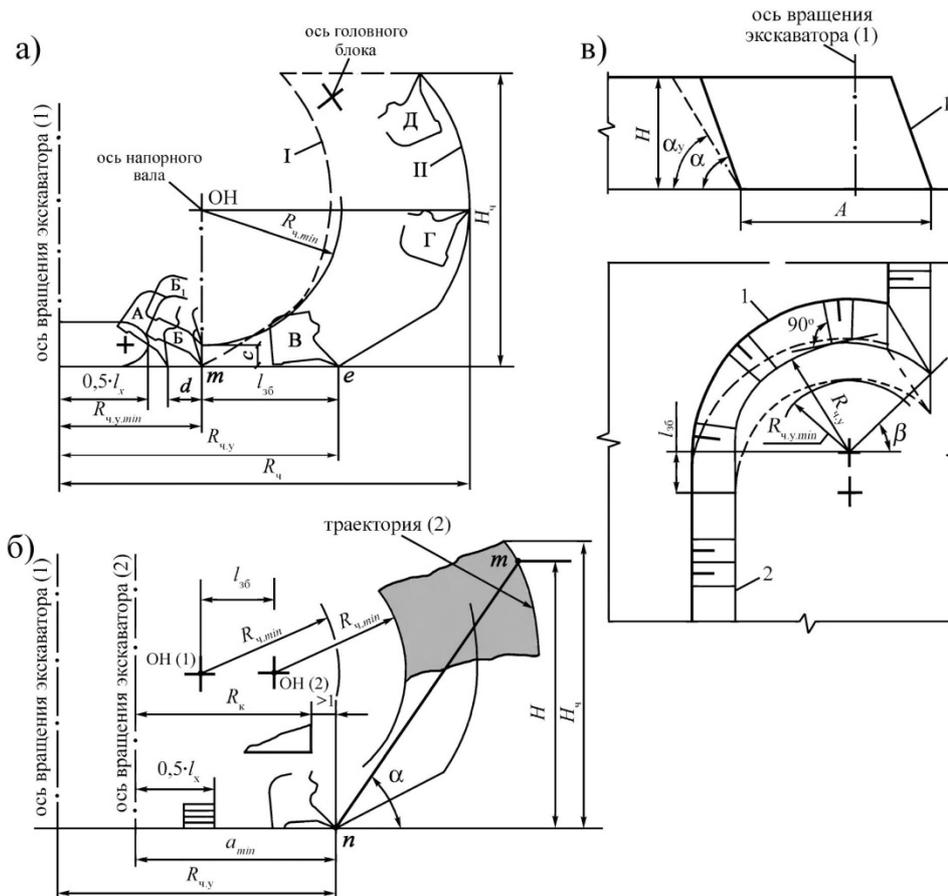
$$l_{зб} = R_{ч.у.} - R_{ч.у.min}$$

где  $R_{ч.у.min} = 0,5 \cdot l_x + \sqrt[3]{E}$ .

Значения  $l_{зб}$  приведены на табл.17.1.

### Положение нижней бровки относительно оси вращения экскаватора

Параметры	Модели прямых механических лопат						
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-20А	2300ХРВ	2800ХРВ	5700ХРА
$E, \text{ м}^3$	5,2	10	15	20	25,2	30,3	53,2
$R_{\text{ч.у.}}, \text{ м}$	9,0	10	15,6	14,2	15,6	15,85	20,8
$R_{\text{ч.у. min}}, \text{ м}$	4,7	12,6	9	8,1	7,7	8	10
$l_{\text{зб}}, \text{ м}$	4,3	6,3	6,6	6,1	7,7	7,8	10,8
$a_{\text{min}}, \text{ м}$	6,25	8,8	11	11	11,5	12,2	13,5



**Рис.13.1. Отработка забойного блока прямой механической лопатой:**

- а - формирование предельной траектории движения режущей кромки зубьев ковша;  
 б - формирование поверхности откоса уступа смежной заходки; в - изображение откоса забоя в профиле и плане с учетом принятых условностей.

Для избежания преждевременного износа и поломки рукояти при работе на максимальном ее вылете, черпание производят при радиусе  $(0,7 \div 0,8) R_{\text{ч}}$ . Поэтому фактическое конечное положение поверхности забоя может быть промежуточным ( в зоне напротив оси напорного вала - на рис.17.1. б обозначение OH). Однако нижняя бровка откоса забоя в любом случае находится на расстоянии  $R_{\text{ч.у.}}$  от оси вращения экскаватора.

Положение нижней бровки на паспорте забоя принимается на момент окончания отработки забойного блока, т.е. на расстоянии  $R_{ч.у.}$  от оси вращения экскаватора.

Положение верхней бровки откоса забоя принимается условно, поскольку детальное выявление форм горных выработок не имеет существенного значения, а упрощенное изображение снижает трудоемкость выполнения чертежа.

В данном случае условность заключается в том, что положение верхней бровки откоса забоя принимается равным расстоянию от оси вращения экскаватора (1) до верхней бровки откоса смежного уступа (точка «m» на рис.17.1 б). Это расстояние зависит от рабочего угла откоса уступа и равно  $R_{ч.у.} + Hctg\alpha$  .

Величины рабочего угла откоса уступа  $\alpha$  и устойчивого  $\alpha_y$  зависят от литотипа слагающих уступ пород.

Зачистка откоса смежного уступа производится с места установки экскаватора (т.О<sub>1</sub> на рис.13.1 б).

Для избежания или уменьшения образования нависей и козырьков экскаватор может приближаться к откосу для зачистки верхней части уступа (траектория 2) при установке экскаватора в новое положение (т.О<sub>2</sub> на рис.13.1 б).

Минимальное приближение экскаватора к откосу обусловлено безопасным вращением кузова  $a_{min} = R_k + 1$ .

С учетом принятых условностей изобразить и обозначить откос забоя в профиле и плане при работе мехлопаты.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 14

### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРА

**Цель работы** - получить навыки по расчету технической, эксплуатационной и годовой производительностей экскаватора.

**Дано:** Модель экскаватора – ЭКГ-6; категория пород – III; вид транспорта – автомобиль;  $E=6\text{м}^3$ ;  $T_{см}=8\text{ч}$ ;  $T_p=2,6\text{с}$ ;  $n_r=250$  дней;  $\kappa_n=0,95$ ;  $H_u=10\text{м}$ ;  $\kappa_p=1,35$ ;  $R_{ч.у.}=14\text{м}$ ;  $\kappa_u=0,75$ ;  $T_z=350$  дней,  $\Pi_{зм}=1374200 \text{ м}^3/\text{год}$

#### Решение:

#### 1. Техническая производительность экскаватора ( $A_T$ , $\text{м}^3/\text{ч}$ )

$$A_T = \frac{3600 \cdot E}{T_u} \cdot \kappa_o = \frac{3600 \cdot 6}{39} \cdot 0,7 = 387,7 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$\kappa_o = \frac{\kappa_n}{\kappa_p} = \frac{0,95}{1,35} = 0,7$$

#### Продолжительность цикла ( $T_u$ , с)

$$T_u = T_u + T_{нов} + T_p = 14,5 + 21,4 + 2,6 = 39\text{с}$$

$$T_u = \frac{194 \cdot d_{cp}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} = \frac{194 \cdot 0,3}{6} + \frac{6}{0,11 \cdot 6 + 0,6} = 14,5\text{с}$$

$$d_{cp} = (0,3 \div 0,4) \cdot \sqrt[3]{E} = 0,3 \cdot \sqrt[3]{6} = 0,54\text{м}$$

$$T_{нов} = (10 + E) + 0,18 \cdot (\beta - 90^0) = 10 + 6 + 5,4 = 21,4\text{с}$$

#### 2. Сменная производительность экскаватора ( $A_{см}$ , $\text{м}^3/\text{смену}$ )

$$A_{см} = A_T \cdot T_{см} \cdot \kappa_u = 387,7 \cdot 8 \cdot 0,75 = 2326 \text{ м}^3/\text{смену}$$

#### 3. Суточная производительность экскаватора ( $A_c$ , $\text{м}^3/\text{сутки}$ )

$$A_c = A_{см} \cdot n_{см} = 2326 \cdot 2 = 4652 \text{ м}^3/\text{сутки}$$

#### 4. Годовая производительность экскаватора ( $A_z$ , $\text{м}^3/\text{год}$ )

$$A_z = A_c \cdot n_z = 4625 \cdot 250 = 1156250 \text{ м}^3/\text{год}$$

#### 5. Определяется парк экскаваторов. Списочный парк экскаваторов ( $N_{эс}$ , шт)

$$N_{эс} = \frac{P_{эм}}{A_э} = \frac{13747200}{1156250} = 11,8 \approx 12шт$$

6. Рабочий парк экскаваторов ( $N_{эп}$ , шт)

$$N_{эп} = \frac{N_{эс}}{K_{рез}} = \frac{12}{1,4} = 8,57 \approx 9шт$$

$$K_{рез} = \frac{T_э}{n_э} = \frac{350}{250} = 1,4$$

### Исходные данные для расчетов

П/Н	Модель экскаватора	Категория пород	В, град	T <sub>см</sub> , с	n <sub>г</sub> , дней	Вид транспорта	K <sub>и</sub>
1	ЭКГ-3,2	III	90	8	260	Авто.	0,75
2	ЭКГ-5А	IV	130	12	260	Ж.- д.	0,60
3	ЭКГ-8И	V	120	8	250	Авто.	0,72
4	ЭКГ-6,3 УС	III	100	12	250	Ж.- д.	0,63
5	ЭКГ-5А	IV	120	8	250	Авто.	0,74
6	ЭКГ-8И	V	130	12	250	Ж.- д.	0,68
7	ЭКГ-6,3 УС	III	120	8	250	Авто.	0,75
8	ЭКГ-12,5	IV	110	12	230	Ж.- д.	0,65
9	ЭКГ-3,2	V	90	8	260	Авто.	0,73
10	ЭКГ-5А	III	120	12	240	Ж.- д.	0,68

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 15

### РАСЧЕТ И ГРАФИЧЕСКОЕ ИЗОБРАЖЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЙНОГО БЛОКА ЭШ.

**Цель работы** - получить навыки по расчету и графическому изображению параметров забойного блока шагающих экскаваторов.

Шагающими драглайнами выполняется широкий спектр горных работ: нижним черпанием - разработка вскрышных уступов по мягким и плотным породам, развалов прочных полускальных и скальных пород, угольных пластов, перевалка породных навалов. Верхним черпанием - тех же объектов, но при ограниченной высоте уступа:

$$H_{в} = (0,4 \div 0,5)H_{р}$$

где  $H_{р}$  – высота разгрузки, м.

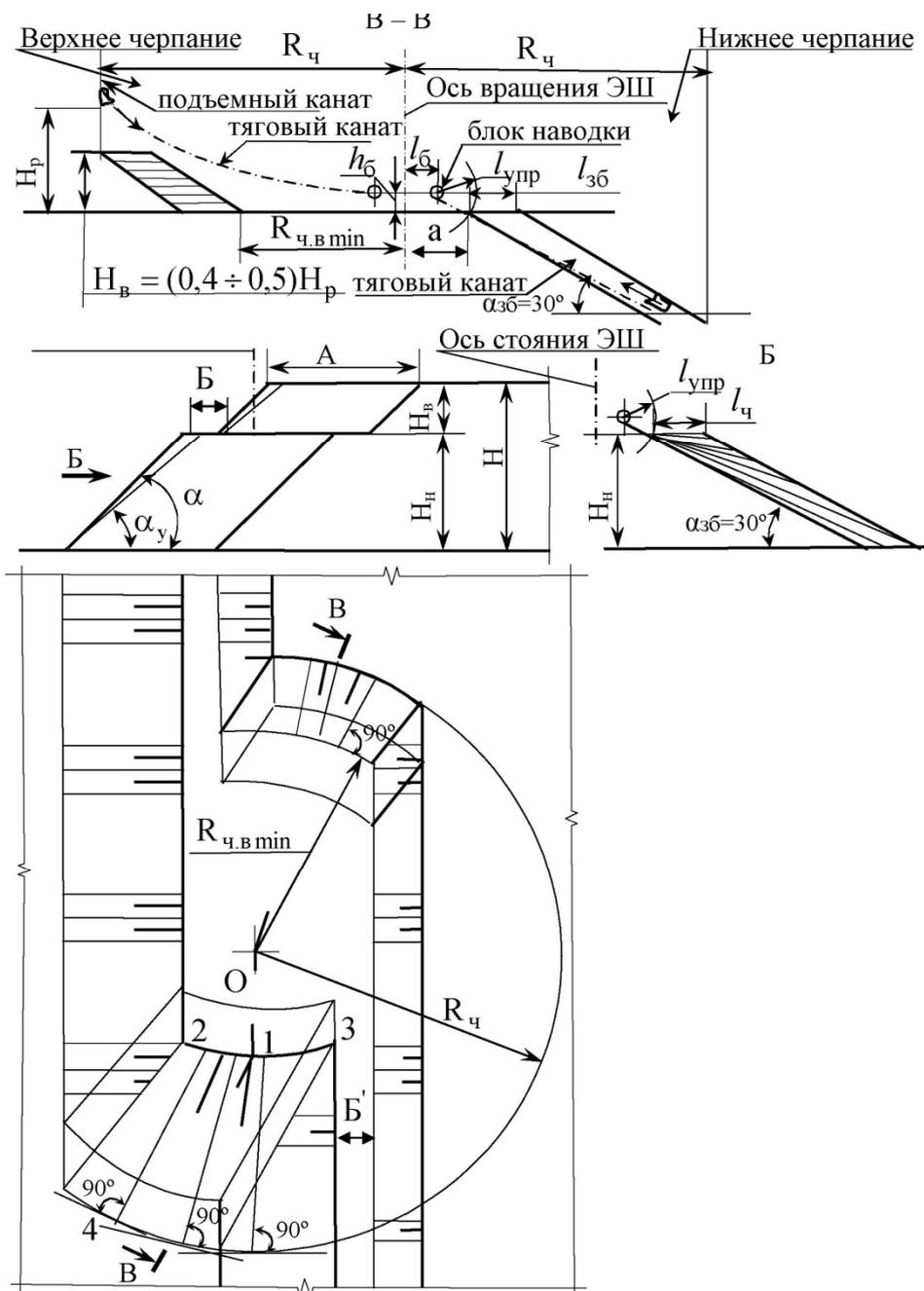
Это объясняется тем, что, во - первых, драглайн конструктивно не предназначен для работы верхним черпанием, во - вторых, при черпании сверху вниз затруднено наполнение ковша породой (коэффициент экскавации 0,3 - 0,5).

Изображение и обозначения забоя при нижнем черпании показано на рис.15.1.

На схеме приняты обозначения:  $A$  - ширина заходки, м;  $H_{н}$  и  $H_{в}$  - соответственно высота нижнего и верхнего вскрышных уступов, м;  $\alpha$  и  $\alpha_{у}$  - соответственно рабочий и устойчивый угол вскрышного уступа, град;  $\alpha_{зб}$  - угол откоса забоя по нижнему уступу ( $\alpha_{зб} = 20 \div 30^{\circ}$ ), град;  $\alpha_{зб.вск}$  - угол откоса забоя по верхнему уступу ( $\alpha_{зб.вск} = 5 \div 15^{\circ}$ ), град;  $R_{ч}$  - радиус черпания драглайна, м;  $l_{б}$  - расстояние от оси вращения экскаватора до оси блока наводки (блока схода канатов), м;  $l_{зб}$  - длина забойного блока, м;  $R_{ч.в.min}$  - минимальное расстояние от оси вращения драглайна до нижней бровки верхнего уступа, м;  $l_{ч}$  - длина черпания (длина протяжки ковша для его полного наполнения на горизонтальной площадке), м;  $B$  - ширина предохранительной бермы, м;  $B'$  - ширина бермы между нижним и верхним уступами, создаваемая для повышения устойчивости породного массива ( $B'=6$  м), м;  $a$  - расстояние от оси рабочего хода до верхней бровки нижнего уступа, м.

Порядок построения паспорта забоев следующий. Для принятой модели драглайна и значениях параметров  $A$ ,  $H_{н}$ ,  $H_{в}$ ,  $\alpha$  и  $\alpha_{у}$  строят профиль чертежа,

а на плане проводятся горизонтальные проекции всех нижних и верхних бровок нижнего и верхнего уступов. Далее на профиле и плане на расстоянии  $a$  от верхней бровки нижнего уступа показывается ось рабочего хода экскаватора.



**Рис.15.1** Отработка забойных блоков драглайном по верхнему и нижнему уступам

Параметр  $a$  определяется по формуле

$$a = B + 0,5 \cdot Ш_x$$

где  $Ш_x$  - ширина шагающего хода драглайна, м.

Параметры  $B$  и  $Ш_x$  равны:

$$B = H_H \cdot (ctg\alpha_{yctm} - ctg\alpha);$$

$$Ш_x = 2b_l + d_6$$

где  $b_l$  – ширина лыжи, м;  $d_6$  – диаметр базы драглайна, м.

Затем на плане по оси рабочего хода назначается место установки экскаватора (т.О). Для построения паспорта забоя необходимо определить положение его нижних и верхних бровок по нижнему и верхнему уступам.

Для этого из т.О проводим окружность радиусом  $R_q$ , которая определяет зону действия ковша.

### **Нижний уступ.**

На паспорте забоя положение верхней и нижней бровок принимается на начало отработки забойного блока (нижний уступ на рис 19.1.)

Нижняя бровка забойного блока по нижнему уступу располагается на окружности, проведенной из т.О, в пределах ширины заходки (дуга 1 - 2 на рис.19.1).

Верхняя бровка нижнего уступа не равноудалена от оси вращения экскаватора и описывается участком эллипса (дуга 6-7). Минимальное приближение верхней бровки к оси вращения драглайна (отрезок 0-5) равно  $l_6 + l_{yn} + l_{зб}$ , как показано на сечении В -В.

Сумма параметров  $l_6 + l_{yn}$  определяет минимальное приближение зубьев ковша к экскаватору.

Длина забойного блока  $l_{зб}$  определяется следующим образом. При разработке забойного блока снятие стружек (слоев выемки) осуществляется сверху вниз. Тогда длина забойного блока определяется по длине протяжки ковша  $l_q$  (вид С и сечение В -В) при снятии первой стружки (слоя выемки) на горизонте установки экскаватора

$$l_{зб} = l_q = K_{пут} \cdot l_6$$

где  $l_k$  –длина ковша, м;

$K_{пут}$  – коэффициент протяжки ковша, зависит от категории пород по трудности экскавации.

## Значения коэффициента $K_{\text{пут}}$

**Таблица 15.1.**

Показатель	Категория пород по трудности экскавации (по ЕНВ, 1989 г)			
	I	II	III	IV
$K_{\text{пут}}$	2.5 - 2	3.5	4.0	5.5

Длина ковша драглайна равна

$$l_k = 1.38 \cdot \sqrt[3]{E}$$

где  $E$  - вместимость ковша,  $\text{м}^3$ .

На паспорте забоя верхняя бровка нижнего уступа обозначается основной сплошной линией, нижняя - сплошной тонкой.

Верхний уступ.

На паспорте забоя по верхнему уступу положение верхней и нижней бровок принимается на конец отработки забойного блока (верхний уступ на рис.19.1). Верхняя бровка располагается на окружности, проведенной из т.О (дуга 2 - 3 на рис.19.1).

Нижняя бровка верхнего уступа принимается на расстоянии  $R_{\text{ч.в.}min}$  от оси вращения драглайна.

$$R_{\text{ч.в.}min} = R_{\text{ч}} - H_{\text{в}} \cdot ctg\alpha_{\text{зб.в}}$$

Длина забойного блока по верхнему уступу также равна  $l_{\text{зб}}$ .

Типы линий линии для обозначения бровок такие же, как и для обозначения бровок по нижнему уступу.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 16

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ САМОХОДНОГО КОЛЕСНОГО СКРЕПЕРА

**Цель работы** - получить навыки по определению производительности самоходного скрепера.

**Дано:** разработка и транспортирование наносов на расстояние  $L_r = 200$  м; породы мягкие; горизонтальный забой - площадка; движение скрепера кольцевое.

#### **Решение:**

Сменная эксплуатационная производительность колесного самоходного скрепера Д - 567 определяется по формуле

$$Q_{\text{ск.см.}} = 60 \cdot \frac{E}{T_{\text{р.ц.}}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{ск}} \cdot K_{\text{и.ск.}}, \text{ м}^3$$

где  $E$  - вместимость ковша ( $10 \text{ м}^3$ );

$T_{\text{р.ц.}}$  - продолжительность рабочего цикла, мин;

$T_{\text{см}}$  - продолжительность смены,  $T_{\text{см}} = 8$  часов;

$K_{\text{ск}}$  - коэффициент скреперования;

$K_{\text{и.ск.}}$  - коэффициент использования скрепера во времени, равный 0,8.

$$K_{\text{ск}} = \frac{K_{\text{н.к.}}}{K_{\text{р.к.}}} = \frac{0,88}{1,1} = 0,8$$

где  $K_{\text{н.к.}}$  - коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{р.к.}}$  - коэффициент разрыхления породы в ковше;

$$T_{\text{р.ц.}} = t_3 + t_{\text{д.г.}} + t_p + t_{\text{д.в.}} + t_{\text{всп}}$$

где  $t_3 = 1$  - продолжительность загрузки ковша, мин;

$t_p = 0,5$  - продолжительность разгрузки, мин;

$t_{\text{д.г.}}$  и  $t_{\text{д.в.}}$  - продолжительность движения скрепера с грузом и без груза, мин;

$$t_{д.г.} = \frac{L_{г.}}{V_{г.}} = \frac{200}{50} = 4 \text{ мин.};$$

$$t_{д.п.} = \frac{L_{п.}}{V_{п.}} = \frac{200}{80} = 2,5 \text{ мин}$$

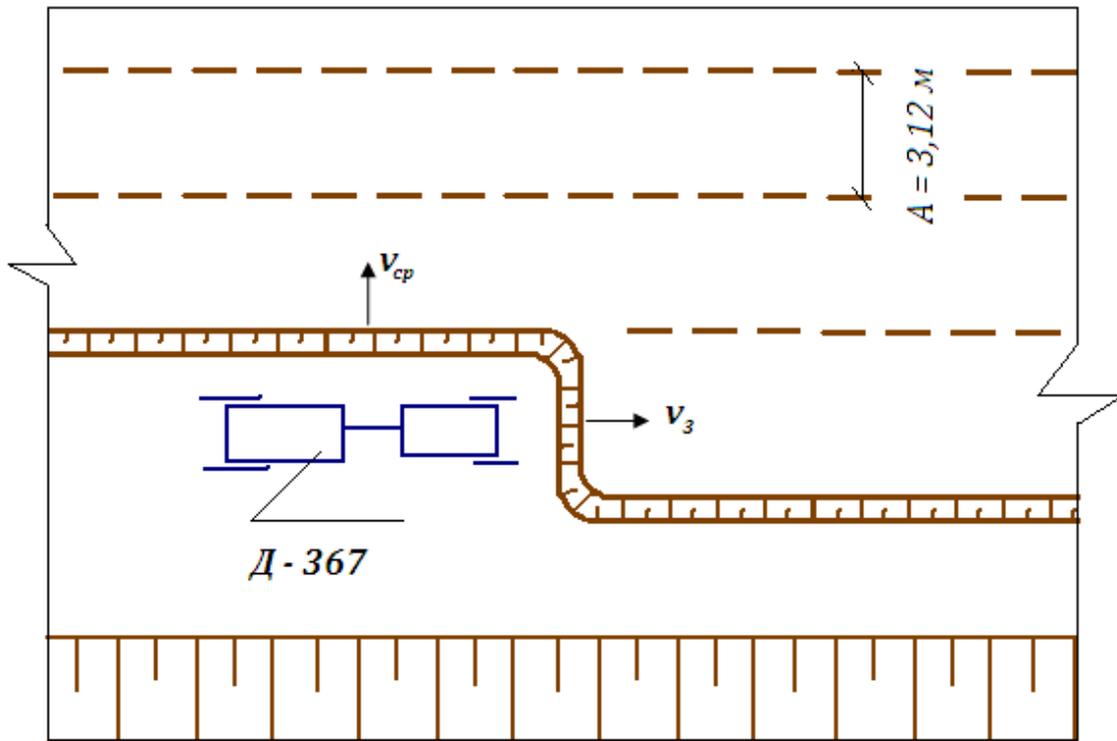
$t_{всп} = 1$  продолжительность вспомогательных операций, мин.

Итак,

$$T_{ц.р.} = 1 + 4 + 0,5 + 2,5 + 1 = 9 \text{ мин}$$

Тогда

$$Q_{ск.см.} = 60 \cdot \frac{10}{9} \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 0,8 = 341 \text{ м}^3/\text{смену}$$



**Рис. 16.1. Схема забоя - площадки скрепера Д - 567**

**Исходные данные для решения**

П/н	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$L_{г.}$	250	220	240	180	160	150	140	170	160	220

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 17

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОЛЕСНОГО ПОЛУПРИЦЕПНОГО СКРЕПЕРА

**Цель работы** - получить навыки по определению производительности колесного полуприцепного скрепера.

**Дано:** дальность транспортирования груза  $L_r = 450$  м; вскрышные породы - глинистые; подготовка к выемке осуществляется механическим рыхлением; показатель трудности экскавации породы  $P_э = 2,5$ .

#### Решение:

1. Паспортная производительность скрепера

$$Q = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.п.}}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где  $T_{ц.п.}$  – паспортная продолжительность рабочего цикла машины.

Паспортная производительность соответствует выемке при забое - площадке расчетной породы, перемещено загруженной породы по горизонтальному в плане и профиле пути на расстояние 100 м и беспрепятственной разгрузке породы горизонтальным слоем.

$$T_{ц.п.} = \frac{l_3}{V_3} + \frac{l_{д.г.}}{V_{д.г.}} + \frac{l_{д.п.}}{V_{д.п.}} + K_{п.л.} \frac{l_p}{v_p} + n_1 \cdot t_{n.n.} + n_2 t_{n.c.}, \text{ сек}$$

где  $l_3$  – длина пути загрузки,  $l_3 = 23$  м;

$V_3$  – скорость движения скрепера при загрузке;

$$V_3 = V_{з.п.} \cdot K_{т.с.} \cdot K_c = 0.35 \cdot 1.25 \cdot 1.1 = 0.48 \text{ М/с}$$

$V_{з.п.}$  – паспортная скорость движения при загрузке;

$K_{т.с.}$  – коэффициент, учитывающий тип тяги;

$K_c$  – коэффициент, учитывающий изменение скорости движения в зависимости от трудности экскавации породы.

$l_{д.г.}$  и  $l_{д.п.}$  – длина пути соответственно груженого и порожнего движения,  $l_{д.г.} = l_{д.п.} = 100$  м;

$V_p, V_{д.г.}, V_{д.п.}$  – соответственно скорости движения пути скрепера в груженом и порожнем ходе в направлениях при разгрузке,  $V_p = 0,8 \text{ М/с}$ ,  $V_{д.г.} = 2,5 \text{ М/с}$ ,  $V_{д.п.} = 4,5 \text{ М/с}$ ;

$K_{п.л.}$  – коэффициент, учитывающий относительную планировку породы после разгрузки,  $K_{п.л.} = 1,0$ ;

$t_{n.n.}$  – время одного переключения передач,  $t_{n.n.} = 3$  сек;

$n_1$  – число переключения передач,  $n_1 = 3$ ;

$t_{н.с.}$  – время одного поворота скрепера,  $t_{н.с.} = 30$  секунд;

$n_2$  – число поворотов скрепера за цикл работы.

Подставив все значение имеем

$$T_{ц.п.} = \frac{23}{0,48} + \frac{100}{2,5} + \frac{100}{4,5} + 1 \cdot \frac{10}{0,8} + 3 \cdot 3 + 2 \cdot 30 = 191,6 \text{ сек}$$

$$Q = \frac{3600 \cdot 15}{191,6} = 281,8 \text{ м}^3/\text{ч}$$

2. Эффективная производительность скрепера

$$Q_э = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{н.к}}{T_{ц.} \cdot K_{р.к}} \text{ м}^3/\text{ч}$$

где  $K_{н.к}$  и  $K_{р.к}$  - коэффициенты наполнения и разрыхления, зависящие от трудности экскавации и влажности породы, для данных условий  $K_{н.к} = 0,85$  и  $K_{р.к} = 1,25$ ;

$T_{ц.}$  – фактическая продолжительность рабочего цикла, сек (рассчитывается по ранее описанной методике путем подстановки действительных данных), т.е.

$$T_{ц.} = \frac{23}{0,48} + \frac{450}{2,5} + \frac{450}{4,5} + 1 \cdot \frac{10}{0,8} + 3 \cdot 3 + 2 \cdot 30 = 409 \text{ сек}$$

Тогда

$$Q_э = \frac{3600 \cdot 15 \cdot 0,85}{409 \cdot 1,25} \text{ м}^3/\text{ч}$$

3. Для изображения торцевого скреперного забоя определяется ширина скреперной заходки  $A$ .

Ширина скреперной заходки  $A$  при торцевом забое равна ширине полосы скреперования  $B_{ск}$  или может дополнительно включать транспортную полосу ширину  $T$  и для перемещения груженых и порожних скреперов, а так же полосу рыхления плотных пород  $B_p$  (ширина этих полос принимается одинаковой), т.е.

$$A = B_{ск} + B_p + T, \text{ м}$$

Ширина полосы скреперования:

$$B_{ск} = n (b_p + b_r) = 3 (2,85 + 1,0) = 11,5 \text{ м.}$$

где  $n$  – число смежных проходов скрепера (обычно  $n = 2 \div 4$ );

$b_p$  – ширина полосы резания породы,  $b_p = 2,85$  м;

$b_r$  – ширина гребня между смежными проходами скрепера,  $b_r = 1,0$  м.

Тогда

$$A = 11,5 + 11,5 + 11,5 = 34,5 \text{ м}$$

### Исходные данные для решения

П/Н	$L_{\Gamma}$ , м	$V$ , м/с	$V_{д.г.}$ , м/с	$V_{д.п.}$ , м/с	$b_p$ , м	$b_{\Gamma}$ , м	$n_1$	$n_2$
1	400	0,8	2,8	4	2,5	1	3	3
2	420	1	3	4,5	2,6	0,8	4	2
3	350	1,2	3,2	4,2	2,7	0,9	2	2
4	320	1,4	3,5	4,4	2,8	1,1	3	3
5	450	0,6	3,6	3,8	2,9	1,2	4	4
6	300	0,7	3,8	3,5	2,5	0,8	2	4
7	340	0,8	4	3,6	2,6	0,9	3	2
8	320	0,9	2,5	4,2	2,7	1,1	4	2
9	450	1,1	2	4,4	2,8	1,2	2	3
10	300	1,2	2,5	4,6	2,9	0,9	3	3

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 18

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУЛЬДОЗЕРА ПО МЯГКИМ ПОРОДАМ

**Цель работы** - получить навыки по определению производительности бульдозера по мягким породам.

**Дано:** расстояние перемещения породы  $L_n = 30$  м; горизонтальный забой - площадка; схема движения бульдозера - челноковая.

#### Решение:

Производительность бульдозера зависит от мощности трактора, размеров лемеха, дальности транспортирования и свойств разрабатываемых пород.

Сменная эксплуатационная производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q_{б.см.} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot K_q}{T_{ц.р.} \cdot K_{р.п.}} \cdot T_{см} \cdot K_{и.б.}, \text{ м}^3/\text{см}$$

где  $V_n$  – объем породы, перемещаемый бульдозером за цикл,  $V_n = 3,8 \text{ м}^3$ ;

$K_q$  – коэффициент изменения производительности бульдозера, учитывающий уклон и дальность перемещения породы,  $K_q = 0,6$ ;

$K_{р.п.}$  – коэффициент разрыхления породы,  $K_{р.п.} = 1,2$

$T_{см}$  – продолжительность смены,  $T_{см} = 8$  часов;

$K_{и.б.}$  – коэффициент использования бульдозера во времени;

$T_{ц.р.}$  – продолжительность рабочего цикла,

$$T_{ц.р.} = \frac{l_n}{V_n} + \frac{L_{г.}}{V_{д.г.}} + \frac{L_n}{V_{д.п.}} + t_b, \quad \text{сек}$$

где  $t_b$  – время переключения скоростей и опускания лемеха,  $t_b = 8$  сек;

$l_n$  – расстояние набора породы,  $l_n = 10$  м;

$V_n$  – средняя скорость движения бульдозера при наборе,  $V_n = 1 \text{ м/с}$ ;

$V_{д.г.}$  – средняя скорость движения бульдозера с грузом,  $V_{д.г.} = 1,5 \text{ м/с}$ ;

$V_{д.п.}$  – средняя скорость движения бульдозера без груза,  $V_{д.п.} = 2,5 \text{ м/с}$ .

$$T_{ц.р.} = \frac{10}{1} + \frac{30}{1,5} + \frac{30}{2,5} + 8 = 50 \text{ сек}$$

Подставив полученные данные в исходную формулу для определения сменной эксплуатационной производительности  $Q_{б.см.}$ , получим:

$$Q_{б.см.} = \frac{3600 \cdot 3,8 \cdot 0,6}{50 \cdot 1,2} \cdot 8 \cdot 0,8 = 875 \text{ м}^3/\text{см}$$

**Исходные данные для решения**

<b>п/н</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>
$L_n, \text{м}$	32	34	35	36	37	38	40	28	26	24

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 19

### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

**Цель работы** - получить навыки по определению производительности конвейерного транспорта.

В соответствии с условиями заданиями вычерчивается профиль трассы конвейеров

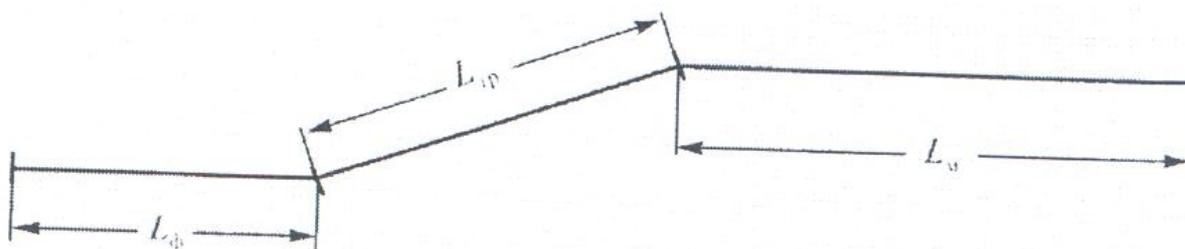


Рис. 1

Здесь  $L_{\phi}$  – длина фронта горных работ уступа;

$L_{тр}$  – длина капитальной траншеи (наклонная часть трассы конвейера);

$L_{м}$  – длина магистрального конвейера (на участке трассы от карьера до отвала).

1. Определяется часовая мощность грузопотока при работе на уступе одного экскаватора ЭКГ (при использовании в качестве загрузочного устройства бункера – дозатора или передвижного дробильного агрегата). Модель экскаватора и его техническая (часовая) производительность принимается в соответствии с производительностью установленной в предыдущих работах..

С учетом разрыхленного состояния породы на ленте часовая мощность грузопотока с уступа составит

$$Q_{\text{час}} = \frac{3600E}{t_{ц}} k_{\text{раз}}, \frac{\text{м}^3}{\text{час}}$$

Где  $k_{\text{раз}}$  - коэффициент разрыхления породы на ленте конвейера (в зависимости от кусковатости пород можно принимать от 1,1 до 1,3)

2. Определение ширины ленты забойного, магистрального и подъемного (наклонного) конвейеров. Производится отдельно сначала для горизонтальных – забойного и магистрального конвейеров, а затем для наклонного конвейера.

$$B_{л} = 1,1 \left( \sqrt{\frac{Q_{ч}}{C_{и} V k_{у}}} + 0.05 \right), \text{ м}$$

где  $C_{и}$  – коэффициент производительности конвейера, зависящий от формы поперечного сечения груза на ленте (коэффициент наполнения лотка конвейера);

$V$  – скорость движения ленты, м/с;

$k_{у}$  – коэффициент, учитывающий необходимость снижения высоты насыпки породы на ленту при угле наклона  $12^{\circ}$  и более.

3. Величина  $C_{и}$  принимается из таблицы 19.1 в зависимости от конструкции роlikоопор и величины угла откоса породы на ленте таблица 19.2

Скорость движения ленты принимается в соответствии с данными таблицы 19.3 Приложения в зависимости от свойств пород и требуемой производительности конвейера  $Q_{ч}$ .

#### Величина коэффициента $k_{у}$

Угол установки конвейера, град	0-10	12	14	16	18	20
Значение $k_{у}$	1	0,98	0,96	0,94	0,92	0,9

4. Проверка  $B_{л}$  по кусковатости транспортируемой породы

- При содержании в транспортируемой массе кусков  $a_{max} < 15 \%$  (максимальный размер куска не должен превышать 400-450 мм)

$$B_{л} \geq (2,3 \div 2,5) a_{max}, \text{ час}$$

- При содержании кусков  $a_{max} > 15 \%$

$$B_{л} \geq (3,3 \div 4) a_{max}, \text{ час}$$

5. Из полученных значений  $B_{л}$  по расчету выбирается большее и округляется до стандартного значения ширины ленты (таблица 22.4)

6. Принимается тип ленты (таблица 22.4) и приводится его техническая характеристика

7. В соответствии с принятой  $V_d$  и производительностью конвейера по таблице 22.5 выбирается тип конвейера и приводится его техническая характеристика.

8. С учетом длины конвейера ( по его технической характеристике), длине фронта работ на уступе  $L_\phi$ , длины капитальной траншеи  $L_{mp}$  и расстояния от карьера до отвала  $L_m$  определяется количество конвейерных ставов на каждом участке трассы и количество перегрузочных пунктов. Следует при этом иметь в виду, что в технической характеристике приведены максимальные значения длины става с учетом длины соответствующего участка трассы.

9. Определение возможной производительности системы конвейеров  $Q_{ск}$ , в которую входят: пункт загрузки, установленное расчетом количество ставов конвейеров и количество перегрузочных пунктов с неприводными устройствами

$$Q_{ск} = Q_{ч} T_{пл} k_{гс}, \text{ м}^3/\text{год}$$

Где  $T_{пл}$  – планируемое время работы конвейеров в году, час;

$k_{гс}$  – коэффициент готовности системы конвейеров к работе

$$T_{пл} = T_{кал} \cdot k_{и}, \text{ час}$$

Где  $T_{кал}$ - календарное время работы в году, час (определяется в соответствии с количеством рабочих дней в году);

$k_{и}$  – коэффициент использования календарного времени ( $k_{и} = 0,6 - 0,65$ ).

### Значения коэффициентов готовности

Элементы системы	$k_{г}$
Ленточные конвейеры при транспортировке рыхлых и скальных пород	0,96-0,97
Перегрузочный пункт	0,96-0,99

Коэффициент готовности системы к работе определяется по выражению

$$k_{гс} = k_{г1}k_{г2} \dots k_{(n-1)}k_n$$

Где  $k_{г1}; k_{г2} \dots k_n$  – коэффициенты готовности каждого из соединенных последовательно элементов системы.

### Исходные данные к работе

Вариант	Материал	Ширина ленты В, м	Угол наклона роликов, градус	Угол установки конвейера, градус	$\gamma$	$\vartheta$ , м/с
1.	Апатит	0,6	20	10	1,8	2
2.	Галька влажная	1	30	12	2	2,5
3.	Глина сырая	1,6	22,5	14	1,9	3
4.	Земля, грунт влажный	1,7	30	16	2	4,5
5.	Известняк	1,6	35	18	1,8	3,5
6.	Песок сухой	1,2	40	20	1,9	4
7.	Песок влажный	1	30	10	2	2,5
8.	Порода горная вскрышная	1	36	12	2,6	2,5
9.	Руда железная	1,6	20	14	2,8	3
10.	Соль, каменная	1,7	30	16	2	4
11.	Уголь бурый рядовой	1	35	18	1,8	2,5
12.	Уголь каменный	1,6	40	20	1,8	3,5
13.	Песок сухой	1,6	22,5	10	2	3
14.	Песок влажный	1	30	12	1,9	2,5
15.	Апатит	1,8	36	14	2	5

Таблица 19.2.

### Угол откоса породы на движущейся ленте конвейера

Материал	$\alpha$ , градус	Наибольший угол наклона конвейера, градус
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18-26
Земля, грунт влажный	15	20-24
Известняк	15	16-18
Песок сухой	15	16-20
Песок влажный	18-20	20-25
Порода горная вскрышная	15-20	17

Руда железная	15-20	18-20
Соль каменная	15-20	18-23
Уголь бурый рядовой	15-20	18-20
Уголь каменный	18-20	18

**Таблица 19.3.**

**Рекомендуемые скорости движения ленты**

Производительность конвейера, м <sup>3</sup> /ч	Скорость ленты, м/с, при транспортировании пород	
	Рыхлых и полускальных	Скальных
400 – 800	1,6; 2; 2,5	1,6; 2
1000 – 2500	2,5; 3,15	2; 2,5
2500 – 5000	3,15; 4,5	2,5; 3,15
5000 – 8000	4,5; 5,3	3,15
8000 – 12000	5,3; 6,3	3,15; 4,5
12000 и более	6,3	4,5

**Таблица 19. 4.**

**Технические характеристики резиновых лент**

Параметр	Тип ленты					
	РТЛН500У	РТЛ 2500	РТЛ 3150	РТЛ 4000	РТЛ 5000	РТЛ 6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Шаг троса в ленте, мм	15±1,5	14±1,5	14±1,5	20±1,5	17±1,5	18±1,5
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35:37
Расчетная масса 1 м <sup>2</sup> ленты, кг	33	43	49	55	58	70:72
Расстояние от центра крайнего троса до борта ленты, мм	25	25	25	30	30	30
Ширина ленты, мм	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	- 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	- - 1600±20 1800±20 2000±20	- - 1600±20 1800±20 2000±20	- - - 1800±20 2000±20

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 20

### РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

**Цель работы** - получить навыки по определению параметров и показателей железнодорожного транспорта.

**Дано:** Расстояние транспортирования по временным путям 2 км, по постоянным путям 4 км (руководящий подъем  $i_p = 30 ‰$ ). На карьере применяется электровозы  $EL=1$ , думпкары 2ВС-105 и экскаваторы ЭКГ-8И (техническая производительность 1350 т/ч). Суточный грузооборот карьера по вскрышным породам равен 100 тыс.т. Определить число вагонов в локомотивосоставе, рабочий и инвентарный парк подвижного состава железнодорожного транспорта при перемещении вскрышных пород (плотность  $2,7 \text{ т/м}^3$ ) на отвалы.

#### Решение.

1. Принимаем  $k_p = 1.4$  определяем плотность насыпной породы в думпкаре

$$\gamma_n = \frac{\gamma_{и}}{k_p} = \frac{2,7}{1,4} = 1,9$$

Где  $\gamma_{и}$  - плотность породы в целике,  $\text{т/м}^3$ ;

$k_p$  – коэффициент разрыхления породы в вагоне.

2. Принимаем коэффициент загрузки вагона  $k_{з.в.} = 1,1$  и при  $E_B = 48,5 \text{ м}^3$  определяем массу породы, перевозимой думпкаром

$$q_{пд} = E_B \gamma_n k_{з.в.} = 48,5 \cdot 1,9 \cdot 1,1 = 103 \text{ т}$$

3. Принимаем основное удельное сопротивление  $\omega_B = 25 \text{ Н/т}$ , коэффициент сцепления движущихся колес по рельсам  $k_{сц} = 0,8 \div 0,34$  определяем число вагонов в локомотивосоставе

$$n_B = \left( \frac{10000 P_{сц} k_{сц}}{\omega_B + 10 i_p} - Q_L \right) \cdot \frac{1}{q_T + q_{гр}} = \left( \frac{10000 \cdot 150 \cdot 0,3}{2,5 + 30} - 150 \right) \cdot \frac{1}{55 + 103} = 8$$

Где  $Q_L$  – масса локомотивосостава, т

$\omega_B$  – удельное сопротивление движению,  $\text{Н/т}$

4. Определяем полезную массу поезда

$$Q_{гр} = n_B q_{пд} = 8 \cdot 103 = 824 \text{ т}$$

5. Определяем продолжительность погрузки локомотивосостава

$$t_n = \frac{n_B q_{\text{ПД}}}{P_{\text{Э.тех}}} = \frac{824}{1350} = 0,61 \text{ час}$$

Где  $P_{\text{Э.тех}}$  – техническая производительность экскаватора, т/ч

**6.1.** Определяем продолжительность движения локомотивосостава по временным путям

$$t_{\text{д.в.}} = \frac{2L_B}{v_B} = \frac{2 \cdot 2}{15} = 0,27 \text{ ч}$$

**6.2.** Определяем продолжительность движения локомотивосостава по постоянным путям

$$t_{\text{д.п.}} = \frac{2L_{\text{СТ}}}{v_{\text{СТ}}} = \frac{2 \cdot 2}{35} = 0,23 \text{ ч}$$

Где  $L_B$ ,  $L_{\text{СТ}}$  - соответственно протяженность временных (забойных и отвальных) и стационарных путей, км;

$v_B$ ,  $v_{\text{СТ}}$  - скорость движения соответственно по временным и стационарным путям ( $v_B = 15 - 20$ ,  $v_{\text{СТ}} = 35 - 40$ ), км/час

**7.** Определяем продолжительность разгрузки локомотивосостава

$$t_{\text{раз}} = \frac{n_B t_{p.B}}{60} = 8 \cdot 3 \cdot \frac{1}{60} = 0,4 \text{ час}$$

Где  $t_{p.B}$  - продолжительность разгрузки вагона (летом  $t_{p.B} = 1,5 - 5$ ,  $t_{p.B} = 3 - 5$ ), мин

**8.** Определяем продолжительность рейса локомотивосостава

$$t_p = t_n + t_{\text{д.в.}} + t_{\text{д.п.}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{ож}} = \\ = 0,61 + 0,27 + 0,4 + 0,23 + 0,1 = 1,61 \text{ час}$$

где  $t_{\text{ож}}$  - продолжительность простоя локомотивосостава в ожидании погрузки, разгрузки, на обменных пунктах ( $t_{\text{ож}} = 5 - 10$  мин), ч

**9.** Определяем число рабочих локомотивосоставов

$$N_c = \frac{W_c k_p t_p}{n_{\text{п}} q_{\text{ГР}} T} = \frac{1,25 \cdot 100000 \cdot 1,61}{824 \cdot 22} = 11$$

Где  $T$  – интервал времени, за который определяются пропускная способность (для суточной пропускной способность  $T=22$ ; для сменной  $T=7 - 7,5$ );

$W_c$  - суточный грузооборот карьера, т;

$n_{\Pi}$  - число путей на перегоне

**10.** Число рабочих локомотивов равно числу локомотивосоставов:

**10.1** Рабочий парк думпкаров определяем по формуле

$$N_B = N_C \cdot n_B = 11 \cdot 8 = 88$$

**10.2** Инвентарный парк локомотивов и думпкаров принимаем на 20 % больше рабочего парка

$$88 \cdot 1,2 = 106 \text{ думпкаров и } 11 \cdot 1,2 = 14 \text{ локомотивов}$$

### Исходные данные к работе

Вариант	Плотность породы $\gamma_{и}$ , т/м <sup>3</sup>	Расстояние транспортирования		Руководящий подъем дороги $i_p$ , ‰	Суточный грузооборот карьера по вскрышным породам $W_c$ , тыс.т.
		По временным путям $L_B$ , км	По стационарным путям $L_{CT}$ , км		
1	2,7	1,5	3,8	28	90
2	2,9	2	4	30	120
3	3,1	2,3	4,5	32	110
4	2,7	1,8	4,2	30	120
5	2,9	2	3,5	28	100
6	3,1	1,5	4,5	28	130
7	3	2	3,8	30	110
8	2,9	2,3	4	32	120
9	2,8	1,8	4,5	30	100
10	3,2	2	4,2	30	110

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 21

### РАСЧЕТ ВЕЛИЧИНЫ РУКОВОДЯЩЕГО ПОДЪЕМА ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

**Цель работы** – получить навыки по расчету руководящего подъема железнодорожного транспорта.

**Дано:** показатели трудности проведения процессов соответственно имеем  $P_6 = 12$ ,  $P_3 = 8$ ,  $P_T = 6$ ; количество вагонов  $n = 10$ ; тип вагонов ВС – 60; локомотив EL-1; экскаватор ЭКГ-5А; плотность породы  $\gamma = 28 \text{ Н/дм}^3$ , длина соединительного пути  $L_c = 0.5 \text{ км}$ ; грузооборот  $W_q = 3000 \text{ Т/час}$

#### **Решение.**

1. Значение технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта  $i_p$  зависит, прежде всего от величины сцепного веса локомотива, полезной массы поезда

$$i_p = \frac{F_k}{K_w(P_p + nqK_B)}, \text{ ‰}$$

где  $i_p$  – руководящий уклон, ‰;

$F_k$  – сцепная сила тяги, тн;

$P_p$  – вес локомотива ( $P_p = 150 \text{ тн.}$ , EL -1);

$n$  – количество вагонов в составе ( $n = 10 \text{ ед}$ );

$q$  – грузоподъемность вагона (ВС-60,  $q = 60 \text{ тн.}$ );

$K_B$  – коэффициент общей массы вагона, для условий транспортирования взорванных скальных пород  $K_B = 1,7$ ;

$K_w$  – коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению ( $K_w = 1,2 \div 1,1$ ;  $K_w = 1,2$ )

Величина сцепной тяги находится из выражения

$$F_k \geq F_{сц} = 1000 \cdot \psi \cdot P_p, \text{ тн}$$

где  $\psi$  – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами, при движении  $\psi_{дв} = 0,18 - 0,26$ ; а при трогании с места  $\psi_{тр} = 0,24 - 0,34$ ; принимаем  $\psi_{дв} = 0,26$  по условию движения состава, тогда

$$F_k = 1000 \cdot 0,26 \cdot 150 = 39000 \text{ тн.}$$

Подставляя, все известные величины получим:

$$i_p = \frac{39000}{1,2(150 + 10 \cdot 60 \cdot 1,7)} = 27,8 \text{ ‰}$$
$$i_p = \frac{39000}{1,2(150 + 10 \cdot 60 \cdot 1,7)} = 27,8 \text{ ‰}$$

2. Производим расчет технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта по фактору провозной способности перегона и величины грузооборота элементарного грузопотока на (перегоне) участке забой-горловина выездной траншеи.

Количество экскаваторов на уступе  $N_э = 2$  ед (ЭКГ-5), грузооборот  $W_ч = 3000$  т/час.

Принимаем однопутный перегон.

Провозная способность определяется по формуле

$$M_q = W_ч / \rho, \text{ Т/час}$$

где  $\rho$  – количество путей на ограничивающем перегоне. При  $\rho = 1$ ,  $M_q = W_ч$

Полезная масса поезда определяется из выражения

$$nq = \frac{W_ч \cdot t_{и}}{\rho}$$

где  $t_{и}$  – интервал времени между проходом двух смежных груженых поездов;

$$t_{и} = \frac{t_n + t_0}{N_э}, \text{ МИН}$$

где  $t_n$  – время погрузки состава

$$t_n = \frac{n \cdot q}{Q_{э.т}}, \text{ МИН}$$

$Q_{э.т}$  – техническая производительность экскаватора, т/ч;

$$Q_{э.т} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_n \cdot K_3}{T_{ц.п.}} = 263 \text{ м}^3/\text{час} = 738 \text{ Т/час}$$

$$K_n = (0,8 \div 0,9); K_3 = (0,8 \div 1)$$

$t_0$  – время обмена поезда;

$$t_0 = 2 \cdot \left( \frac{L_c}{V_c} + \frac{0.5 \cdot L_6}{V_3} + \tau \right), \text{ мин}$$

$L_c$  – длина соединительного пути,  $L_c = 0,5$  м;

$V_c$  – скорость движения по соединительному пути,  $V_c = 20$  км/час;

$L_6$  – длина экскаваторного блока, м;

$V_3$  – скорость движения по забойному пути,  $V_3 = 10$  км/час;

$\tau$  – время на железнодорожную связь, мин ( $\tau = 0$  при автоблокировке);

$K_n$  – коэффициент влияния породы;

$K_3$  – коэффициент забоя.

$$t_0 = 2 \cdot \left( \frac{0,5}{20} + \frac{0.5 \cdot 1,5}{10} \right) = 0,2 \text{ час} = 12 \text{ мин}$$

$$t_{\text{н}} = \frac{49 + 12}{2} = 30,5 \text{ мин} = 0,51 \text{ час}$$

$$nq = \frac{3000 \cdot 0,51}{1} = 1530 \text{ тонн}$$

По фактору провозной способности перегона и величины грузооборота имеем

$$i'_p = \frac{39000}{1,2(150 + 1530 \cdot 1,7)} = 11,8 \text{ ‰}$$

Так как (заданный) требуемый грузооборот обеспечивается при руководящем подъеме  $i'_p = 11,8 \text{ ‰}$ , а технические возможности локомотива позволяют достигнуть  $i_p = 27,8 \text{ ‰}$ , принимаем  $i_p = 27 \text{ ‰}$ .

### Исходные данные для решения

№	П <sub>б</sub>	П <sub>з</sub>	П <sub>м</sub>	n	Вагон	Локомотив	Экскаватор	W <sub>и</sub> , т/ч	γ, н/дм <sup>3</sup>	L <sub>с</sub> , км	P <sub>p</sub>	q
1.	12	8	6	10	BC-60	EL-1	ЭКГ-5А	3000	28	0,5	150	60
2.	13	9	5	12	BC-80	EL-2	ЭКГ-12,5	3500	25	1,5	100	80
3.	15	9	7	10	BC-60	ТЭМ-1	ЭКГ-15	3800	26	0,5	122	60
4.	13	7	7	12	BC-80	ТГМ-5	ЭКГ-8	3600	27	1,5	160	80
5.	11	9	7	10	BC-50	ТГМ-3	ЭКГ-5А	3500	28	1	68	50
6.	10	8	6	10	BC-100	EL-10	ЭКГ-12,5	3400	24	1	360	100
7.	12	9	5	12	ПС-82	EL-1	ЭКГ-15	3200	25	0,5	150	82
8.	13	8	5	12	BC-105	EL-2	ЭКГ-8	3000	26	1,5	100	105
9.	14	8	5	12	ПО-60	ПЭ-150	ЭКГ-5А	3500	27	1,5	150	60
10	15	7	7	10	BC-95	Д-94	ЭКГ-12,5	3800	28	0,5	94	95

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 22

### РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И РЕЖИМА РАБОТЫ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

**Цель работы** - получить навыки по определению технологической производительности железнодорожного транспорта расчету режима его работы.

1. Общее время рейса

$$T_p = t_n + t_{гр} + t_p + t_{пор} + t_{ож} , \text{ мин}$$

где  $t_n$  – время погрузки, мин

$t_{гр}$  – время движения с грузом, мин;

$t_p$  – время разгрузки, мин;

$t_{пор}$  – время порожнего хода, мин;

$t_{ож}$  – время маневров и ожидания, мин.

$$t_n = \frac{V_{с.ф.}}{Q_{эф}} = \frac{V_{е.г.} \cdot K_{н.в.}}{Q_{эф} \cdot K_{р.в}}$$

где  $V_{с.ф.}$  – фактическая емкость состава, м<sup>3</sup>;

$V_{е.г.}$  – геометрическая емкость состава, м<sup>3</sup>;

$K_{н.в.}, K_{р.в}$  – коэффициенты наполнения кузова вагона и разрыхления породы в нем.

При расчетах пользуются значениями общей среднетехнической скорости рейса

$$v_{г.ср.} = \frac{60 \cdot l_{дв}}{t_{дв}}$$

Техническая производительность локомотивосостава

$$Q_T = \frac{V_{г.с.} \cdot K_{п} \cdot v_{т.г.} \cdot \beta}{L_{тр} + v_{т.пр} \cdot \beta \cdot t_{р.п}} , \quad \text{м}^3/\text{час}$$

где  $K_{п}$  – коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы;

$L_{тр}$  – расстояние транспортирования горной массы между пунктами погрузки и разгрузки, км;

$t_{р.п}$  – паспортное время разгрузки состава, ч.

$\beta$  – коэффициент использования пробега.

$$\beta = \frac{l_{гр}}{l_{гр} + l_{пор}}$$

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 23

### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ АВТОТРАНСПОРТА

Цель работы - получить навыки по расчету производительности автотранспорта.

**Дано:** Категория пород: I;  $L = 1,2 \text{ км}$ ;  $H_n = 20 \text{ м}$ ;  $\gamma = 1,6$ ;  
 $k_p = 1,15$ ;  $k_n = 1,05$ ;

#### Решение:

По заданной модели экскаватора подбирается модель автосамосвала. Подбор осуществляется из условия обеспечения рационального соотношения ( $\mu$ ) между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора:

$$\mu = \frac{V_a}{E} = \frac{15}{3,2} = 4,6$$

При  $E = 3,2 \text{ м}^3$  принимаем БелАЗ-7522:  $q_a = 30 \text{ т}$ ;  $V_a = 15,0 \text{ м}^3$ ;  
 $V'_a = 18,0 \text{ м}^3$ ;  $t_{mn} = 0,50 \text{ мин}$ ;  $t_{mp} = 0,54 \text{ мин}$ ;

Производится расчет времени погрузки автосамосвала ( $t_n$ , мин) и веса груза в кузове ( $q$ , т):

$$t_n = \frac{T_u^a \cdot (n_u - 0,5)}{60} = \frac{39 \cdot (4 - 0,5)}{60} = 2,27 \text{ мин}$$

где:  $T_u^a$  - продолжительность цикла экскавации, с

$n_u$  - количество циклов экскавации для полной разгрузки автосамосвала:

$$n_u = \frac{q_a \cdot k_p}{E \cdot k_n \cdot \gamma} = \frac{30 \cdot 1,5}{3,2 \cdot 1,05 \cdot 1,6} = 8,37$$

$$n'_u = \frac{V'_a \cdot 0,9}{E \cdot k_n} = \frac{18,0 \cdot 0,9}{3,2 \cdot 1,05} = 4,82,$$

Затем сравним значения  $n_u$  и  $n'_u$ , вычисленные по формулам, выбирается меньшее округляется до целого числа.

$$n_u = 8,37; \quad n'_u = 4,82 \quad 8,37 > 4,82, \text{ принимаем } n_u = 4,82 \approx 4$$

Вес груза в кузове рассчитывается ( $q$ , т):

$$q = \frac{E \cdot k_n}{k_p} \cdot n_u \cdot \gamma = \frac{3,2 \cdot 1,05}{1,15} \cdot 4 \cdot 1,6 = 18,6 \text{ т},$$

Осуществляется проверка:

$$q \leq 1,1 \cdot q_a; \quad 18,6 \leq 1,1 \cdot 30; \quad 18,6 < 33$$

где:  $q_a$  - грузоподъемность автосамосвала, т.

Производится расчет времени, движения автосамосвалов в грузовом и порожняковом направлениях:

$$t_o = 60 \cdot \frac{2 \cdot L}{g_{срт}} = 60 \cdot \frac{2 \cdot 1,2}{21,8} = 6,6$$

$$g_{срт} = 21,8 \text{ км/ч}$$

Продолжительность транспортного цикла автосамосвала ( $T_u^a$ , мин) :

$$T_u^a = t_0 + t_n + t_o + t_{mn} + t_{mp} + t_p = 1,135 + 2,27 + 6,6 + 0,50 + 0,54 = 11,045 \text{ мин}$$

$$t_o = 0,5 \cdot t_n = 0,5 \cdot 2,27 = 1,135$$

Производится расчет сменной производительности автосамосвала при  $\kappa_u = 0,8$ ;  $T_{см} = 8 \text{ ч}$ .

$$Q_a = \frac{T_{см}}{T_u^a} \cdot \kappa_u \cdot q = \frac{480}{11,045} \cdot 0,8 \cdot 18,6 = 646,66$$

где:  $T_{см} = 8 \text{ ч} = 480 \text{ мин}$

Производится расчет рабочего времени и инвентарного парка автосамосвалов:

Рабочий парк автосамосвалов ( $N_{ap}$ , шт):

$$N_{ap} = \frac{G_{см}}{Q_a} = \frac{46438,35}{646,66} = 71,8 \text{ шт};$$

где:  $G_{см}$  - сменный грузооборот, т/смену.

$$G_{см} = \kappa_n \cdot (П_{ни}^{см} + П_{в}^{см} \cdot \gamma) = 1,05 \cdot (25571 + 11660 \cdot 1,6) = 46438,35 \text{ т / смену}$$

Инвентарный парк автосамосвалов ( $N_{ai}$ , та):

$$N_{ai} = \frac{N_{ap}}{\kappa_{мг}} = \frac{71,8}{0,88} = 81,59$$

где:  $\kappa_{мг}$  - коэффициент технической готовности, определяемой по приложению в зависимости от суточного пробега автосамосвала.

Суточный пробег автосамосвала ( $L_c$ , км):

$$L_c = \frac{2 \cdot L \cdot Q_a}{q} \cdot \kappa_0 = \frac{2 \cdot 1,2 \cdot 646,66}{18,6} \cdot 1,05 = 87,612 \text{ км}$$

$$\kappa_0 = 1,05$$

### Исходные данные для решения

Вариант	Категория пород (по ЕНВ)	Параметры трассы	
		L, км	H <sub>п</sub> , м
1	I	1,2	20
2	II	4,0	80
3	III	1,4	40

4	IV	3,8	20
5	V	1,6	60
6	I	3,6	200
7	II	1,8	100
8	III	3,4	120
9	IV	2,0	60
10	V	3,2	140

### Техническая характеристика карьерных автосамосвалов

Показатели	БелАЗ				
	-7522	-7523	-7549	-7519	-7521
Грузоподъемность $q_a$ , т	30	42	80	110	180
Собственная масса $G_a$ , т	21,85	29,5	67,0	85,0	145
Геометрическая вместимость кузова $V_a$ , м <sup>3</sup>	15,0	21,0	35,0	44,0	70,0
Вместимость кузова «шапкой» $V_A$ , м	18,0	26,0	46,0	59,0	91,0
К.п.д. трансмиссии $\eta_T$	0,70	0,70	0,78	0,77	0,77
Мощность двигателя $N_D$ , кВт	310	368	809	955	1693
$t_{мп}$ , мин	0,50	0,59	0,64	0,70	0,87
$t_{мр}$ , мин	0,54	0,64	0,69	0,76	0,94
$t_p$ , мин	0,67	0,78	1,00	1,17	1,51
Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении $T$ , м	10,5	11,5	14,5	16,0	19,0

### Среднетехнические скорости движения карьерных автосамосвалов

L, км	Высота подъема горной массы $H_n$ , м												
	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240
1,0	22,7	21,1	18,4	16,0									
1,2	23,9	21,8	19,5	17,5	15,8								
1,4	24,1	22,0	20,0	18,3	16,7								
1,6	24,7	22,5	20,6	19,0	17,6	16,3							
1,8	25,3	23,3	21,5	19,9	18,6	17,4	16,2						
2,0	26,0	24,0	22,3	20,8	19,5	18,3	17,2						
2,2	26,7	24,8	23,1	21,7	20,4	19,2	18,1	17,2					
2,4	27,3	25,5	23,9	22,5	21,2	20,0	19,0	18,0	17,2				
2,6	27,9	26,2	24,6	23,2	22,0	20,8	19,8	18,9	17,9	17,2			
2,8	28,6	26,9	25,4	24,0	22,7	21,6	20,6	19,6	18,8	18,0			
3,0	29,2	27,5	26,1	24,7	23,5	22,4	21,3	20,4	19,5	18,7	18,0		
3,2	29,7	28,2	26,7	25,3	24,2	23,2	22,0	21,1	20,2	19,4	18,6		
3,4	30,4	28,8	27,4	26,1	24,9	23,7	22,7	21,8	20,9	20,1	19,2	18,2	

<b>3,6</b>	31,0	29,4	28,0	26,7	25,5	24,4	23,4	22,5	21,6	20,8	19,6	18,7	17,7
<b>3,8</b>	31,6	30,0	28,6	27,4	26,1	25,1	24,1	23,1	22,3	21,4	20,2	19,4	18,4
<b>4,0</b>	32,0	30,6	29,2	28,0	26,8	25,7	24,7	23,8	22,9	22,1	20,9	20,0	19,2

**Значения коэффициента технической готовности автосамосвалов ( $\kappa_{тг}$ ).**

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значения $\kappa_{тг}$ при суточном пробеге $L_c$ ; км						
	50	100	150	200	250	300	350
30-42	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
80	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
110-180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 24

### РАСЧЕТ ПРОВОЗНОЙ И ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ АВТОТРАНСПОРТА

**Цель работы** - получить навыки по определению провозной и пропускной способности автотранспорта.

Провозная способность дороги определяется возможным объемом груза, перевозимого по дороге в единицу времени:

$$W = N \cdot V_{a.ф.}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где  $V_{a.ф.}$  – фактический объем породы, перевозимой автомобилем,  $\text{м}^3$ .

При недостаточной провозной способности одной полосы дороги обеспечить требуемый грузооборот возможно путем перехода к одностороннему (кольцевому) движению машин и увеличения числа дорожных полос, а также за счет рассредоточения грузопотока и увеличения грузоподъемности машин. В конкретных условиях эффективным может оказаться одно или комбинация перечисленных мероприятий.

Учет вывезенной горной массы по числу рейсов автомашин, их грузоподъемности и плотности породы неточен (да  $\pm 8 \div 10\%$ ). Применение средств автоматики позволяет повысить точность и оперативность учета, а также оценивать в процессе работы фактические показатели для контроля за использованием оборудования.

**Дано:** показатели трудности проведения процессов бурения  $P_б = 8$ , экскавации  $P'_э = 4$ ; транспортирования  $P_т = 12$ ; автодорога IV класса; участок горизонтальный, прямолинейный.

#### **Решение:**

Провозная способность карьерных автодорог определяется по формуле

$$W = N \cdot V_{a.ф.} = \frac{1000 \cdot V \cdot n \cdot N \cdot V_{a.ф.} \cdot K_H}{S}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где  $V$  – расчетная скорость движения,  $\text{км}/\text{ч}$  (она зависит от характеристики данного участка автодороги и автомашины; для

горизонтального прямоугольного участка автодороги III категории расчетная скорость движения современного автосамосвала составит  $30 \text{ км/ч}$ ;

$n$  – количество полос движения;

$K_n$  – коэффициент неравномерности движения ( $0,5 \div 0,8$ );

$S$  – интервал следования машин (расстояние видимости), м

$$S = a + l_a + t_d \cdot V_a + L_t, \text{ м}$$

где  $a$  – допустимое расстояние между машинами при остановке ( $2 - 4$  м для карьерных условий);

$l_a$  – длина машины ( $7,2 \div 9,6$  м для современных отечественных карьерных автосамосвалов);  $t_d$  – время реакции водителя ( $0,5 \div 1$  сек);

$L_t$  – длина тормозного пути (для данного участка автодороги III категории  $L_t$  не равна менее  $50$  м);

$V_a$  – фактический объем пород, перевозимой автомобилем,  $\text{м}^3$  (определяется отношением технологической грузоподъемности к объемной массе перевозимой породы, при этом фактический объем не должен превышать вместимость кузова).

$$V_a = \frac{q}{\gamma} \leq V_k, \text{ м}^3$$

где  $q$  – грузоподъемность автосамосвала БелАЗ - 7549 -  $80$  т;  $\gamma$  – плотность породы,  $\gamma = 2,6 \div 3 \text{ т/м}^3$ ; объем кузова автосамосвала БелАЗ - 549 -  $40 \text{ м}^3$ .

Подставляем значения:

$$V_a = \frac{80}{2,8} = 28,6 < 40, \text{ т.е. } V_a \approx 27 \text{ м}^3$$

$$S = 3 + 9,6 + 0,0003 \cdot 30 + 50 = 63 \text{ м};$$

$$N = \frac{1000 \cdot 30 \cdot 2}{63} = 620 \text{ машин} - \text{ час}$$

$$W = 620 \cdot 27 = 1600 \text{ м}^3/\text{час}$$

Пропускная способность дороги определяет максимальное число машин, которые могут пройти в единицу времени через определенный пункт дороги, и зависит от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги, скорости движения автомобилей:

$$N = \frac{1000 \cdot v \cdot n}{S} \cdot K_{\text{нер}}, \text{ машин/час}$$

где  $v$  – расчетная скорость движения, км/час;

$n$  – число полос движения;

$K_{\text{нер}}$  – коэффициент неравномерности движения ( $K_{\text{нер}} = 0,5 \div 0,8$ );

$S$  – интервал следования машин (расстояние видимости)

$$S = a + l_a + l_d \cdot v + L_T, \text{ м}$$

На дорогах с уклоном до 5% возможная скорость движения ограничивается максимальной конструктивной скоростью машины, условиями безопасности движения и ровностью покрытия. Практически скорость движения не превышает 75 - 85 % от конструктивной при бетонных покрытиях на постоянных дорогах, 70 - 80 % - при черных щебеночных и гравийных покрытиях, 50 -70 % - при щебеночных и гравийных, 12 - 16 км/час - на неукатанных забойных и отвалных дорогах. В траншеях с уклоном 8 % скорость автосамосвалов составляет 14 - 15 км/час. Скорость подъезда автомашин к погрузочным и разгрузочным пунктам не превышает 8 -10 км/час, в том числе при движении задним ходом. Продолжительность разгона груженых автосамосвалов до стадии установившегося движения 30-35 с.

При расстоянии перевозок менее 1,5 км средние скорости движения снижаются: при 1 км - на 10 %, 0,5 км - на 20 %, 0,25 км- на 30 %. Скорость движения порожних машин на 15 - 25 % выше, чем груженых. В весенний и осенний периоды указанные выше значения скоростей снижаются в среднем на 23 -28 %. Скорости снижаются также в ночное время (на 8 - 10 % у груженых и на 16 - 17 % у порожних машин) и при интенсивном движении (200 - 300 машин в час) - в случае отсутствия дополнительного уширения проезжей части дорог на 2 - 3 м.

Безопасная скорость движения по криволинейным участкам дороги радиусом  $R$ , м

$$v_{\text{без}} = \sqrt{gR(\psi_{\text{ск}} \pm l_n)}, \text{ м/с.}$$

Длина тормозного пути  $L_T$  при движении большегрузных автосамосвалов на спусках с уклоном 4 - 8 % (щебеночная дорога) составляет 22 - 25 м; при скорости движения около 50 км/ч тормозной путь при уклоне 10 % равен 80 - 120 м для груженых и 60 - 80 м для порожних автосамосвалов.

На горизонтальных прямолинейных участках дорог в обычных условиях величина  $S$  должна быть не менее 50 м для машин, следующих друг за другом. Расстояние видимости встречных машин при пересечении дорог должно быть соответственно вдвое больше. С повышением категории дорог и расчетной скорости движения  $S$  возрастает с 50 до 75 м. На наклонных участках дорог расстояние видимости также возрастает вследствие увеличения  $L_T$ .

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 25

### РАСЧЕТ И ГРАФИЧЕСКОЕ ИЗОБРАЖЕНИЕ СЕРПАНТИНЫ ДЛЯ АВТОТРАНСПОРТА

**Цель работы** - получить навыки по расчету и графическому изображению серпантинной для автотранспорта.

**Дано:** автодорога II категории; угол поворота серпантинной  $\alpha = 30^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 55^\circ$ .

#### Решение:

Длина серпантинной в плане определяется по формуле (рис. 28.1.):

\_\_\_\_\_

где  $R_1$  - радиус сопрягающей кривой, зависит от скорости движения автосамосвала. Для автодороги II категории расчетная скорость движения составит на прямой – 40 км/час; - на кривых 25 км/час. Минимальный радиус 30 м; рекомендуемый 60 м. Для сопрягающей кривой, учитывая незначительность ее протяжения, возможно, принять минимальное значение. Следовательно,  $R_1 = 30$  м;

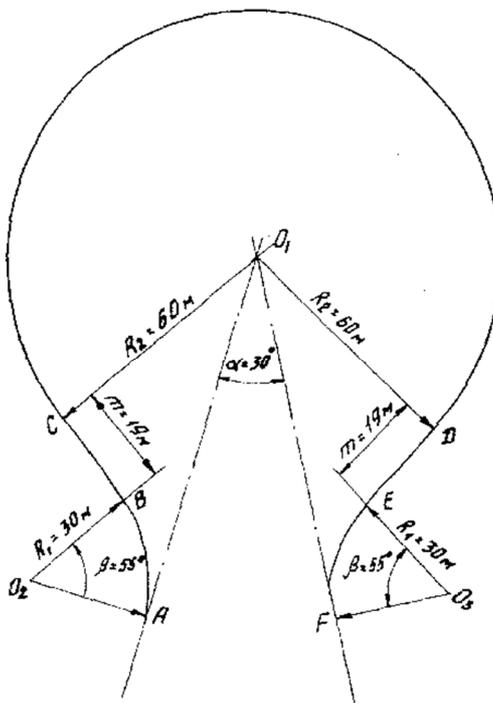


Рис. 25.1. Схема серпантинной в плане

$R_2$  – радиус основной кривой выбирается аналогично, но учитывая значительное протяжение основного закругления серпантинны, принимается рекомендуемое значение из таблицы  $R_2=60$  м;

$\beta$  – угол поворота сопрягающих кривых (по заданию  $55^\circ$ );  $\alpha$  – угол поворота основной кривой ( $30^\circ$  по заданию);

$m$  – длина прямолинейных вставок, по условию наилучшего маневрирования автосамосвалом на скорости. Для автосамосвалов с гидроусилением рулевого управления  $m = 1 \div 2$  длины автосамосвала, для механического рулевого управления  $m = 3 \div 5$  длины автосамосвала. Для автосамосвала типа БелАЗ-549  $m = 19$  м.

Тогда

$$L_c = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 30 \cdot 50}{90} + \frac{3,14 \cdot 60 \cdot 30}{90} + 2 \cdot 19 = 216 \text{ м}$$

**Задача 1.** автодорога II категории; угол поворота серпантинны  $\alpha = 37^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 65^\circ$ . Определить длину серпантинны для автосамосвала БелАЗ 549.

**Задача 2.** автодорога II категории; угол поворота серпантинны  $\alpha = 35^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 64^\circ$ . Определить длину серпантинны для автосамосвала TEREX-100.

**Задача 3.** автодорога II категории; угол поворота серпантинны  $\alpha = 36^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 67^\circ$ . Определить длину серпантинны для автосамосвала САТ 790.

**Задача 4.** автодорога II категории; угол поворота серпантинны  $\alpha = 35^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 63^\circ$ . Определить длину серпантинны для автосамосвала САТ765.

**Задача 5.** автодорога II категории; угол поворота серпантинны  $\alpha = 38^\circ$ ; угол поворота сопрягающей кривой  $\beta = 66^\circ$ . Определить длину серпантинны для автосамосвала САТ 785.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 26

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

**Цель работы** – получить навыки по расчету параметров экскаваторного отвалообразования.

**Пример.** Определить максимально возможный шаг переукладки железнодорожного пути и приемную способность отвального тупика длиной 1500 м между двумя переукладками пути. Складирование пород производится экскаватором ЭКГ – 8И. Высота отвального уступа 20 м.

**Решение.** 1. Принимаем коэффициент, учитывающий использование линейных параметров экскаватора  $k_n = 0,9$ . Определяем шаг переукладки пути

$$A_o = (R_q + R_p)k_n = (11.9+16.3) \cdot 0.9 = 25.4 \text{ м}$$

где  $R_q$ ,  $R_p$  - соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м

2. Принимаем  $k_{p.o.} = 1,15$  и определяем приемную способность отвального тупика

$$V_{o.T} = \frac{h_o A_o L_o}{k_{p.o.}} = \frac{20 \cdot 25.4 \cdot 1500}{1.15} = 662600 \text{ м}^3$$

Где  $h_o$  - высота отвального уступа, м;

$L_o$  - длина тупикового отвала, м;

$k_{p.o.}$  – коэффициент, учитывающий неравномерность отсыпки породы в отвал,  $k_{p.o.} = 0,8 \div 0,9$

#### Исходные данные к работе

	Длина тупикового отвала, км	Число переукладок	Высота уступа, м	Применяемый Экскаватор
1	1,5	2	14	ЭКГ – 8
2	1,2	4	16	ЭКГ – 5 И
3	1,5	2	20	ЭКГ – 12
4	1,8	4	15	ЭКГ – 5 И
5	2	2	17	ЭКГ – 8
6	1,7	2	18	ЭКГ – 5 И
7	1,5	2	10	ЭКГ – 12

8	2	4	12	ЭКГ – 8
9	2,2	4	15	ЭКГ – 5 И
10	1,6	2	16	ЭКГ – 12

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 27

### РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КОНСОЛЬНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

**Цель работы** - получить навыки по расчету параметров консольного отвалообразования.

**Дано:** породы легкотранспортируемые; допустимый подъем отвальной консоли.

**Решение:**

1. Принимается верхняя отсыпка отвала, тогда радиус отсыпки отвалообразователя

$$R_0 = L_{ок} \cdot \cos\varphi + a + e, \text{ м}$$

где  $L_{ок}$  – длина отвальной консоли,  $L_{ок} = 60$  м;

$\varphi$  – допустимый подъем отвальной консоли,  $\varphi = 15^0$ ;

$a$  – вылет оси пяты консоли,  $a = 5$  м;

$e$  – горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала,  $e = 0,2$  м.

$$R_0 = 60 \cdot \cos 15^0 + 5 + 0,2 = 63,5 \text{ м}$$

2. Максимальная высота отвального уступа

$$H_{ОВ.мах} = (R_0 - C) \operatorname{tg}\beta_0, \text{ м}$$

где  $\beta_0$  – общий угол откоса отвала, равный  $\beta_0 = 30^0$ ;

$C$  – расстояние от оси вращения отвалообразователя до нижней бровки отвала,  $C = 15$  м;

Из условий безопасного прохода и поворота отвалообразователя

$$C_{min} = 0.5 \cdot C_x + C_b, \text{ м}$$

$C_x$  – ширина хода машины,  $C_x = 10$  м;

$C_b$  – безопасное расстояние между машиной и нижней бровкой отвала,  $C_b = 10$  м, т.е.

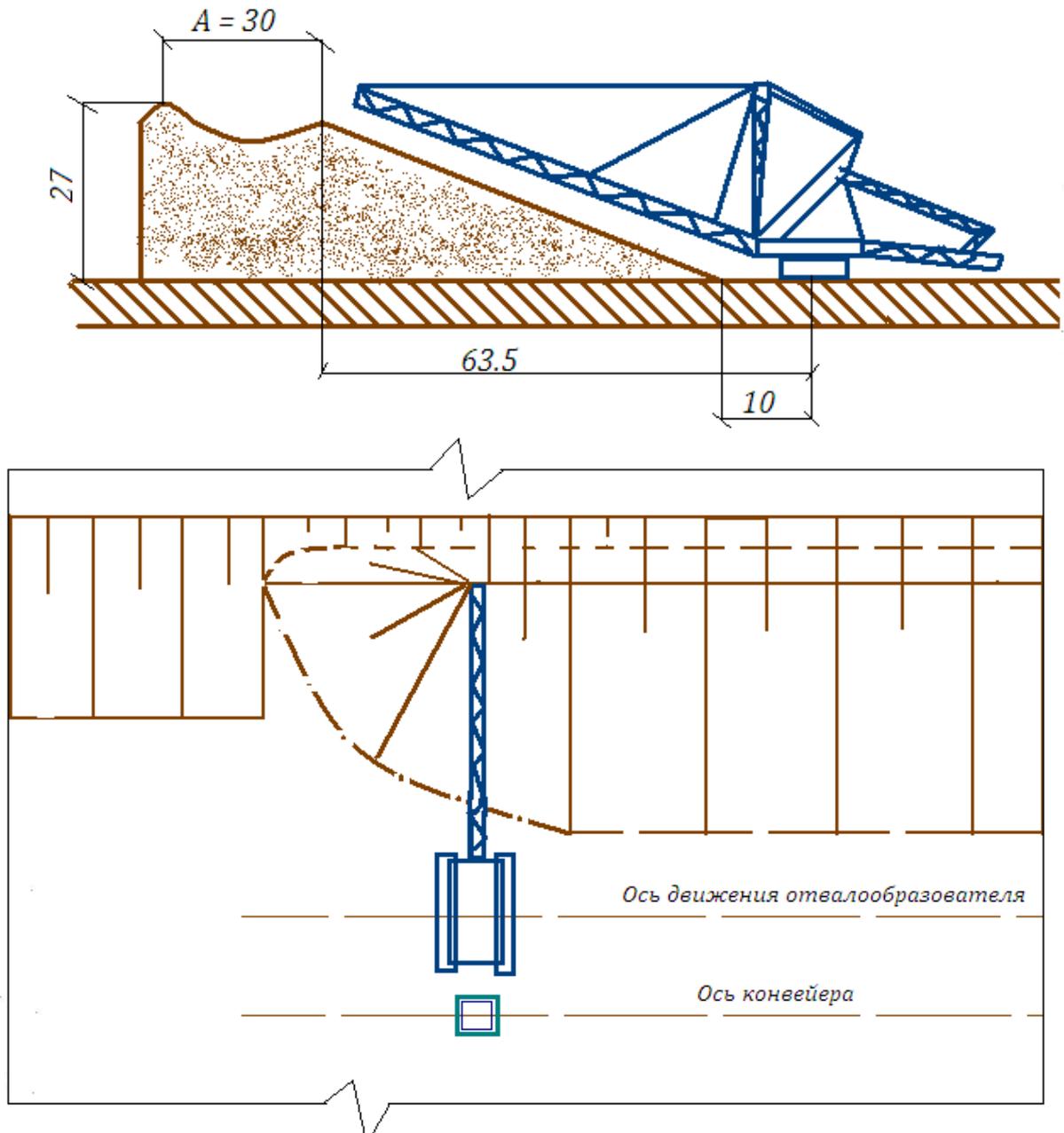
$$C_{min} = 0.5 \cdot 10 + 10 = 15 \text{ м}$$

$$H_{ОВ.мах} = (63,2 - 15) \operatorname{tg} 30^0 = 27 \text{ м}$$

3. Максимальная высота отвала проверяется по предельному углу наклона отвальной консоли:

$$\rho_{max} \geq \arcsin \frac{H_{0B} + P - t}{L_{ок}} = \arcsin 0.51 = 30^{\circ}$$

где  $t$  – высота крепления пяты отвальной консоли, м  
 $P$  – безопасное расстояние между отвальной консолью и гребнем отвала,  $P = 5$  м.



**Рис. 27.1. Схема консольного отвалообразования**

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 28

### Определение параметров проходки траншеи

**Цель работы** – получить навыки по определению параметров вскрывающих выработок.

Для подготовки фронта работ на гор.1 необходимо пройти разрезную траншею в рыхлых породах при помощи экскаватора ЭКГ - 8И и автосамосвалом МА3-530. Породы плотностью  $\gamma = 1,25 \text{ Т/м}^3$ ; коэффициент разрыхления  $k_p = 1,2$ ; угол откосов траншеи  $\alpha = 38^\circ$ ; высота уступа  $h = 15 \text{ м}$ ; длина траншеи  $L_T = 1200 \text{ м}$ ; ширина траншеи  $b = 14 \text{ м}$ ; коэффициент наполнения ковша  $k_H = 0,85$ ; продолжительность цикла экскаватора  $T_{\text{ц}} = 0,5 \text{ мин}$ ; радиус поворота на уровне стояния  $R_9 = 14 \text{ м}$ . Грузоподъемность автосамосвала  $q = 40 \text{ т}$ ; емкость кузова  $e_k = 22 \text{ м}^3$  (с началом до  $29 \text{ м}^3$ ); скорость движения к отвалу  $v_1 = 20 \text{ км/ч}$ , по траншее  $v_2 = 15 \text{ км/ч}$ , задним ходом  $v_3 = 5 \text{ км/ч}$ .

Определить возможные скорость и продолжительность проходки траншеи, потребное количество автосамосвалов.

#### Решение.

7. Так как автосамосвалы не могут развернуться в траншее, но должны подъезжать под погрузку задним ходом, то необходимо делать расширения траншеи для разворота. Принимаем, что через каждые  $L_y = 200 \text{ м}$  делается расширение объемом  $V_p = 500 \text{ м}^3$  (рис.1).

8. Определяем количество ковшей породк, загружаемых в автосамосвалы:

$$n_{\text{к.г.}} = \frac{qk_p}{Ek_H\gamma}$$

где  $q$  - грузоподъемность автосамосвала, т;

$E$  - емкость ковша,  $\text{м}^3$ ;

$k_p, k_H$  - коэффициент наполнения и разрыхления породы.

Отсюда

$$n_{\text{к.г.}} = \frac{40 \cdot 1,2}{8 \cdot 0,85 \cdot 1,25} = 5,65 \approx 6$$

По емкости кузова

$$n_{\text{к.е.}} = \frac{e_k}{Ek_H} = \frac{29}{8 \cdot 0,85} = 4,3 \approx 4$$

Принимаем четыре ковша.

В автосамосвал загружаются породы (в массиве):

$$V_a = \frac{n_{k.e} E k_H}{k_p} = \frac{4 \cdot 8 \cdot 0,85}{1,25} = 21,8 \text{ м}^3$$

Продолжительность загрузки  $t_{\Pi} = 4 \cdot 0,5 = 2$  мин.

9. Определяем параметры траншеи. Площадь поперечного сечения

$$S_T = h(b + h \operatorname{ctg} \alpha) = 15 (14 + 15 \cdot 1,28) = 498 \text{ м}^2$$

Общий объем траншеи

$$V_T = L_T S_T + \left( \frac{L_T}{L_y} - 1 \right) V_p = \left[ 1200 \cdot 498 + \left( \frac{1200}{200} - 1 \right) \cdot 500 \right] \cdot 10^{-3}$$

$$V_T = 600 \cdot 10^3 \text{ м}^3$$

Длину траншеи разбиваем на шесть участков по 200 м в каждом.

Требуемое количество загружаемых на каждом участке автосамосвалов

$$N_y = \frac{99600}{21,8} = 4569$$

и так далее по участкам.

Минимальный интервал подачи автосамосвалов под погрузку при среднем расстоянии от разворота 100 м:

$$t_{min} = \frac{100 \cdot 60}{5000} + 2 + \frac{100 \cdot 60}{15000} = 3,6 \approx 4 \text{ мин}$$

Максимальное количество загружаемых автосамосвалов в смену:

$$N_3 = \frac{T_c k_H \cdot 60}{t_{min}} = \frac{8 \cdot 0,8 \cdot 60}{4} = 96$$

Время на отработку каждого участка  $t_y = \frac{4569}{96} = 47,6$  смен на первом участке и т.д.

Продолжительность рейса автосамосвала (расстояние до отвала примем  $L_0 = 100$  м):

$$t_p = \frac{2L_0}{v_1} + \frac{2L_T}{v_2} + t_{min} = \frac{2 \cdot 1000 \cdot 60}{20000} + \frac{2 \cdot 60 \cdot L_T}{15000} + 4 = 10 + \frac{L_T}{125}$$

Для участка 400 м

$$t_p = 10 + \frac{200}{125} = 11,6 \text{ мин}$$

Требуемое в смену количество автосамосвалов:

для участка 200 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 10}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,5$$

для участка 400 м

$$N_c = \frac{96 \cdot 11,6}{8 \cdot 0,8 \cdot 60} = 2,9 \text{ и т.д.}$$

Все полученные результаты приведены в табл.1.

Если мы будем использовать необходимое количество автосамосвалов, то продолжительность проходки траншеи составит  $T_T = 286,6$  смен или, при 60 сменах в месяц, 4,8 мес.

Таблица 1.

Показатель	Длина траншеи, м					
	200	400	600	800	1000	1200
Объем работ, м <sup>3</sup>	99,6	100,1	100,1	100,1	100,1	100,1
Общее количество загружаемых автосамосвалов	4569	4569	4569	4569	4569	4569
Интервал между автосамосвалами, мин	4	4	4	4	4	4
Количество загружаемых автосамосвалов в смену	96	96	96	96	96	96
Продолжительность отработки участков, смен	47,6	47,8	47,8	47,8	47,8	47,8
Продолжительность рейса, мин	10	11,6	13,2	14,8	16,4	18,0
Потребное количество самосвалов	2,5	2,9	3,3	3,7	4,1	4,5

Скорость проходки 250 м/мес. Средняя производительность траншейного экскаватора

$$Q = \frac{600}{286.6} \approx 2 \text{ тыс. м}^3/\text{смену}$$

Если количество автосамосвалов будет ограничено, например  $N_c = 4$ , то для отработки участка 1000 м потребуется время

$$t_y = \frac{V_y \cdot t_p}{T_c \cdot 60 \cdot k_n \cdot N_c \cdot V_a} = \frac{100000 \cdot 16.4}{8 \cdot 0.8 \cdot 60 \cdot 4 \cdot 21.8} = 49 \text{ смен}$$

Для участка 1200 м  $t_y = 53.8$  смен, т.е. добавится  $102,8 - 95,6 = 7,2$  смен. Тогда время проходки составит 294 смены и скорость проходки снизится до 245 м/мес.

Коэффициент использования времени экскаватором

$$k_n = \frac{QT_c k_p}{T_c E k_n} = \frac{2000 \cdot 0,5 \cdot 2}{480 \cdot 8 \cdot 0,85} = 0,368$$

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 29

### Определение скорости углубки горных работ на карьере.

**Цель работы** – получить навыки по определению скорости углубки горных работ на карьере.

При углубочных системах разработки в условиях отработки наклонных и крутых залежей глубинного, нагорного или смешанного типа вскрыш средствами транспорта перемещается обычно на внешние отвалы. Размещение части вскрыши на внутренние отвалы возможно в частных случаях (например, при отработке синклинальных складок на полную глубину или вытянутого месторождения с фланга). На вытянутых наклонных залежах развитие горных работ осуществляется в направлении от лежачего бока к висячему. Трасса капитальной траншеи располагается стационарно в породах лежачего бока. В этом случае применяется продольная система разработки. На крутых месторождениях развитие горных работ начинается на выходе полезного ископаемого под наносы с целью снижения объема горно-строительных работ. При вытянутых карьерных полях для вскрытия и подготовки очередного по глубине горизонта необходимо на вышележащем горизонте выполнить определенный объем горных работ  $V_{p,т}$  и  $V_0$  по проведению наклонной и разрезной траншей и расширению ее для образования рабочей площадки, ширина которой  $Ш_{p,п}$  должна быть не менее минимальной

При большой длине карьерного поля расчеты можно относить на 1 м простирания. Тогда указанные объемы работ ( $м^3/м$ ):

При продольной однобортовой системе разработки

$$V = V_{p,m} + V_0 = H_y [b_{p,m} + B_m + Ш_{p,n} + 1,5H_y (ctg\alpha + ctg\alpha_1)]$$

При продольной двухбортовой системе разработки

$$V = V_{p,т} + V_0 = H_y [b_{p,т} + B_т + 2Ш_{p,n} + 2H_y (ctg\alpha + ctg\alpha_1)]$$

где  $b_{p,т}$  – ширина дна разрезной траншей, м;

$B_т$  – ширина транспортной бермы, м;

$\alpha$  и  $\alpha_1$  – углы откосов соответственно рабочих и нерабочих уступов, градус.

При подготовки горизонта по его длине одновременно несколькими экскаваторами, когда длина экскаваторного блока равна  $L_б$  (м) и производительность экскаватора при проходческих работах равна  $Q_{э.г}$  ( $м^3/год$ ), общее время подготовки уступа высотой  $H_y$  составит (лет)

$$T_n = \frac{V * L_б}{Q_{э.г}}, \text{ лет}$$

а темп углубления горных работ ( $м/год$ )

$$V_{\text{гг}} = \frac{H_y}{T_n} = \frac{Q_{\text{э.г}} * H_y}{L_{\text{б}} * V}, \text{ м/год}$$

Таким образом, при однобортовой системе разработке наклонных залежей

$$V_{\text{гг}} = \frac{Q_{\text{эг}}}{L_{\text{б}} [b_{\text{р.т}} + B_{\text{т}} + Ш_{\text{р.п}} + 1,5 H_y (ctg \alpha + ctg \alpha_1)]}$$

а при двухбортовой системе разработки крутой залежи

$$V_{\text{гг}} = \frac{Q_{\text{эг}}}{L_{\text{б}} [b_{\text{р.т}} + B_{\text{т}} + 2Ш_{\text{р.п}} + 2H_y (ctg \alpha + ctg \alpha_1)]}$$

**Дано:** система разработки месторождения продольная двухбортовая; средняя длина фронта работ на уступе  $L_{\text{ф}}=3000$  м; на каждом уступе работают по два экскаватора ( $n_{\text{э}}$ ) с годовой производительностью  $Q_{\text{э.г}}$  – 2,0 млн.  $\text{м}^3$ ; ширина дна разрезной траншеи  $b_{\text{р.т.}}=30$  м; ширина рабочей площадки на уступе  $Ш_{\text{р.п.}}=50$  м; высота разрабатываемого уступа  $H_y=15$  м; углы откосов бортов рабочих уступов со стороны висячего и лежащего боков залежи соответственно равны  $\alpha_{\text{рв}}=\alpha_{\text{пл}}=75^\circ$ .

**Решение:**

Скорость углубки горных работ:

$$V_{\text{гг}} = \frac{Q_{\text{э.г}}}{L_{\text{б}} \cdot [b_{\text{р.т.}} + 2 \cdot Ш_{\text{р.п.}} + 2 \cdot H_y \cdot (ctg \alpha + ctg \alpha_1)]} = \frac{2000000}{1500 \cdot [30 + 2 \cdot 50 + 2 \cdot 15(ctg 75^\circ + ctg 75^\circ)]} = 9,1 \text{ м.}$$

где  $L_{\text{б}}$  – длина экскаваторного блока, м;

$$L_{\text{б}} = \frac{L_{\text{ф}}}{n}$$

#### Исходные данные для решения задачи

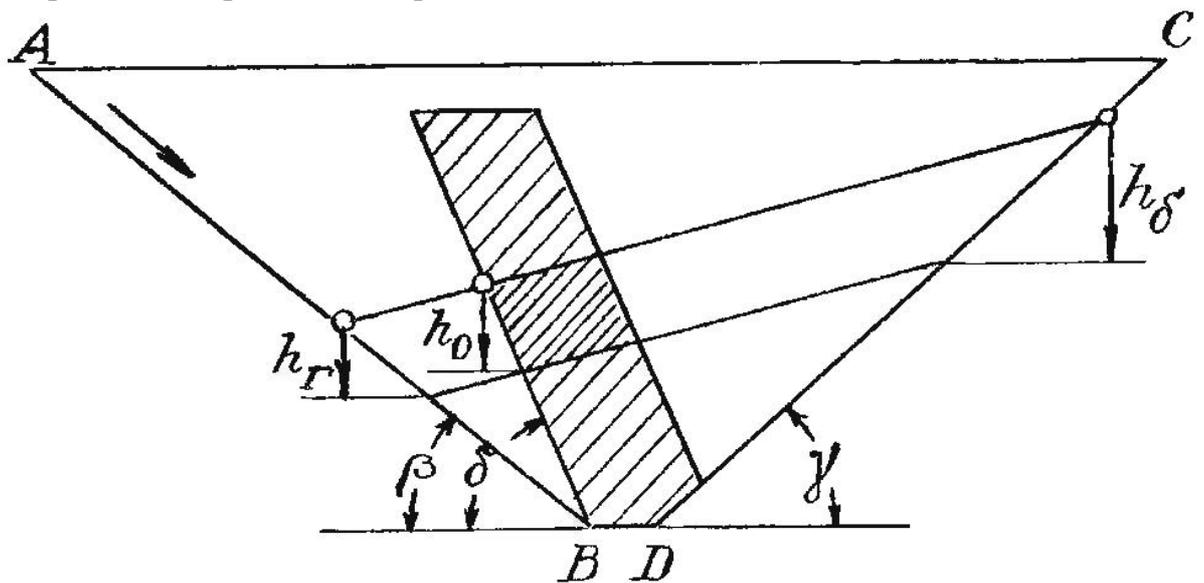
№ вар.	$L_{\text{ф}}$ , м	$Q_{\text{э.г.}}$ , млн. $\text{м}^3$	$b_{\text{р.т.}}$ , м	$H_y$ , м	$n_{\text{э}}$ , шт	$\alpha$	$\alpha_1$
1	3000	2,0	25	15	2	75	60
2	3200	2,5	30	17	3	60	73
3	3500	2,4	28	20	3	75	78
4	3600	1,5	32	21	2	70	65
5	2800	1,6	30	22	2	63	75
6	3200	2,5	30	17	3	60	73
7	3500	2,4	28	20	3	75	78
8	3600	1,5	32	21	2	70	65
9	2800	1,6	30	22	2	63	75
10	3500	2,4	28	20	3	75	78

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 30

### Определение параметров интенсивности горных работ

**Цель работы** - получить навыки по определению параметров интенсивности горных работ.

Дано: В рудном карьере, разрабатывающем крутопадающую залежь, углубка ведется по нерабочему борту (АВ) со скоростью  $h_r = 10 \frac{\text{м}}{\text{год}}$ . Углы погашения нерабочих бортов  $\beta = 40^\circ$ ;  $\gamma = 48^\circ$ . Угол откоса рабочего борта  $\varphi = 15^\circ$ . Необходимо определить: 1) скорости понижения добычных работ в зависимости от угла падения рудного тела ( $\sigma = 40 \div 90^\circ$ ); 2) скорость формирования нерабочего борта CD.



**Рис.30.1. Скорость формирования рабочей зоны карьера**

**Решение:**

Используем закон соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания рабочих уступов

1. Скорость понижения горных работ  $h_r =$

$$\frac{v}{\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta}$$

где  $v$  – горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов, м/год;

$\varphi$  – угол откоса рабочего борта, градус;

$\beta$  – угол направления углубки карьера, градус.

Так как нам задана величина  $h_r$ , то определяем

$$v = \frac{h_r}{\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta} = \frac{10}{\text{ctg}15^\circ + \text{ctg}40^\circ} = 49.9 \text{ м/год.}$$

2. Скорость понижения добычных работ  $h_r =$

$$\frac{v}{\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta}$$

где  $\delta$  – угол падения рудного тела, градус.

Подсчитаем для $\delta = 40^{\circ}$ ,	$h_{\Gamma} = h_0 = 10 \frac{\text{м}}{\text{год}}$
для $\delta = 50^{\circ}$ ,	$h_{\Gamma} = 10,9 \frac{\text{м}}{\text{год}}$
для $\delta = 70^{\circ}$ ,	$h_{\Gamma} = 12,2 \frac{\text{м}}{\text{год}}$
для $\delta = 90^{\circ}$ ,	$h_{\Gamma} = 13,4 \frac{\text{м}}{\text{год}}$

Для наглядности построим график зависимости отношения  $h_0/h_{\Gamma}$  от угла падения рудного тела. (рис 2)

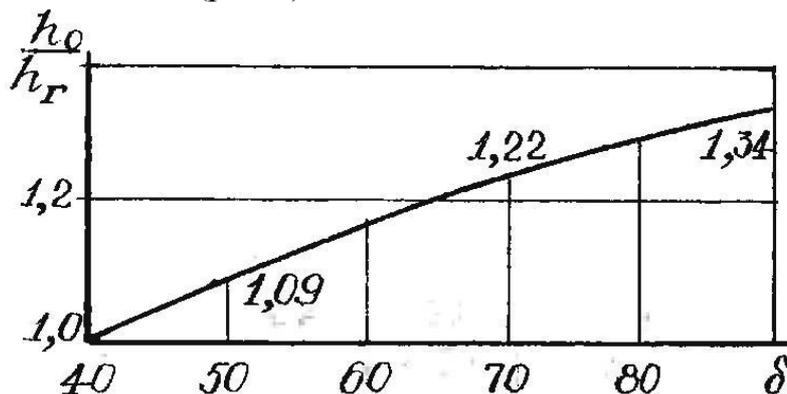


Рис.30.2. Зависимость  $h_0/h_{\Gamma}$  от  $\delta$

3. Определим скорость формирования нерабочего борта CD:

$$h_{\Gamma} = \frac{v}{\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma}$$

где  $\gamma$  – угол погашения нерабочего борта CD, град:

$$h_{\Gamma} = \frac{49,9}{3,732 - 1,072} = 18,8 \frac{\text{м}}{\text{год}}$$

Отношение  $h_0/h_{\Gamma} = 1,88$ .

#### Исходные данные для решения

п/н	$h_{\Gamma}$ , м/год	$\beta$ , град	$\gamma$ , град	$\varphi$ , град
1	12	40	50	15
2	14	42	52	16
3	15	44	54	14
4	20	45	55	15
5	18	42	48	14
6	10	38	46	16
7	14	36	44	15
8	12	35	50	14
9	8	45	52	16
10	10	42	54	16

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 31

### Определение максимальной высоты рабочей зоны при отработке крутопадающей залежи.

**Цель работы** – получить навыки по определению максимальной высоты рабочей зоны при отработке крутопадающей залежи.

Разработка наклонных и крутых залежей осуществляется с применением технологических комплексов, в основу которых положено перемещение горной массы транспортными средствами. Наибольшее применение на карьерах получили технологические комплексы с использованием колесных видов транспорта.

**Дано:** Ширина дна карьера  $Ш_д = 30$  м;

глубина карьера  $H_к = 240$  м;

угол погашения бортов карьера  $\beta = 400$  ;

$\gamma_в = \gamma_л = 180$  – углы откосов висячего и лежащего рабочих бортов карьеров; высота уступа.

$H_y = 15$  м.

**Решение:**

Высота рабочей зоны: 
$$H_{p.z.} = \frac{B - Ш_д}{ctg\gamma_в + ctg\gamma_л}$$

где  $B$  – проектная ширина карьера на поверхности, м;

$$B = Ш_д + 2 \cdot H_к \cdot ctg\beta = 30 + 550 = 600 \text{ м}$$

$$H_{p.z.} = \frac{600 - 30}{3,08 + 3,08} \approx 90 \text{ м}$$

Количество рабочих уступов будет равно  $n_{уст} = \frac{90}{15} = 6$

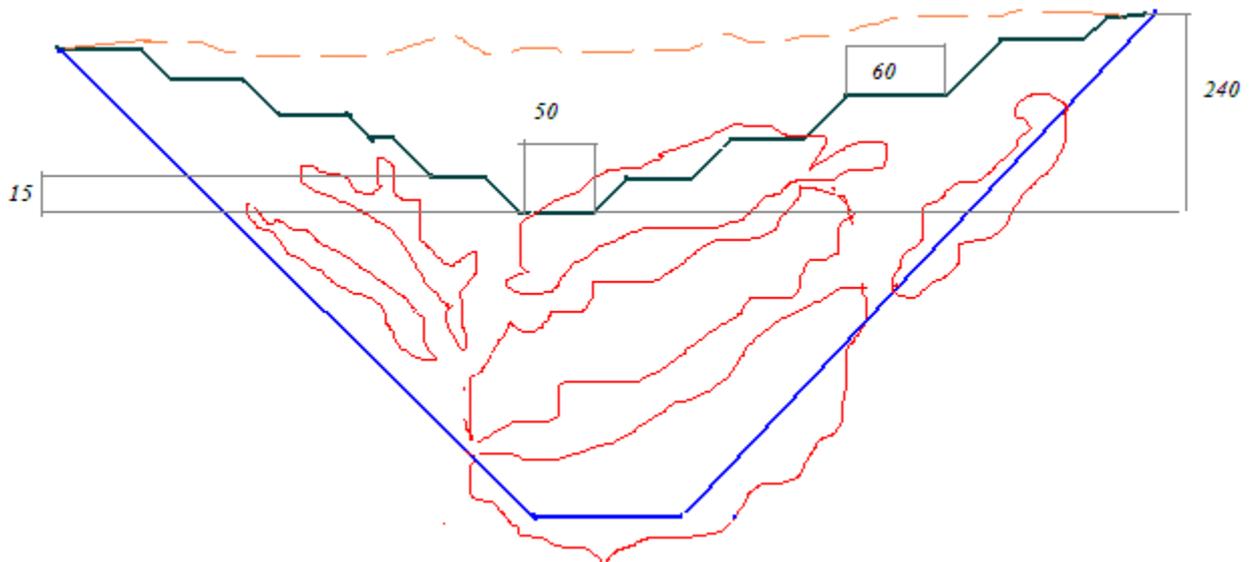


Рис. 31.1. Схема к определению рабочей зоны  $H_{p.z.}$  карьера

**Исходные данные для решения задачи**

<b>№ варианты</b>	<b><math>H_k</math></b>	<b><math>H_y</math></b>	<b><math>\beta</math></b>	<b><math>Ш_d</math></b>	<b><math>\gamma_B = \gamma_L</math></b>
<b>1</b>	200	15	40	30	18
<b>2</b>	210	15	47	35	16
<b>3</b>	220	17	45	40	15
<b>4</b>	230	17	50	45	17
<b>5</b>	240	20	55	50	18
<b>6</b>	250	20	60	30	16
<b>7</b>	260	22	65	35	19
<b>8</b>	270	22	40	40	20
<b>9</b>	280	15	47	45	18
<b>10</b>	290	17	45	50	17

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 32

### Определение параметров системы разработки с углубкой карьера.

**Цель работы** - получить практические навыки по определению параметров разработки месторождений полезных ископаемых с углубкой карьера.

**Дано:** Разрабатывается крутопадающее мощное рудное тело. Углубка ведется по контакту висячего бока рудной залежи. Горизонтальная мощность залежи  $M = 200$  м, угол падения  $\beta = 55^\circ$ , простирание  $L_p = 600$  м. Минимальная ширина рабочих площадок  $B_0 = 50$  м, высота уступов  $h = 12$  м, угол откоса рабочих уступов  $\alpha = 60^\circ$ . Требуемая скорость углубки карьера  $h_r = 13$  м/год. В карьере работают экскаваторы ЭКГ - 4,6 производительностью  $Q = 0.6$  млн. м<sup>3</sup>/год. Длина экскаваторных блоков  $L_6 \geq 250$  м.

Определить количество рабочих рудных уступов и необходимую длину экскаваторных блоков для обеспечения заданной интенсивности горных работ. Определить производительность карьера по руде.

Решение.

1. Расчетная схема работ приведена на рис.12.1. По методу Э.К.Граудина определяем горизонтальную проекцию рудной части рабочего борта:

$$N_r = \frac{M}{1 - \frac{ctg\beta}{ctg\varphi}}$$
$$ctg\beta = ctg55^\circ = 0.7;$$
$$\varphi = arcctg \frac{B_0 + hctg\alpha}{h} = arcctg 4.75 = 12^\circ$$

Отсюда

$$N_r = \frac{200}{1 - \frac{0.7}{4.75}} = 234,5 \text{ м}$$

2. Количество рудных уступов при расчетной ширине рабочих площадок

$$B_p = B_0 + hctg\alpha = 57 \text{ м} \quad n_p = \frac{N_r}{B_p} = 4,1 \text{ (не округлять).}$$

3. Необходимая скорость подвигания рабочих уступов для обеспечения заданной скорости углубки по закону соотношения скоростей

$$v \geq h_r(ctg\varphi - ctg\beta) = 13(4.75 - 0.7) = 52.7 \text{ м/год}$$

4. Необходимая длина экскаваторных блоков по закону динамичности рабочих забоев

$$L_6 \leq \frac{Q}{hv} = \frac{600000}{12 \cdot 52.7} = 949 \text{ м.}$$

Рудный фронт составляет  $L_p = 600$  м. Следовательно, на каждом рудном уступе необходимо иметь один экскаватор, который частично будет вести и вскрышные работы.

5. Производительность по руде определяется по закону динамичности рабочих забоев в зависимости от скорости понижения добычных работ ( $h_0 = h_T = 13$  м/год)

$$A_p = M \cdot L_p \cdot h_0 = 200 \cdot 600 \cdot 13 \cdot 10^{-6} = 1.56 \text{ млн. } \frac{\text{м}^3}{\text{год}}$$

6. Общая длина рудного фронта

$$L_{po} = L_p n_p = 600 \cdot 3.1 = 1860 \text{ м}$$

7. Производительность с 1 км рудного фронта

$$P_p = \frac{A_p}{L_{po}} = \frac{1.56}{1.86} = 0.839 \text{ млн. м}^3/\text{год} \cdot \text{км.}$$

#### Исходные данные для решения

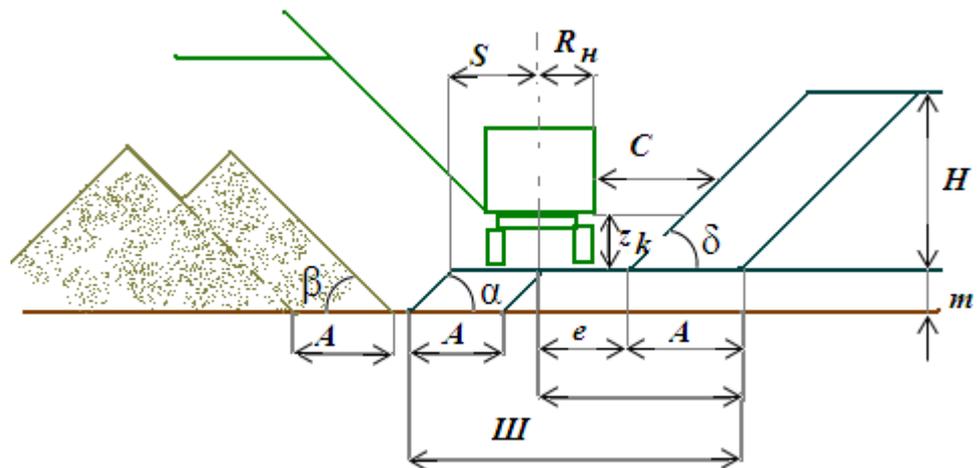
п/н	М, м	$\beta, 55^\circ$	$L_p, \text{ м}$	$B_0, \text{ м}$	$h, \text{ м}$	$\alpha, \text{ град}^\circ$	$h_T, \text{ м/год}$
<b>1</b>	250	55	550	40	12	55	10
<b>2</b>	220	58	600	45	15	60	13
<b>3</b>	200	60	620	60	20	65	15
<b>4</b>	180	64	640	55	15	58	12
<b>5</b>	300	65	580	50	10	60	10
<b>6</b>	280	50	600	40	12	62	8
<b>7</b>	250	48	650	45	14	64	14
<b>8</b>	220	60	660	50	15	58	15
<b>9</b>	240	58	640	55	16	60	16
<b>10</b>	200	50	650	60	10	65	17

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 33

### Определение параметров бестранспортной системы разработки

**Цель работы** - получить практические навыки по определению параметров бестранспортной системы разработки месторождений полезных ископаемых .

**Пример.1.** Определить максимальную ширину заходки  $A$  и ширину рабочей площадки  $Ш_{р.н.}$  при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.



**Рис. 33.1.Схема перевалки пород мехлопатой при холостых переходах экскаватора.**

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют автосамосвалами; угол устойчивого откоса вскрышного уступа  $\delta=60^{\circ}$ .

**Решение.** Максимальную ширину заходки ( $m$ ) определим по формуле

$$A = R_{ч.у} - e_{min}$$

где  $R_{ч.у}$  – максимальный радиус черпания вскрышного экскаватора на горизонте его установки, м;

$e_{min} = R_k + 1 - z_k \operatorname{ctg} \delta = e_{min}$  – минимальное расстояние от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа, м;

$R_k$  – радиус вращения кузова экскаватора, м;

$C = 1$  м – минимальный по нормам безопасности зазор между откосом уступа и кузовом;

$z_k$  – просвет под поворотной платформой экскаватора, м.

У экскаватора ЭВГ-15  $R_{ч.у} = 20.5$  м;

$$R_k = 12 \text{ м}; z_k = 6 \text{ м}.$$

$$e_{min} = 12 + 1 - 6 \cdot ctg60^0 = 9.5 \text{ м};$$

$$A = 20,5 - 9,5 = 11 \text{ м}.$$

Ширина рабочей площадки

$$Ш = a' + \frac{S}{2} + e + A$$

где  $a'$  – минимальное расстояние от ходового устройства экскаватора до верхней бровки добычного уступа, принимаемое не менее  $2 \div 3$  м;

$S$  – ширина хода экскаватора (у ЭВГ-15,  $s=13,5$  м).

$$Ш = 2 + \frac{13.5}{2} + 9.5 + 11 = 29 \text{ м}$$

**Пример.2.** Определить скорость подвигания фронта работ и возможную производительность карьера по полезному ископаемому.

Вскрышной уступ высотой  $H=20$  м отрабатывают по простой бестранспортной схеме экскаватором ЭШ-15/90; годовая производительность экскаватора  $Q_a=3,5$  млн.  $\text{м}^3$ , длина фронта работ по вскрыше  $L_{ф.в}=2000$  м, по добыче  $L_{ф.д}=1950$  м; средняя мощность пласта полезного ископаемого  $m=3$  м; плотность  $\gamma=1,2$  т/ $\text{м}^3$ : коэффициент извлечения  $k_{изв}=0,95$ .

**Решение.** Скорость подвигами фронта работ

$$v_{\phi} = \frac{Q_a}{L_{ф.в} \cdot H} = \frac{3500000}{2000 \cdot 20} = 87,5 \text{ м/год}$$

Производительность карьера по начатому ископаемому

$$Q_{пи} = L_{ф.д} \cdot m k_{изв} \gamma = 3 \cdot 1950 \cdot 87,5 \cdot 0,95 \cdot 1,2 = 583,5 \text{ тыс. т/год}$$

**Пример.3.** Определить ширину рабочей площадки  $Ш$ , ширину заходки  $A$  и максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭВГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Рабочий ход экскаватора – прямой и обратный; полезное ископаемое доставляют железнодорожным транспортом по кровле пласта (рис. 2); мощность горизонтально залегающего пласта полезного ископаемого  $m = 3$  м; углы устойчивых откосов добычного уступа  $\alpha = 60^\circ$ , вскрышного уступа  $\delta = 60$ , отвала  $\beta = 35^\circ$ ; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p=1,22$ ; площадку на почве пласта не оставляют ( $B=0$ ).

**Решение.** Ширина рабочей площадки.



Возможная высота отвала по радиусу разгрузки экскаватора

$$H_0 \leq \frac{R_{pmax} - B - m \cdot ctg\alpha - B}{ctg\beta}$$

где  $R_{pmax}$  – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м,

$B = a' + \frac{S}{2} = 4 + \frac{13}{2} = 10.5$  – расстояние от оси движения экскаватора до верхней бровки добычного уступа.

$$H_0 \leq \frac{37.8 - 10.5 - 3 \cdot ctg60^\circ - 0}{ctg35^\circ}$$

$$H_0 \leq 17.7 \text{ м}$$

Возможная высота отвала по высоте разгрузки экскаватора  $H_p$ , соответствующей максимальному радиусу разгрузки,

$$H_0 \leq H_p + m$$

$$H_0 \leq 15 + 3$$

$$H_0 \leq 18 \text{ м}$$

Принимаем меньшее значение:  $H_0 \leq 17.7 \text{ м}$

Максимальная мощность вскрышного уступа

$$H = \frac{H_0 - 0,25A \cdot ctg\beta}{K_p}$$

При заходке максимальной ширины  $A = 26 \text{ м}$ .

$$H = \frac{17,7 - 0,25 \cdot 26 \cdot ctg35^\circ}{1,22} = 10,9 \text{ м}$$

При заходке минимальной ширины  $A = 15 \text{ м}$ .

$$H = \frac{17,7 - 0,25 \cdot 15 \cdot ctg35^\circ}{1,22} = 12,3 \text{ м}$$

**Пример.4.** Определить ширину заходки  $A$ , максимальную высоту вскрышного уступа  $H$  и потери угля в целиках при работе экскаватора ЭВГ-35/65. Мощность угольного пласта  $m=5 \text{ м}$ ; углы устойчивого откоса добычного уступа  $\alpha=60^\circ$ , вскрышного уступа  $\delta=60^\circ$ , отвала  $\beta_1=37^\circ$ ; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p=1,33$ ; рабочий ход экскаватора прямой и обратный; транспортирование угля по почве пласта осуществляют автосамосвалами, берму на кровле пласта не оставляют.

**Решение.** Расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа

$$B = \frac{S}{2} + a' = \frac{20,8}{2} + 3 = 13,4$$

При ширине заходки  $A = 29 \text{ м}$  потери угля составят

$$\Pi_y = \frac{100 \cdot m \cdot ctg\delta}{A} = \frac{100 \cdot 5 \cdot ctg60^\circ}{29} = 10\%$$

При ширине заходки  $A = 50,4$  м потери угля состоят

$$P_y = \frac{100 \cdot m \cdot \operatorname{ctg} \delta}{A} = \frac{100 \cdot 5 \cdot \operatorname{ctg} 60^\circ}{50,4} = 5\%$$

**Задача. 1.** Определить максимальную ширину заходки  $A$  и ширину рабочей площадки  $Ш_{p.n.}$  при работе экскаватора ЭКГ-15 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют автосамосвалами; угол устойчивого откоса вскрышного уступа  $\delta = 60^\circ$ .

**Задача. 2.** Определить максимальную ширину заходки  $A$  и ширину рабочей площадки  $Ш_{p.n.}$  при работе экскаватора ЭКГ-12,5 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Отработку угля и вскрыши ведут в одном блоке. Для обратного холостого прохода экскаватора на кровле пласта оставляют площадку (рис.1), Транспортирование угля по кровле пласта осуществляют железнодорожными транспортом; угол устойчивого откоса вскрышного уступа  $\delta = 60^\circ$ .

**Задача. 3.** Определить скорость подвигания фронта работ и возможную производительность карьера по полезному ископаемому.

Вскрышной уступ высотой  $H=20$  м отрабатывают по простой бестранспортной схеме экскаватором ЭКГ-15; годовая производительность экскаватора  $Q_a=4,5$  млн.  $m^3$ , длина фронта работ по вскрыше  $L_{ф.в}=2000$  м, по добыче  $L_{ф.д}=1950$  м; средняя мощность пласта полезного ископаемого  $m=3$  м; плотность  $\gamma=1,2$  т/ $m^3$ : коэффициент извлечения  $k_{изв}=0,95$ .

**Задача. 4.** Определить ширину рабочей площадки  $Ш$ , ширину заходки  $A$  и максимальную высоту вскрышного уступа при работе экскаватора ЭКГ-12,5 с перевалкой вскрыши в выработанное пространство. Рабочий ход экскаватора прямой и обратный; полезное ископаемое доставляют железнодорожным транспортом по кровле пласта; мощность горизонтально залегающего пласта полезного ископаемого  $m=3$  м; углы устойчивых откосов добычного уступа  $\alpha=70^\circ$ , вскрышного уступа  $\delta=50$ , отвала  $\beta=47^\circ$ ; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p=1,22$ ; площадку на почве пласта не оставляют ( $B=0$ ).

**Задача. 5.** Определить ширину заходки  $A$ , максимальную высоту вскрышного уступа  $H$  и потери угля в целиках при работе экскаватора ЭВГ-35/65.

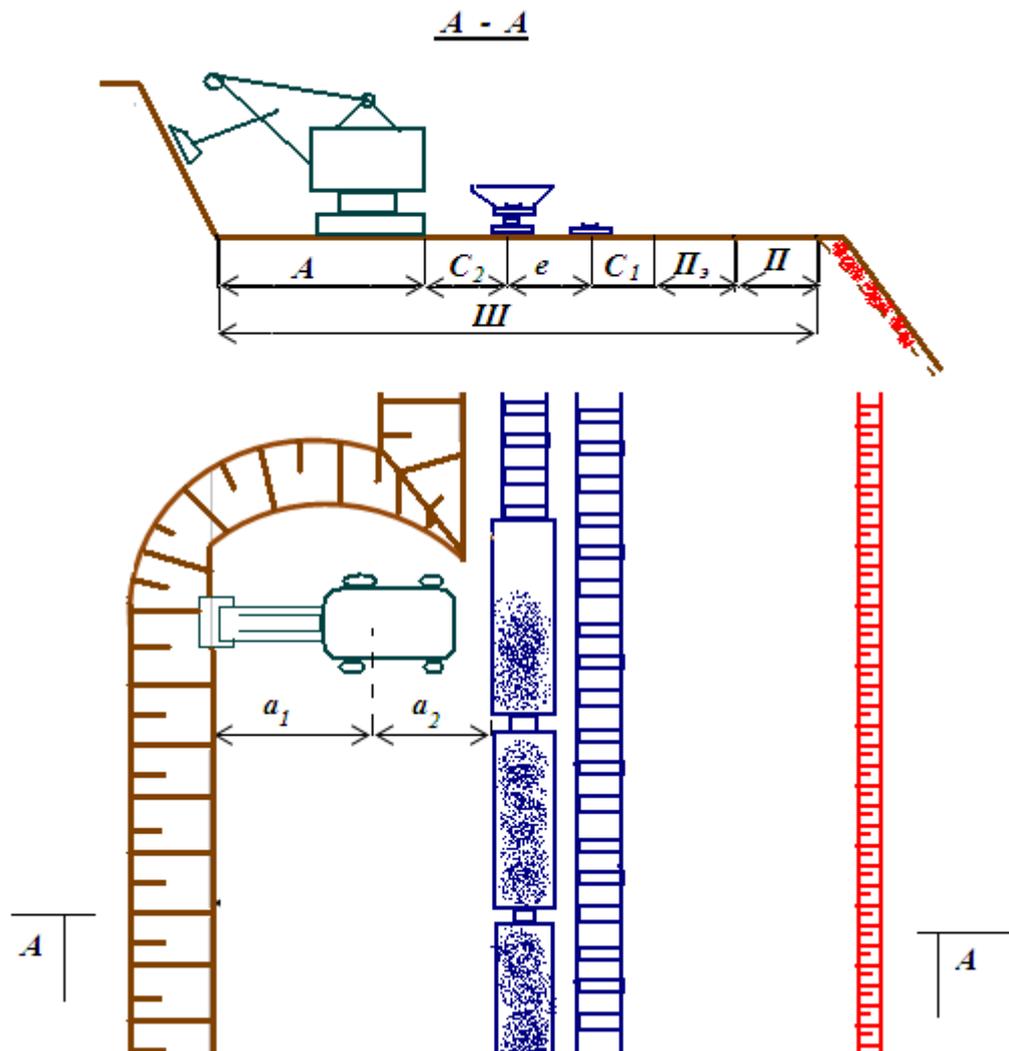
Мощность угольного пласта  $m=5$  м; углы устойчивого откоса добычного уступа  $\alpha=65^\circ$ , вскрышного уступа  $\delta=70^\circ$ , отвала  $\beta_1=47^\circ$ ; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p=1,33$ ; рабочий ход экскаватора прямой и обратный; транспортирование угля по почве пласта осуществляют автосамосвалами, берму на кровле пласта не оставляют.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 34

### Определение параметров транспортной системы разработки

**Цель работы** – получить навыки по определению параметров транспортной системы разработки.

**ПРИМЕР 1.** Определить минимальную ширину рабочей площадки при выемке мягких вскрышных пород экскаватором ЭКГ-8И с применением железнодорожного транспорта (рис. 34.1).



**Рис.34.1.** Схема разработки мягких пород мехлопатою при железнодорожном транспорте.

**Решение.**

1. Ширина рабочей площадки

$$\text{Ш} = A + C_2 + E + C_1 + \Pi_3 + \Pi ,$$

где  $A = a_1 + a_2$  - ширина экскаваторной заходки;

$C_2$  - расстояние от оси пути до нижней бровки уступа, м;

$E$  - расстояние между осями железнодорожных путей при тепловозной и дизель-электрической тяге  $E=4,5 \text{ м}^3$ ,

при использовании контактных электровозов  $E=7\div 8,5 \text{ м}^3$  (меньшая цифра - при погрузке экскаватором ЭКГ-4,6, большая - ЭКГ-12,5),

при однопутном пути  $E = 0$ ;  $C_1$  - расстояние от оси пути до полосы электроснабжения (при тепловозной и дизель-электрической тяге  $C_1=2,5 \text{ м}$ , при контактных электровозах  $C_1=5\div 6 \text{ м}$ );

$\Pi_3$  и  $\Pi$  - ширина полос соответственно для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, принимается в сумме в пределах  $6\div 12 \text{ м}$ .

**2.** Ширина внутренней части заходки ограничивается условиями черпания

$$\alpha_1 \leq R_{\text{ч.у.}}$$

$$\alpha_1 \leq 12,2 \text{ м}$$

безопасного вращения экскаватора  $\alpha_1 \geq 7 \text{ м}$

$$\alpha_1 \geq R_{\text{к}} + 1 - z \cdot \text{ctg} \alpha$$

$$\alpha_1 \geq 7,6 + 1 - 2,8 \cdot \text{ctg} 60^\circ$$

где  $R_{\text{к}}$  - радиус вращения кузова экскаватора, м;

1 м - минимальный по нормативам безопасности зазор между кузовом и откосом уступа или транспортным сосудом;

$R_{\text{ч.у.}}$  - максимальный радиус черпания экскаватора на горизонте его установки; м;

$z$  - просвет поворотной платформой экскаватора, м;

$\alpha$  - угол откоса уступа, градус.

**3.** Ширина внешней части заходки ограничивается условиями нормального черпания без выталкивания породы:

$$\alpha_2 \leq 0,7R_{\text{ч.у.}}$$

$$\alpha_2 \leq 0,7 \cdot 12,5$$

$$\alpha_2 \leq 8,5 \text{ м}$$

**4.** Принимаем ширину заходки экскаватора максимальной с целью сокращения чистоты передвижек забойного пути:

$$A = 12,2 + 8,5 = 20,7 \text{ м.}$$

5. Минимальная ширина рабочей площадки;  
при однопутном железнодорожном пути

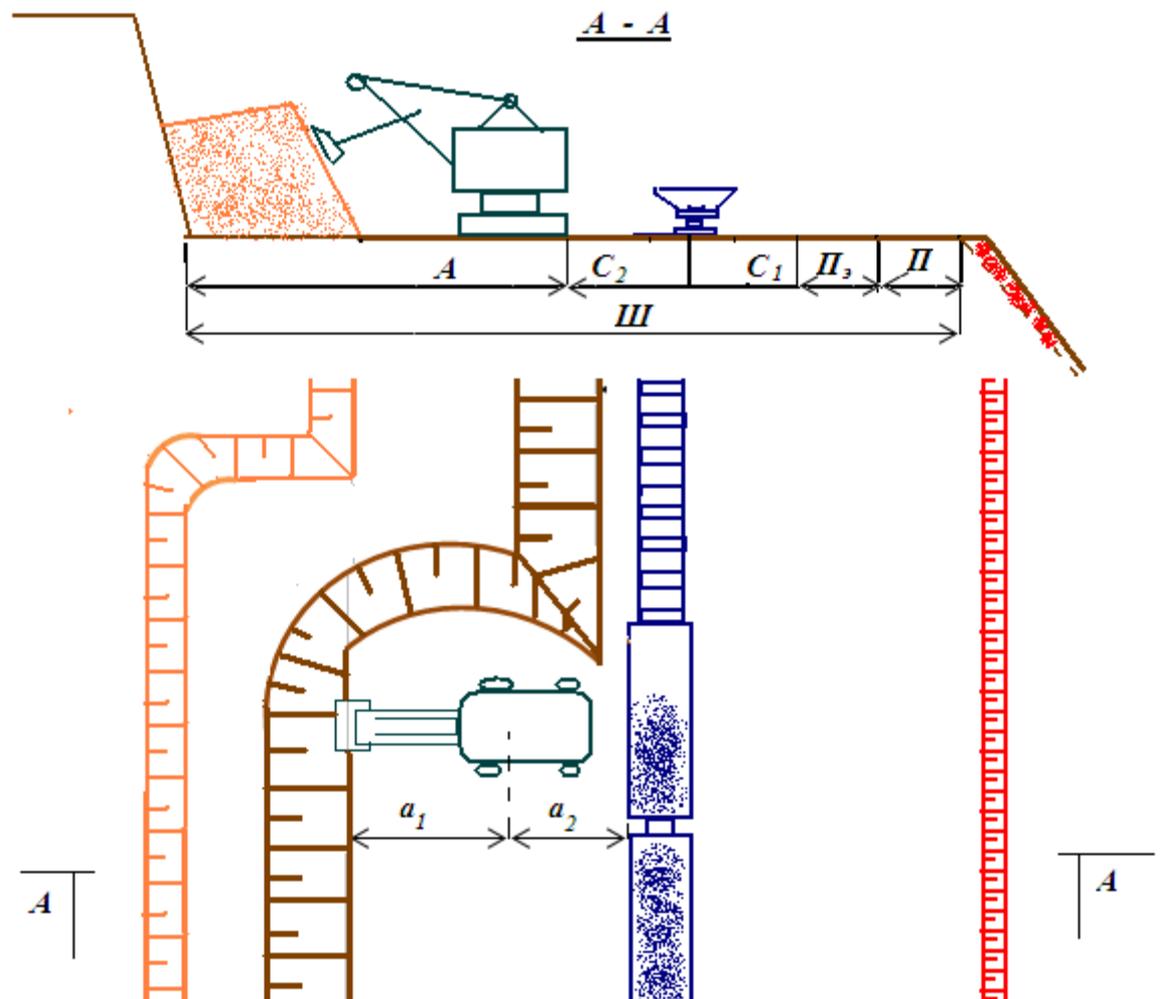
$$\text{Ш} = 20,7 + 3 + 2,5 + 6 + 6 = 38,2 \text{ м.}$$

при двухпутном

$$\text{Ш} = 20,7 + 3 + 4,5 + 2,5 + 6 + 6 = 42,7 \text{ м.}$$

**ПРИМЕР 2.** Определить минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой  $h=20$  м, экскаватором ЭКГ-12,5 с применением железнодорожного транспорта и буровзрывных работ (рис. 34.2.).

Годовая производительность экскаватора  $Q=2,4$  млн.  $\text{м}^3$ , длина фронта работ  $L_6=1000$  м; удельный расход ВВ  $q_p=0,6$   $\text{кг}/\text{м}^3$ ; линия сопротивления по подошве  $W=8,5$  м; периодичность производства массовых взрывов  $T_v$  - один раз в месяц.



**Рис.34.2. Схема разработки скальных пород мехлопатой при железнодорожном транспорте**

**Решение:**

1. Ширина заходки, по целику (ширина взрываемого блока), обеспечивающая заданную периодичность массовых взрывов,

$$A \geq \frac{Q \cdot T_e}{12 \cdot L_0 \cdot h};$$

$$A \geq \frac{2,4 \cdot 10^6 \cdot 1}{12 \cdot 1000 \cdot 20};$$

$$A \geq 10 \text{ м.}$$

Принимаем двухрядное расположение скважин ( $n_p = 2$ ) и

$$A = 2 \cdot W = 2 \cdot 8,5 = 17 \text{ м.}$$

2. Ширина развала взорванной породы

$$X = 5 \cdot q_p \sqrt{W \cdot h} + (n_p - 1) \cdot W = 5 \cdot 0,6 \sqrt{8,5 \cdot 20} + (2 - 1) \cdot 8,5 = 47,6 \text{ м.}$$

3. Ширина рабочей площадки

$$Ш = X + C_2 + C_1 + П_э + П = 47,6 + 2,5 + 2,5 + 6 + 6 = 64,6 \text{ м.}$$

где  $C_2$  и  $C_1$  - расстояния от оси пути соответственно до нижней бровки развала и полосы электроснабжения, м;

$П_э$  и  $П$  - ширина полос для размещения соответственно устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м.

**ПРИМЕР 3.** Определить максимальные высоту уступа, ширину заходки по целику и минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 (рис. 34.3).

Разрабатываемые породы легко взрываемые, с коэффициентом крепости  $m_0$  М. М. Протодяконову  $f=6$ ; угол откоса уступа  $\alpha=80^\circ$ , угол устойчивого откоса  $\alpha_0=70^\circ$ .

**Решение.** При крутом угле устойчивого откоса уступа его высота  $h$  ограничивается предельной высотой разгрузки экскаватора  $H_{p.max}$ :

$$h_{max} = H_{p.max} - h_0 - c_1 - h_p,$$

где  $h_0$  - высота думпкара, м;

$c_1$  - минимальный зазор между ковшом и транспортным сосудом, м;

$h_p$  - высота верхнего строения железнодорожного пути, м.

$$h_{max} = 17,5 - 3,3 - 0,4 - 0,5 = 13,3 \text{ м.}$$

Принимаем  $h_{max} = 13$

Ширина внутренней части экскаваторной заходки:

по условиям погрузки

$$a_1 \leq R_p - C_3 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha_0; \quad a_1 \leq 18,7 - 2,5 - 13 \cdot \operatorname{ctg} 70^\circ;$$

$$a_1 \leq 11,5 \text{ м};$$

по условиям черпаниям

$$a_1 \leq R_{ч.у}; \quad a_1 \leq 16,5 \text{ м};$$

по условиям безопасного вращения экскаватора

$$a_1 \geq R_k + 1 - z_k \cdot \operatorname{ctg} \alpha; \quad a_1 \geq 7 + 1 - 2,8 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ;$$

$$a_1 \geq 7,5 \text{ м};$$

при подвигании фронта от висячего бока к лежащему

$$L_6 \leq \frac{12 \cdot 80000}{15 \cdot 57,1}; \quad L_6 \leq 1120 \text{ м}.$$

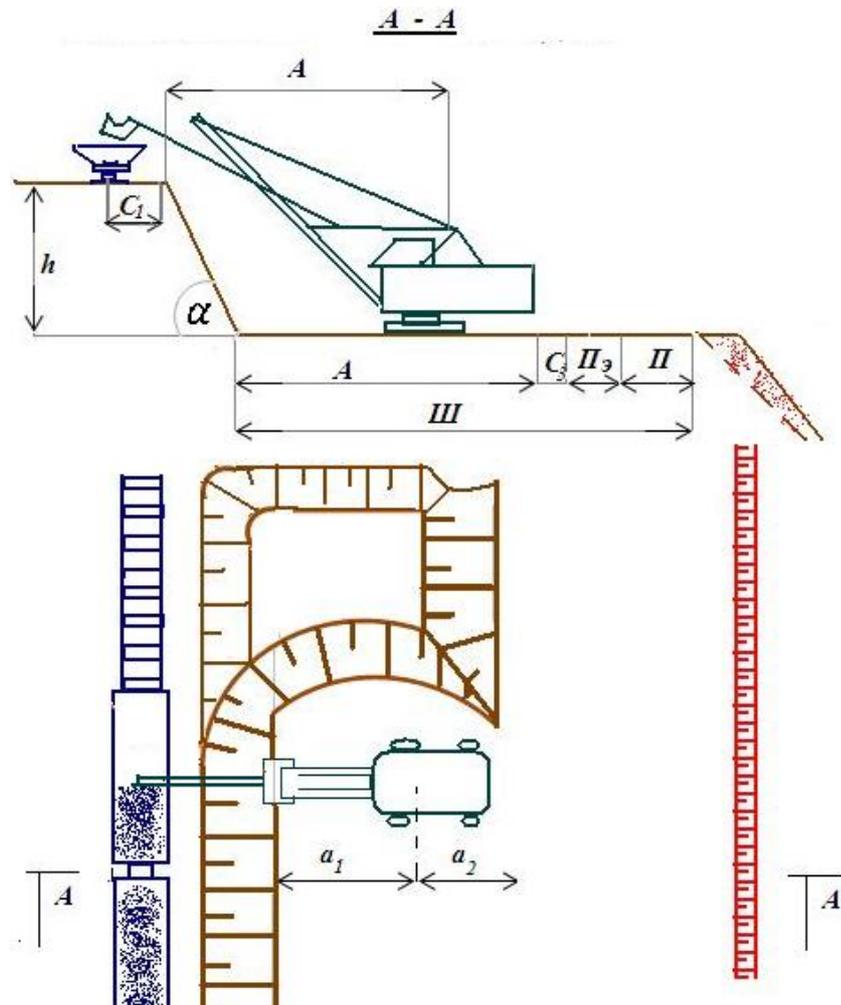


Рис. 34.3. Схема разработки скальных пород мехлопатай с верхней погрузкой.

Минимальная длина экскаваторного блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой

$$L_6 \geq \frac{Q \cdot T_e}{A \cdot h}; \quad L_6 \geq \frac{80000 \cdot 2}{16 \cdot 15}; \quad L_6 \geq 667 \text{ м.}$$

Таким образом, длина экскаваторного блока со стороны висячего бока залежи должна быть в пределах 667 – 912 м, а со стороны лежащего бока - 667-1120м.

**Задача 1.** Определить минимальную ширину рабочей площадки при выемке мягких вскрышных пород экскаватором ЭКГ-12,5 с применением железнодорожного транспорта (рис. 1).

**Задача 2.** Определить максимальную высоту уступа и ширину рабочей площадки при верхней погрузке мягких пород в думпкары 2ВС-105 экскаватором ЭКГ-10 (рис. 2).

Угол откоса разрабатываемого уступа  $\alpha=63^\circ$ , угол устойчивого откоса уступа  $\alpha_0=47^\circ$ .

**Задача 3.** Определить минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа высотой  $h=25$  м, экскаватором ЭКГ-10 с применением автомобильного транспорта и буровзрывных работ.

Годовая производительность экскаватора  $Q=2,7$  млн.  $\text{м}^3$ , длина фронта работ  $L_6=1100$  м; удельный расход ВВ  $q_p=0,7$   $\text{кг}/\text{м}^3$ ; линия сопротивления по подошве  $W=8,7$  м; периодичность производства массовых взрывов  $T_e$  - один раз в месяц.

**Задача 4.** Определить максимальные высоту уступа, ширину заходки по целику и минимальную ширину рабочей площадки при разработке уступа экскаватором ЭКГ-12,5 с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 (рис. 3).

Разрабатываемые породы легковзрываемые, с коэффициентом крепости  $m_0$  М. М. Протодяконову  $f=8$ ; угол откоса уступа  $\alpha=82^\circ$ , угол устойчивого откоса  $\alpha_0=71^\circ$ .

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 35

### Определение параметров транспортно-отвальной системы разработки

**Цель работы** - получить навыки по определению параметров транспортно – отвальной системы разработки.

**Пример 1.** Определить необходимую ширину полосы вскрытых запасов на зимний период  $A_z$  при отработке месторождения по транспортно-отвальной схеме.

Производительность карьера по полезному ископаемому  $W_u=5$  млн. т/год; продолжительность зимней остановки вскрышного комплекса  $N_3=3$  мес; мощность пласта полезного ископаемого  $m=5$  м; длина фронта добычных работ  $L_{ф.и}=2500$  м; плотность полезного ископаемого  $\gamma=1,5$  т/м<sup>3</sup>; коэффициент извлечения полезного ископаемого  $K_{изв.}=0,95$ ; минимально допустимое опережение отвалообразователя добычным забоем  $l_1=150$  м; минимально допустимое опережение добычного забоя отвалообразователем  $l_2=250$  м; ширина заходки  $A=70$  м.

**Решение.**

$$A_z = \frac{W_u \cdot N_3}{12 \cdot m \cdot L_{ф.и} \cdot \gamma \cdot K_{изв.}} - \frac{A(L_{ф.и} - l_1 - l_2)}{L_{ф.и}} =$$
$$= \frac{5000000 \cdot 3}{12 \cdot 5 \cdot 2500 \cdot 1,5 \cdot 0,95} - \frac{70 \cdot (2500 - 150 - 250)}{2500} = 11,4 \text{ м.}$$

**Пример 2.** Определить производительность вскрышного комплекса  $Q_{в.к.}$  необходимую высоту разгрузки  $H_{р.о}$  и радиус разгрузки  $R_{р.о}$  консольного отвалообразователя.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого  $m=1$  м; высота вскрышного уступа, обрабатываемого по транспортно-отвальной схеме,  $H=35$  м; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p=1,15$ ; длина фронта добычных работ  $L_{ф.и}=2000$  м; длина фронта вскрышных работ  $L_{ф.в}=2100$  м; длина фронта отвальных работ  $L_{ф.о}=1970$  м; ширина вскрышной заходки  $A=50$  м; угол естественного откоса пород в отвале  $\beta_e=38^\circ$ ; устойчивый угол откоса отвала  $\beta=22^\circ$ ; угол откоса добычного уступа  $\alpha=45^\circ$ ; производительность карьера по добыче  $W_u=2$  млн. т; плотность полезного ископаемого  $\gamma=2$  т/м<sup>3</sup>; коэффициент извлечения полезного ископаемого  $K_{изв.}=0,97$ ; продолжительность зимней остановки вскрышного комплекса  $N_3=3$  мес; отвалообразователь расположен на кровле пласта полезного ископаемого.

Рассмотреть работу без изменения расстояния между вскрышным экскаватором и отвалообразователем и с изменением расстояния на 50 м (величина телескопичности=50 м).

**Решение. 1.** *Производительность вскрышного комплекса, обеспечивающая заданную производительность карьера по полезному ископаемому*

$$Q_{в.к} = \frac{H \cdot L_{ф.в} \cdot W_u}{m \cdot L_{ф.и} \cdot K_{изв} \cdot \gamma} = \frac{35 \cdot 2100 \cdot 2 \cdot 10^6}{2 \cdot 2000 \cdot 0,97 \cdot 2} = 19 \text{ млн. м}^3/\text{год.}$$

**2.** *Ширина полосы подготовленных запасов для отработки в зимний период*

$$A_3 = \frac{W_u \cdot N_3}{12 \cdot m \cdot L_{ф.и} \cdot \gamma \cdot K_{изв.}} - \frac{A(L_{ф.и} - l_1 - l_2)}{L_{ф.и}},$$

где  $l_1$  – минимальное опережение отвалообразователя добычным забоем, м;

$l_2$  – минимальное опережение добычного забоя отвалообразователем, м; принимаем  $l_1=100$  м и  $l_2=150$  м по условиям маневрирования отвалообразователя.

$$A_3 = \frac{2 \cdot 10^6 \cdot 3}{12 \cdot 2 \cdot 2000 \cdot 2 \cdot 0,97} - \frac{50 \cdot (2000 - 100 - 150)}{2000} = 20,7 \text{ м.}$$

**3.** *Высота внутреннего отвала*

$$H_0 = K_{\phi} \cdot K_p \cdot K_{зах} \cdot H + \frac{0,25 \cdot A \cdot \text{tg}\beta_1}{K_{зах}},$$

где  $K_{\phi}$  – коэффициент, учитывающий сокращение фронта отвальных работ по сравнению с фронтом вскрышных работ;

$$K_{\phi} = \frac{L_{\phi}}{L_{\phi.о.}} = \frac{2100}{1970} = 1,07$$

$K_{зах}$  – коэффициент сокращения ширины заходки, равный отношению ширины вскрышной заходки к ширине отвальной заходки. При работе без изменения расстояния между вскрышным экскаватором и отвалообразователем ( $T=0$ )  $K_{зах}=1$ ; при создании запасов для отработки в зимний период за счет телескопичности комплекса

$$K_{зах} = \frac{Q_{в.к}}{Q_{в.к} - T \cdot L_{ф.в} \cdot H} = \frac{18 \cdot 10^6}{18 \cdot 10^6 - 50 \cdot 2100 \cdot 35} = 1,257.$$

При  $T=0$ ;  $H_0=153$  м;

При  $T=50$  м;  $H_0=62$  м.

**4.** *Необходимая высота разгрузки отвалообразователя*

$$H_{p.о} = H_0 - m + p,$$

где  $p$  – минимальное расстояние между гребнем отвала и консолью отвалообразователя (по нормативам безопасности  $p=1,5$  м при использовании

консольных отвалообразователей  $r=2$  м при использовании транспортно-отвальных мостов).

$$\begin{aligned} \text{При } T=0, & \quad H_{p.o} = 52,5 \text{ м;} \\ \text{при } T=50 \text{ м,} & \quad H_{p.o} = 61,5 \text{ м.} \end{aligned}$$

**5. Необходимый радиус разгрузки отвалообразователя**

$$R_p = A_3 + H_0 \cdot \operatorname{ctg} \beta_1 + B + m \cdot \operatorname{ctg} \alpha + B - T - l_{c.n},$$

где  $B$  – минимальное расстояние от оси движения отвалообразователя до верхней бровки добычного уступа, равное половине ширины ходового устройства отвалообразователя и зазору между ходовым устройством и бровкой уступа, принимаем  $B=25$  м;

$B$  – ширина свободной полосы между отвалом и добычным уступом, включающая в себя ширину водоотводной канавы и транспортную полосу, принимаем  $B=5$  м:

$l_{c.n}$  – горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала ( $l_{c.n} = 2 \div 3$  м).

$$\begin{aligned} \text{При } T=0, & \quad R_p = 181 \text{ м;} \\ \text{При } T = 50 \text{ м} & \quad R_p = 153 \text{ м,} \end{aligned}$$

**Пример 3.** Определить максимальную высоту вскрышного уступа, отрабатываемого по транспортно-отвальной схеме с применением отвалообразователя ОШ-1600/110.

Максимальная высота разгрузки отвалообразователя  $H_p=34$  м, максимальный радиус разгрузки  $R_p=110$  м; отвалообразователь расположен на кровле пласта полезного ископаемого мощностью  $m=3$  м; необходимая ширина полосы вскрытых запасов на зимний период, располагаемых под консолью,  $A_n=20$  м; минимальное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки добычного уступа  $B=15$  м; ширина свободной полосы между отвалом и добычным уступом  $B=5$  м; углы устойчивого откоса добычного уступа ( $\alpha=45^\circ$ ; отвала  $\beta=25^\circ$ ; угол естественного откоса пород в отвале  $\beta_e=35^\circ$ ; длина фронта вскрышных работ  $L_{ф.в}=1100$  м; длина фронта отвальных работ  $L_{ф.о}=1050$  м; ширина вскрышной и отвальной заходок  $A=24$  м.

**Решение.** Определяем предельную высоту отвала, которую может отсыпать отвалообразователь:

$$H_o \leq H_p + m - p ;$$

$$H_o \leq 34 + 3 - 1,5 = 35,5 \text{ м.}$$

$$H_o \leq (R_p - A_3 - B - m \cdot \operatorname{ctg} \alpha - B + T + l_{c.n}) \cdot \operatorname{tg} \beta$$

$$H_o \leq (110 - 20 - 15 - 3 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ - 5 + 0 + 2) \cdot \operatorname{tg} 25^\circ = 32 \text{ м.}$$

Принимаем меньшее значение  $H_o=32$  м.

Находим предельную высоту вскрышного уступа:

$$H = \frac{(H_o - 0,25 \cdot A_o \cdot \operatorname{tg} \beta_e) \cdot L_{\phi.o}}{K_p L_{\phi.e}} = \frac{(32 - 0,25 \cdot 24 \operatorname{tg} 35^\circ) \cdot 1050}{1,2 \cdot 1100} = 22,1$$

м,

**Пример 4.** Определить необходимую длину перегружателя (соединительного моста)  $L_{c.m}$  для перегрузки породы от роторного экскаватора, расположенного на кровле пласта полезного ископаемого, на консольный отвалообразователь, расположенный на предотвале.

Мощность пласта полезного ископаемого  $m=20$  м; угол откоса рабочего борта по полезному ископаемому  $\varphi=20^\circ$ ; ширина свободной полосы между отвалом и добычным уступом  $B=7$  м; высота предотвала  $H_n=20$  м, угол его откоса  $\beta_n=35^\circ$ ; минимальное безопасное расстояние от осей опор моста до верхней бровки добычного уступа  $a_1=20$  м, до верхней бровки предотвала  $a_2=25$  м.

**Решение.**

$$\begin{aligned} L_{c.m} &= a_1 + a_2 + m \cdot \operatorname{ctg} \varphi + H_n \cdot \operatorname{ctg} \beta_n = \\ &= 20 + 25 + 20 \cdot \operatorname{ctg} 20^\circ + 20 \cdot \operatorname{ctg} 35^\circ = 128 \text{ м.} \end{aligned}$$

**Пример 5.** Определить необходимые длину пролетного строения и вылет консоли транспортно-отвального моста.

Покрывающие породы мощностью  $H=55$  м отрабатывают двумя уступами высотой  $H_1=30$  м (нижний) и  $H_2=25$  м (верхний); опоры моста расположены на кровле нижнего вскрышного уступа и предотвале, высота которого  $H_n=25$  м; мощность разрабатываемого угольного пласта  $m=15$  м; плотность угля  $\gamma=1,2$  т/м<sup>3</sup>; коэффициент извлечения  $K_{изв.}=0,98$ ; годовая производительность карьера по углю  $W_u=7$  млн. т; подвигание фронта работ параллельное; длина фронта работ по добыче  $L_{\phi.и}=2000$  м, по вскрыше  $L_{\phi.в}=2100$  м, отвальных работ  $L_{\phi.o}=1950$  м; углы откоса вскрышных уступов  $\delta=45^\circ$ , добычного уступа  $\alpha=60^\circ$ , ярусов отвала  $\beta=35^\circ$ ; безопасные расстояния от верхней бровки нижнего вскрышного уступа и верхней бровки предотвала до осей опор транспортно-отвального моста соответственно  $a_1=20$  м и  $a_2=30$  м; расстояние между нижней бровкой второго яруса отвала и осью опоры моста  $a_3=15$  м; ширина предохранительной бермы па кровле пласта  $b_n=10$  м; ширина свободного пространства между отвалом и добычным уступом  $B=5$  м.

**Решение.**

1. Необходимая ширина полосы зимних запасов вскрытого угля при продолжительности зимней останковки вскрышного комплекса  $N_3=3$  мес.

$$A_3 = \frac{W_u \cdot N_3}{12 \cdot m \cdot L_{\phi.и} \cdot \gamma \cdot K_{изв.}} = \frac{7 \cdot 10^6 \cdot 3}{12 \cdot 15 \cdot 2000 \cdot 1,2 \cdot 0,98} = 50 \text{ м.}$$

2. Требуемая длина пролетного строения моста

$$L_{n.c} = a_1 + a_2 + H_1 \cdot ctg\delta + b_n + A_3 + m \cdot ctg\alpha + B + H_n \cdot ctg\beta = \\ = 20 + 30 + 30 \cdot ctg 45^0 + 10 + 50 + 15 \cdot ctg 60^0 + 5 + 25 \cdot ctg 35^0 = 190 \\ \text{м.}$$

### 3. Высота отвала

$$H_o = \frac{K_p \cdot L_{ф.в} \cdot H}{L_{ф.о}} = \frac{1,2 \cdot 2100 \cdot 55}{1950} = 71 \text{ м.}$$

### 4. Необходимая длина отвальной консоли

$$L_{o.k} = (H_o - H_n) ctg \beta + a_3 - l_{c.n},$$

где  $l_{c.n}$  - горизонтальное расстояние свободного полета породы до отвала, м.

$$L_{o.k} = (71 - 25) ctg 35^0 + 15 - 3 = 78 \text{ м.}$$

**Задача 1.** Определить необходимую ширину полосы вскрытых запасов на зимний период  $A_d$  при отработке месторождения по транспортно-отвальной схеме.

Производительность карьера по полезному ископаемому  $W_u = 7$  млн. т/год; продолжительность зимней остановки вскрышного комплекса  $N_3 = 4$  мес; мощность пласта полезного ископаемого  $m = 6$  м; длина фронта добычных работ  $L_{ф.и} = 2700$  м; плотность полезного ископаемого  $\gamma = 1,4$  т/м<sup>3</sup>; коэффициент извлечения полезного ископаемого  $K_{изв.} = 0,93$ ; минимально допустимое опережение отвалообразователя добычным забоем  $l_1 = 160$  м; минимально допустимое опережение добычного забоя отвалообразователем  $l_2 = 270$  м; ширина заходки  $A = 68$  м.

**Задача 2.** Определить производительность вскрышного комплекса  $Q_{в.к.}$ , необходимую высоту разгрузки  $H_{р.о}$  и радиус разгрузки  $R_{р.о}$  консольного отвалообразователя.

Мощность горизонтального пласта полезного ископаемого  $m = 1,5$  м; высота вскрышного уступа, отрабатываемого по транспортно-отвальной схеме,  $H = 37$  м; коэффициент разрыхления пород в отвале  $K_p = 1,15$ ; длина фронта добычных работ  $L_{ф.и} = 2100$  м; длина фронта вскрышных работ  $L_{ф.в} = 2300$  м; длина фронта отвальных работ  $L_{ф.о} = 1987$  м; ширина вскрышной заходки  $A = 55$  м; угол естественного откоса пород в отвале  $\beta_e = 37^0$ ; устойчивый угол откоса отвала  $\beta = 23^0$ ; угол откоса добычного уступа  $\alpha = 45^0$ ; производительность карьера по добыче  $W_u = 3$  млн. т; плотность полезного ископаемого  $\gamma = 2$  т/м<sup>3</sup>; коэффициент извлечения полезного ископаемого  $K_{изв.} = 0,97$ ; продолжительность зимней остановки вскрышного комплекса  $N_3 = 3$  мес; отвалообразователь расположен на кровле пласта полезного ископаемого.

Рассмотреть работу без изменения расстояния между вскрышным экскаватором и отвалообразователем и с изменением расстояния на 60 м (величина телескопичности  $T=50$  м).

**Задача 3.** Определить максимальную высоту вскрышного уступа, отрабатываемого по транспортно-отвальной схеме с применением отвалообразователя ОШ-1600/110.

Максимальная высота разгрузки отвалообразователя  $H_p=34$  м, максимальный радиус разгрузки  $R_p=110$  м; отвалообразователь расположен на кровле пласта полезного ископаемого мощностью  $m=5$  м; необходимая ширина полосы вскрытых запасов на зимний период, располагаемых под консолью,  $A_n=25$  м; минимальное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки добычного уступа  $B=17$  м; ширина свободной полосы между отвалом и добычным уступом  $B=6$  м; углы устойчивого откоса добычного уступа ( $\alpha=45^\circ$ ; отвала  $\beta=27^\circ$ ; угол естественного откоса пород в отвале  $\beta_e=36^\circ$ ; длина фронта вскрышных работ  $L_{ф.в}=1200$  м; длина фронта отвальных работ  $L_{ф.о}=1070$  м; ширина вскрышной и отвальной заходок  $A=25$  м.

**Задача 4.** Определить необходимую длину перегружателя (соединительного моста)  $L_{с.м}$  для перегрузки породы от роторного экскаватора, расположенного на кровле пласта полезного ископаемого, на консольный отвалообразователь, расположенный на предотвале.

Мощность пласта полезного ископаемого  $m=22$  м; угол откоса рабочего борта по полезному ископаемому  $\varphi=23^\circ$ ; ширина свободной полосы между отвалом и добычным уступом  $B=7$  м; высота предотвала  $H_{п}=22$  м, угол его откоса  $\beta_{п}=37^\circ$ ; минимальное безопасное расстояние от осей опор моста до верхней бровки добычного уступа  $a_1=23$  м, до верхней бровки предотвала  $a_2=27$  м.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 36

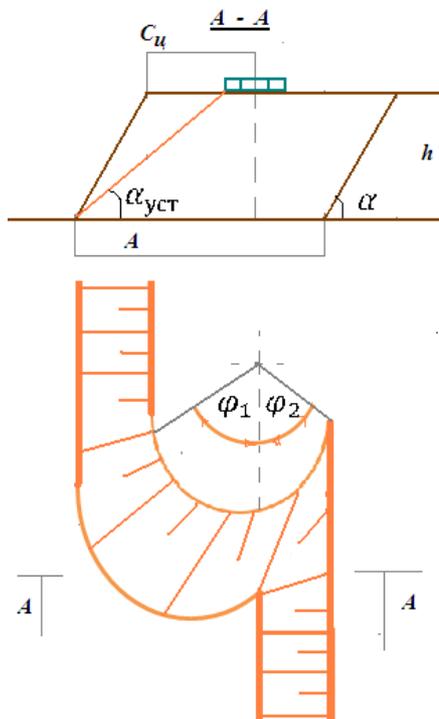
### Определение параметров технологической схемы выемки пород драглайнами

**Цель работы** – получить навыки по определению параметров технологической схемы выемки пород драглайнами.

Выемку мягких и мелкозсорванных пород драглайнами производят в основном в торцевом и траншейном забоях (рис. 1).

Расчет технологической схемы выемки пород драглайнами заключается в определении ширины заходки, высоты вскрышного уступа, углов откоса и места установки экскаватора.

#### 1. Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на кровле уступа



Данная схема обеспечивает максимальную производительность драглайна. Это достигается за счет того, что угол поворота экскаватора (рис. 1, а) от места черпания породы до места ее разгрузки является минимальным.

Высоту уступа устанавливают по глубине копания с учетом расположения драглайна на кровле за пределами призмы обрушения при угле наклона плоскости забоя к горизонту  $\beta = 30 - 60^\circ$ :

$$h \leq H_q \quad (1)$$

Ширина заходки экскаватора:

$$A_s = R_q (\sin \varphi_1 + \sin \varphi_2) \quad (2)$$

где  $\varphi_1, \varphi_2$  - углы поворота драглайна от оси его хода соответственно в сторону массива и выработанного пространства ( $\varphi_1 \approx \varphi_2 = 30 - 45$ ), град.

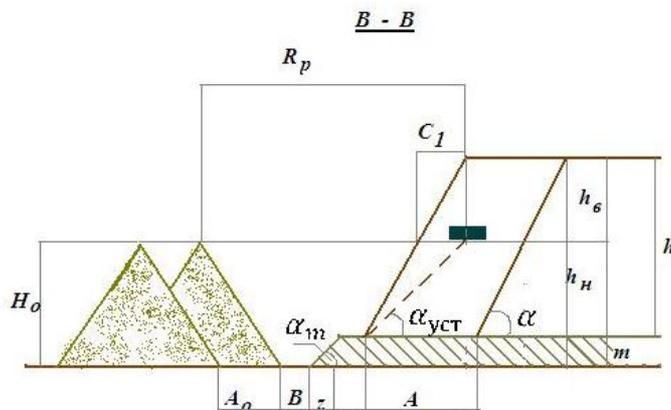
Обычно при работе в отвал  $\varphi_1 = 0$  и тогда

$$A_s = R_q \sin \varphi_2 \quad (3)$$

Углы откоса уступа, град:

- по наносам - рабочий  $\alpha_n = 60^\circ$ , устойчивый  $\alpha_{ny} = 40^\circ$  (4)
- по взорванной породе - рабочий  $\alpha_n = 50^\circ$ ,
- устойчивый  $\alpha_{ny} = 35^\circ - 40^\circ$ , (5)
- по коренным породам - рабочий  $\alpha = 75^\circ$ ,
- устойчивый  $\alpha_y = 60^\circ$ . (6)

## 2. Схема работы драглайна в торцевом забое с расположением его на промежуточной площадке



подступов, м.

Применяют с целью более полного использования параметров экскаватора и увеличения высоты уступа (рис. 1, б).

Высота уступа, м:

$$h \leq h_n + h_g, \quad (7)$$

где  $h_n, h_g$  - соответственно высота нижнего и верхнего

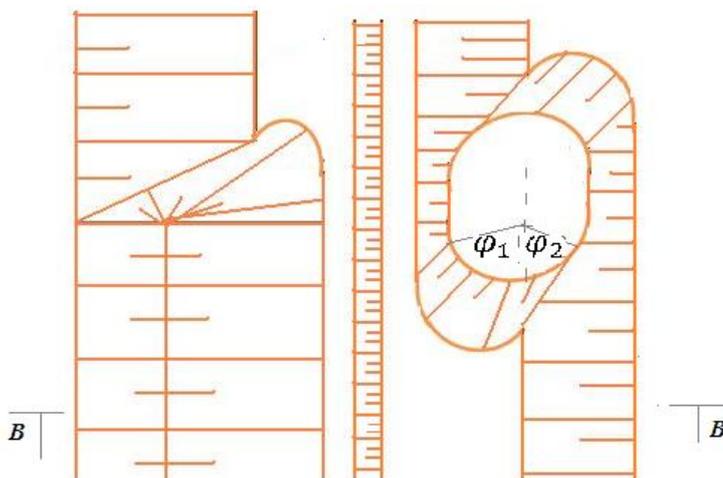


Рис. 1 (б)

$$h_n = (0,7 - 0,8)H_k$$

$$h_g = (0,4 - 0,8)H_p$$

Ширину заходки определяют по формуле (1), а углы откоса уступа по формулам (3) - (5). При этом угол откоса забоя верхнего подступа для предотвращения скольжения ковша не должен превышать 25 градусов.

При расчете производительности драглайна, работающего по данной схеме, следует помнить, что при верхнем черпании производительность экскаватора на 10 - 15% ниже, чем при нижнем черпании.

### 3. Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на почве уступа

Из-за низкой производительности драглайна данную схему применяют редко, в основном при разработке неустойчивых пород (1, в).

Высота уступа, м:

$$h = (0,7 - 0,8)H_p \quad (9)$$

Ширину заходки определяют по формуле (1), а углы откоса уступа - по формулам (3) - (5).

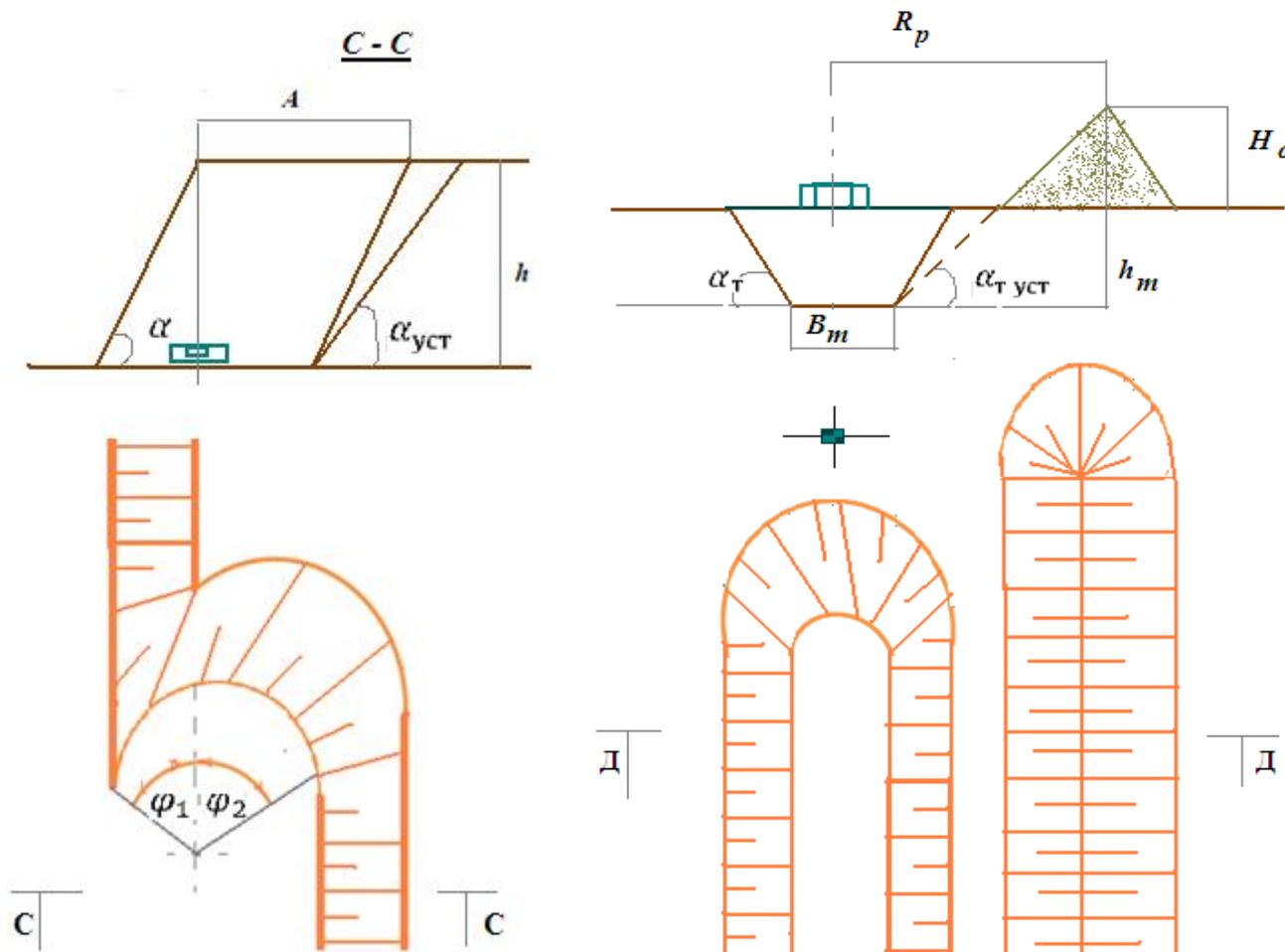


Рис 1. в

Рис. 1 д

### 4. Схема работы драглайна в траншейном забое при установке его на кровле уступа

При проведении траншей драглайн в зависимости от его параметров и параметров траншеи располагают либо по оси траншеи, либо ближе к одному из ее бортов. При этом отвалы могут располагаться как на

одном, так и на двух бортах траншеи (рис. 1, г).

Глубина траншеи, м:

$$h_m \leq H_{\kappa.\max} \quad (10)$$

Ширину траншеи по низу определяют по формуле (1) или (2), а углы откоса траншеи - по формулам (3) и (5).

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА “Горное дело”**

**Темы для  
самостоятельной работы**

**По дисциплине**

**“Процессы и технология  
открытых горных работ”**

## Темы самостоятельной работы

1. Добываемые полезные ископаемые и их качество.
2. Технологическая характеристика горных пород.
3. Характеристика скальных и полускальных пород.
4. Механические способы подготовки к выемке естественного камня.
5. Технологическая характеристика и режим ударного бурения.
6. Технологическая характеристика и режим шнекового бурения.
7. Технологическая характеристика и режим термического бурения.
8. Совершенствование буровых работ.
9. Экскавируемость горных пород в массиве.
10. Технологические параметры драглайнов.
11. Забои драглайнов.
12. Выемка с перевалкой пород в выработанное пространство.
13. Производительность драглайнов.
14. Технологическая характеристика цепных экскаваторов.
15. Забои цепных экскаваторов.
16. Производительность цепных экскаваторов.
17. Технологическая характеристика роторных экскаваторов.
18. Забои роторных экскаваторов.
19. Раздельная выемка роторными экскаваторами.
20. Проблемы рационального и комплексного использования минерального сырья.
21. Главные тенденции в технологии открытых горных работ.
22. Принципы комплексной механизации карьеров.
23. Учет неопределенности исходных данных при подсчете объема вскрышных работ.
24. Рациональное направление развития горных работ.
25. Отработка месторождений очередями.
26. Опыт применения бестранспортной системы разработки.
27. Типовые бестранспортные схемы горных работ.
28. Карьерные экскаваторы.
29. Техническая характеристика современных машин непрерывного действия.
30. Методы определения производительности роторных экскаваторов и комплексов.

31. Опыт применения циклично-поточной технологии при разработке крепких горных пород.
32. Развитие циклично-поточной технологии на открытых разработках.
33. Мобильное оборудование на открытых горных работах (одноковшовые погрузчики, скреперные комплексы, бульдозеры, рыхлители).
34. Виды и направления развития карьерного транспорта.
35. Оборудование и способы бурения взрывных скважин на карьерах.
36. Современные представления о механизме разрушения горных пород взрывом.
37. Факторы, определяющие результат взрыва.
38. Современное состояние производства промышленных взрывчатых веществ.
39. Механизация взрывных работ.
40. Условия применения гидромеханизации на карьерах.
41. Технологические схемы гидромеханизации на карьерах.
42. Основное оборудование гидромеханизации.
43. Машины и механизмы для путевых работ и обслуживания контактной сети.
44. Технологические схемы и организация работ по переукладке железнодорожных путей на карьере.
45. Выбор оборудования для комплексной механизации технологических путевых работ на карьерах.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА “Горное дело”**

# Глоссарий

**По дисциплине**

**“Процессы и технология  
открытых горных работ”**

## Глоссарий

На узбекском языке	На русском языке	На английском языке
<i>Aralashuv</i> - kon ishlarini olib borish jarayonida qoplovchi jinslarning va kondistiya talabiga javob bermaydigan foydali qazilmalar turlarining kondistiya talabiga javob beruvchi foydali qazilmaga aralashuv darajasini belgilaydi.	Разубоживание - уменьшение содержания полезного компонента или компонентов, в добытом ископаемом по сравнению с содержанием их в массиве вследствие перемешивания пустых пород или некондиционного полезного ископаемого и потерь части	<i>Disinclination</i> - is the decrease in the content of a useful component or components in the extracted fossil as compared to their content in the massif due to mixing of empty rocks or substandard minerals and losses of a part of the mineral.
<i>Brovka</i> - pog'ona qiyaligini uning ostki va ustki maydonchalari bilan kesishgan chizig'i.	Бровка - линия пересечения откоса уступа с его нижней или верхней площадкой	<i>Brovka</i> - the line of intersection of the slope of the ledge with its lower or upper platform.
<i>Burg'ulash mashinasi</i> - ochiq, yer osti va geologik qidiruv ishlarida skvajinalarni burg'ulash uchun qo'llaniladigan mashina.	Буровой станок - машина предназначенная для бурения скважин на открытых, подземных и геологоразведочных работах.	<i>Drilling machine</i> - machine designed for drilling wells in open, underground and geological exploration
<i>Zaboy</i> - razval yoki massividagi qazib olish ob'ekti hisoblangan tog' jinsi yuza.	Забой - поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки.	<i>Slaughter</i> - the surface of rocks in an array or collapse, which is the object of excavation
<i>Yo'qolish</i> - kondiston foydali qazilmalarning er qa'rida qolib va qoplovchi jins tarkibiga qo'shilib ketishi, yuklash va tashish oqibatida hamda boshqa hollarda hajmning kamayishidir.	Потери полезного ископаемого - часть балансовых запасов, не извлеченная из недр при разработке месторождения или утраченная в процессе добычи и переработки.	<i>Loss of mineral resources</i> - is part of balance reserves that was not extracted from the bowels during the development of the deposit or lost in the process of extraction and processing.
<i>Ishlash zonasi</i> Bir vaqtda karyer ichida qazish ishlari olib borilayotgan pog'onalar yig'indisi	Рабочая зона карьера - совокупность уступов, находящихся в одновременной отработке	<i>Working area of the quarry</i> - a set of ledges that are in simultaneous work
<i>Ishchi maydon</i> - qazib olish uchun mo'ljallangan jihozlar joylashgan maydon	Рабочая площадка - площадка уступа, на которой размещается основное карьерное оборудование	<i>Work platform</i> - the platform of the ledge on which the main quarry equipment is located.
<i>Kapital transheya</i> Ishchi gorizontni ochish uchun xizmat qiluvchi ochiq kon qiya lahimi bo'lib, transport vositalarini er yuzasidan kongacha etib borishini ta'minlaydi.	Капитальная траншея - открытая наклонная выработка, обеспечивающий доступ с поверхности к разрабатываемому рудному телу.	<i>The capital trench</i> is an open inclined development that creates access to transport from the surface to the ore body being developed.

<i>Karyer</i> - foydali qazilma konlarini ochiq usulda qazib oluvchi kon korxonasi.	Карьер - горное предприятие, предназначенное для добычи полезных ископаемых открытым способом	<i>The quarry</i> - is a mining enterprise designed to extract minerals in an open pit.
<i>Kon ishlari fronti</i> – karyer ishchi pog'onalaridagi ochish va qazish ishlarining yig'indi uzunligi	Фронт горных работ - суммарная протяженность вскрышных и добычных рабочих уступов карьера	<i>The front of mining operations</i> - is the total length of overburden and mining working quarries of the quarry.
<i>Qirqim transheya</i> Gorizontal ochiq kon lahimi bo'lib, foydali qazilmani yoki qoplovchi jinsni qazib olish uchun ish frontini yaratib beradi.	Разрезная траншея - горизонтальная открытая выработка, служащая для создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования	<i>The cut-off trench</i> is a horizontal open mine that serves to create an initial work front and the placement of mining and transport equipment.
<i>Ochiq usulda qazib olish tizmi</i> – karyer maydoni chegarasi yoki uning bir qismida kon ishlarini olib borish ketma ketligi va tartibi	Система открытой разработки - порядок и последовательность выполнения горных работ в пределах карьерного поля или его части.	<i>Development system</i> is the order and sequence of performing the mining operations within the career field or its part
<i>Pog'ona</i> - alohida qazish, yuklash va tashish vositalariga ega bo'lgan va pog'ona shaklidagi ishchi yuzaga ega bo'lgan tog' jinsi qatlamining bir qismi	Уступ - отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения.	<i>The ledge</i> - is a separate layer, which is developed by independent means of loosening, excavating and moving.
<i>Pog'ona qiyaligi</i> - pog'onaning qazib olingan tomoni bo'yicha burchak ostida chegaralovchi qiyalik	Откос уступа - наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства.	<i>The slope of the ledge</i> - is an inclined surface, bounding the ledge on the side of the worked space
<i>Pog'onacha</i> - alohida qazish vositalari bilan qazib olinadigan, lekin barcha pog'onalar uchun umumiy bo'lgan transport vositalari bilan xizmat ko'rsatiladigan pog'onaning balandligi bo'yicha qismi	Подступ - часть уступа по высоте, разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, погрузки, но обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа.	<i>The bottom is part of the ledge</i> - in height, developed by independent means of loosening, loading, but served by transport, common to the whole ledge.
<i>Priisk</i> - sochma holda joylagshgan qimmatbaxo va nodir metallarni qazib oluvchi kon korxonasi	Прииск - горное предприятие по добыче россыпных месторождений драгоценных металлов	<i>The mine</i> is a mining enterprise for the extraction of alluvial deposits of precious metals
<i>Promisel</i> - suyuq va gaz holdagi foydali qazilma konlarini qazib oluvchi kon korxonasi	Промысел - горное предприятие по добыче жидких и газообразных полезных ископаемых	<i>Fishing</i> - a mining enterprise for the extraction of liquid and gaseous minerals.
<i>Razrez</i> - ko'mirni ochiq	Разрез - карьер по добыче угля	<i>Cut-out coal mine</i>

usulda qazib oluvchi karyer		
<i>Rudnik</i> - kon kimyoviy va qurilish materiallarini yer osti usulida qazib oluvchi kon korxonasi	Рудник - горное предприятие, служащее в основном для подземной добычи руд горно - химического сырья и строительных материалов.	<i>The mine</i> is a mining enterprise, serving mainly for underground mining of mining and chemical raw materials and construction materials.
<i>Transport maydonchasi</i> Karyerdagi ishchi maydonlarni yuza bilan bog'lovchi transport yo'llari joylashishi uchun xizmat qiladi.	Транспортная берма - площадка, служащая для размещения транспортных коммуникаций	<i>Transport berm</i> - a place for transport communications
<i>Himoyalovchi maydoncha</i> - bort turg'unligini oshirish va shamol ta'sirida pog'onalarining emirilishi natijasida o'pirilib tushadigan tog' jinslari bo'laklarini ushlab qolish uchun xizmat qiladi.	Предохранительная берма - площадка между уступами, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения устойчивости и задержания осыпавшихся с откоса кусков породы.	<i>The safety berm</i> - a platform between the ledges, left on the non-working side of the quarry to increase the stability and the retention of pieces of rock falling from the slope
<i>Shaxta</i> - foydali qazilma konlarini yer osti usulida qazib oluvchi kon korxonasi	Шахта - горное предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых подземным способом.	<i>The mine</i> is a mining enterprise intended for the extraction of minerals by underground means

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА “Горное дело”**

## Приложения

**По дисциплине**

**“Процессы и технология  
открытых горных работ”**

**ЎЗБЕКИСТОН РЕСПУБЛИКАСИ**  
**ОЛИЙ ВА ЎРТА ТАЪЛИМ ВАЗИРЛИГИ**

Руйхатга олинди  
№ \_\_\_\_\_  
2017 йил «\_\_» \_\_\_\_\_

Навоий давлат Кончилиқ  
институтининг  
2017 йил «\_\_» \_\_\_\_\_ «\_\_» сонли  
буйруғи билан тасдиқланган

**«ОЧИҚ КОНЧИЛИК ИШЛАРИ ЖАРАЁНЛАРИ ВА ТЕХНОЛОГИЯСИ»**  
**ФАНИНИНГ**

**ЎҚУВ ДАСТУРИ**

<b>Билим соҳаси:</b>	<b>300 000</b>	<b>- Мухандислик, ишлов бериш ва қурилиш тармоқлари</b>
<b>Таълим соҳаси:</b>	<b>310 000</b>	<b>- Мухандислик ва мухандслик иши</b>
<b>Таълим йўналиши:</b>	<b>5311600</b>	<b>- Кончилиқ иши</b>

**Навоий 2017 йил**

Фаннинг ўқув дастури Навоий давлат кончилик институтининг Илмий Кенгашида муҳокама қилинган ва тасдиқланган (2017 йил “\_\_” \_\_\_\_\_ даги № \_\_ баённома).

**Тузувчилар:**

**Тухташев А.Б.**

- Навоий давлат кончилик институти,  
“Кончилик иши” кафедраси мудири,  
техника фанлари номзоди

**Хатамова Д.Н.**

- Навоий давлат кончилик институти,  
“Кончилик иши” кафедраси ассистенти

**Такризчилар:**

**Зарипов О.Г.**

- Навоий кон - металлургия комбинати,  
Марказий лойихалаш бюроси бошлиғининг  
кон ишлари бўйича муовини

**Заиров Ш.Ш.**

- Навоий давлат кончилик институти,  
“Кончилик иши” кафедраси доценти,  
техника фанлари доктори

## КИРИШ

“Очиг кон ишлари жараёнлари ва технологияси” фанининг негизини тоғ жинслари ва уларни қазиб олиш жараёнларида қўлланиладиган техник воситалар технологик схемалар ва комплекслари тўғрисидаги билимлар ташкил қилади. Кон ишлари жараёнлари ва технологияси, уларни комплекс механизациялаш, кончилик ишларини ташкил этиш, лойиҳалаш ва режалаштириш, замонавий техника воситаларини ва технологияларни ишлаб чиқаришга жалб этиш ва иқтисодий ҳисоб-китоблар билан асослаш, ҳар бир аниқ корхона шароитлари учун тоғ жинслари тўғрисидаги нисбатан оддий экспериментал маълумотлар, кўникма ва билимларни олишга хизмат қилиши керак.

Ўқув фанида очиг кон ишлари технологик жараёнларининг мазмун ва моҳияти, жараёнларни бажариш усуллари ва қўлланиладиган техник воситалар турлари, қўллаш шароитлари, қўлайлик ва ноқўлайликлари, самарадор машина, ускуна ва технологик схемаларини танлаш услублари алоҳида кўриб чиқилган. Ҳар бир технологик жараён ва технологик схемалар тоғ жинсларининг физик-техник, кон-технологик кўрсаткичлари ва тавсифлари асосида қаралади.

Ўқув фанида очиг усулда қазил ишлари чегараларини аниқлаш усуллари ва тамойиллари, конни очиш усуллари, қазил ишлари, тизимлари ва комплекс механизациялаш, уларни қўллаш шароитлари, танлаш усуллари ва параметрларини аниқлаш, ҳисоблаш услублари алоҳида кўриб чиқилган. Бундан ташқари кон ишлари жараёнлари ва технологияси бўйича долзарб муаммолар ва замонавий технологиялар тўғрисида зарур маълумотлар берилган.

### **Фаннинг мақсад ва вазифалари**

Фанни ўқитилишидан мақсад-талабалар томонидан кон ишларида амалга ошириладиган ишлаб чиқариш жараёнлари ва технологияси тўғрисидаги билимларни ўзлаштириш, шунингдек асосий ишлаб чиқариш жараёнларини амалга ошириш бўйича кўникмаларга эга бўлиш, ишлаб чиқариш жараёнларини бажариш усулларини танлаш, асослаш, асосий кўрсаткичларини ҳисоблаш ва лойиҳалаш тўғрисидаги билимларни ўргатишдан иборат.

Фанни ўқитилишининг вазифалари-талабаларга кон ишлари жараёнлари ва технологияси фанидан олган билимларига таянган ҳолда аниқ шароитларда очиг усулда қазил ишлари чегараларини аниқлаш, конни очиш усули ва қазил ишлари тизимини танлаш, комплекс механизациялаш,

уларнинг самарадор параметрларини ҳисоблаш ва бошқа иқтисодий кўникмаларини ўргатишдан иборат.

Талабаларнинг лойиха ишларини амалга оширишда мустақил равишда таҳлиллаш, синтезлаш ва асосланган техник қарорларни қабул қилиш қобилиятини шакллантириш ҳам фаннинг асосий мақсади этиб белгиланган.

Фанни ўргатишнинг илмий, назарий ва амалий тамойиллари ва манбалари- маърузалар, амалий ҳисоблаш, ўқув ва техник адабиётлар, видео-аудио ўқув филмлари, чизма ва таркатма материаллар, макетлар ва стендлардан, ҳамда замонавий ўқув технологиялари воситаларидан иборат.

### **Фан бўйича талабаларнинг билим, кўникма ва малакасига қўйиладиган талаблар**

“Очиқ кон ишлари жараёнлари ва технологияси” фанини ўзлаштириш жараёнида амалга ошириладиган масалалар доирасида бакалавр:

- очик кон ишларида асосий ишлаб чиқариш жараёнлари ва технологияси тўғрисида умумий маълумотларни билиши керак;
- асосий ишлаб чиқариш жараёнлари ва уларни амалга ошириш мақсадида қўлланиладиган транспорт воситаларини танлаш ва асослаш тамойиллари, очиш ва қазилар тизими параметрлари ва қўлланилиш шароитларини билиш кўникмаларига эга бўлиши керак;
- ўрганиб олинган билимларини кон корхоналарида амалиётни ўташ ва ишлаб чиқаришда фаолият кўрсатиш жараёнларида қўллаш олиш малакаларига эга бўлиши керак.

### **Фаннинг ўқув режадаги бошқа фанлар билан ўзаро боғлиқлиги ва услубий жihatдан узвийлиги**

“Очиқ кончилик ишлари жараёнлари ва технологияси” фани тўртинчи курсни биринчи ва иккинчи ярмида ўтилади. Дастурни амалга ошириш ўқув режасида режалаштирилган умум касбий (кон иши асослари, геология, геодезия, маркшейдерия ва кон геометрияси асослари), ихтисослик (сохага кириш) фанларидан етарли билим ва кўникмаларга эга бўлишлик талаб этилади.

### **Фанни ишлаб чиқаришдаги ўрни**

Талабалар очик усулда қазилар олиш тўғрисида умумий маълумотлар, очик кон ишлари ишлаб чиқариш жараёнлари ва ушбу жараёнларда қўлланиладиган кон-техника воситаларининг ишлаб чиқариш унумдорликларини ҳисоблаш, шунингдек очик кон ишлари технологиясини комплекс механизациялаш бўйича эгаллаган билим, кўникма ва малакаларини келгусида ишлаб чиқаришда қўллаш имконига эга бўладилар.

### **Фанни ўқитишда замонавий ахборот ва педагогик технологиялар**

Талабаларнинг “Очиқ кончилик ишлари жараёнлари ва технологияси” фанини ўзлаштиришлари учун ўқитишнинг илғор ва замонавий усулларидан фойдаланиш, янги информацион-педагогик технологияларни тадбиқ қилиш муҳим аҳамиятга эгадир. Фанни ўзлаштиришда дарслик, ўқув ва услубий қўлланмалар, маъруза матнлари, тарқатма материаллар, электрон материаллар ҳамда кон корхоналаринингмакетларидан фойдаланилади. Маъруза, амалий машғулотларида мос равишдаги илғор педагогик технологиялардан фойдаланилади.

“Очиқ кончилик ишлари жараёнлари ва технологияси” фанини ўқитишда кўргазмали қуроллар, техникавий воситалар ва бошқа кўргазмали қуроллардан ташқари замонавий компьютерлар, мультимедиа ва интернетлардан ҳамда видео кассеталардан фойдаланиш йўллари тавсия этилади. Ўқув жараёнларида талабаларнинг мантиқий самарали фикр юритишга ўргатиш учун уларнинг ижодкорлик кучидан фойдаланиш технологиялари қўлланилади.

Таълим беришнинг жамоа бўлиб фикрлаш, муаммоли вазиятлардан ва бошқа ўйинларидан фойдаланилади.

## **АСОСИЙ ҚИСМ**

### **Фанга кириш**

“Очик кон ишлари жараёнлари ва технологияси” фаннинг предмети ва вазифалари. Жараёнлар ва технологиялар буйича асосий тушунчалар. Очик кон ишларида қулланидан янги комплекс механизациялаш.

### **Очик кон ишлари жараёнлари**

#### **Очик кон ишларида тоғ жинсларини қазиб олишга тайёрлаш усуллари**

Тоғ жинсларини қазиб олишга тайёрлашнинг усуллари ва уларнинг тавсифи. Музлашдан ҳимоя қилиш. Музлаган тоғ жинсларини эритиш. Тоғ жинсларини портлатиш усули билан қазиб олишга тайёрлашнинг асосий тамойиллари. Портловчи скважиналарни бурғулаш усуллари ва уларнинг технологик тавсифи.

Портлатиш ишларининг технологикҳисоби. Скважинали зарядларни портлатишининг (массив структурасини ўзгартирмай портлатиш; суяб турувчи деворга портлатиш, жуфтлашган скважиналарни портлатиш ва б.) хусусиятлари. Бурғулаш ва портлатиш ишларининг кўрсаткичлари. Тоғ жинсларини портлатиш йўли билан қазиб олишга тайёрлашда ёрдамчи ишлар. Тоғ жинсларини механик усулда юмшатиш. Тоғ жинсларини қазиб олишга тайёрлашда ишлаб чиқариш ишлари хавфсизлиги талаблари.

#### **Қазиб-юкловчи ишлари**

Қазиб-юкловчи жиҳозларнинг технологик тавсифи. Экскаваторларнинг кириш йўлаги турлари. Забой турлари. Қазиб юкловчи машиналар. Қазиб ташувчи машиналар. Гидравлик ва механик куракларнинг турлари.. Бир чўмичли экскаваторлар.

Тоғ жинсларини скреперлар ёрдамида қазиб олиш. Тоғ жинсларини бульдозерлар ёрдамида қазиб олиш. Тоғ жинсларини юклагичлар ёрдамида қазиб олиш. Қазиб-юкловчи машиналарнинг янги турлари (юпқа қатламларни қазиб олиш учун машиналар, фрезерли экскаваторлар) уларнинг ишлаш принциплари ва карьерларда қўллаш истиқболи. Кон массасини қазиб олиш ва юклашда ишлаб чиқаришга қўйиладиган хавфсизлик талаблари.

#### **Карьер юкларини жойлаштириш**

Карьер юклари ва уларни жойлаштириш воситалари. Карьер юклари оқимлари. Темир йўл транспортининг ҳаракатланувчи составлари ва темир йўллар. Поғоналарда йўлларнинг ривожланиши ва составларни алмаштириш.

Карьерларда конвейер транспорти. Карьерларда комбинациялашган транспорт. Комбинациялашган транспортда қайта юкловчи пунктлар. Карьер транспортида ёрдамчи жараёнлар. Карьер юкларини жойлаштиришда ишлаб чиқаришга қўйиладиган хавфсизлик талаблари.

#### **Ағдарма ҳосил қилиш**

Ағдармаларни жойлаштириш. Ағдарма уюмларини ҳосил қилиш. Темир йўл, автомобиль ва конвейер транспорти ёрдамида ағдарма ҳосил қилиш. Фойдали қазилмаларни ғарамлаш. Кон массасини ғарамлаш ва ағдарма ҳосил қилиш жараёнида ёрдамчи ишлар.

#### **Карьер аерологияси.**

Карьер хавосини ифлосланиш сабаблари. Карьер атмосферасини нормаллаштириш усуллари.

#### **Карьерларда фойдали қазилмани сифатини бошқариш.**

Махсулотни сифатини бошқариш усуллари. Бурғулаш ва портлатиш ишларида рудани сифатини бошқариш. Қазиб - юклаш ва ташиш ишларида рудани сифатини бошқариш. Омборхоналарда руда сифатини бошқариш. Кон ишларини режалаштириш.

#### **Кон ишлари турлари ва даври. Очиқ кон ишларини ривожланиш тартиби.**

Жинсли массив сиртини тайёрлаш ва қуришиш. Кон-капитал ишлари кон-қурилиш ишлари. Эксплуатсион кон ишлари. Карер хўжалигининг қайта тузилиши. Кон ишларининг ривожланиш тартиби. Очиқ кон ишларини режими ва этапи ҳақида тушунчалар. Кар`ер майдонини қазиб олишга тайёрлаш. Юза коэффитсиенти турлари. Кон ишлари режими. Кон ишлари босқичи. Конларни қуришиш усуллари. Юк оқимлари шаклланиш тартиби, юк оқимларининг турлари.

#### **Карьернинг иш горизонтларини очиш**

Кон ишлари ривожланишининг бошланғич босқичлари. Очиладиган кон ишлари. Карер иш горизонтларини очиш усуллари. Очувчи кон лаҳимларининг йўналиши. Очувчи лаҳимларнинг трассалари. Капитал лаҳимларнинг трасса шакллари.

#### **Карьер майдонини қазиб олувчи қатламларга бўлиш.**

#### **Поғоналарнинг баландлиги ва мустаҳкамлиги**

Горизонтал олиш қатламлари. Қия олиш қатламлари. Поғона баландлигининг қатор умумий кар`ер кўрсаткичларига таъсири. Поғона

қиялигининг мустаҳкамлиги. Иш fronti тўғрисида умумий тушунчалар. Жойлашуви ва тузилиши бўйича кон ишлари fronti. Кон массасини кўчириш йўналиши бўйича кон ишлари fronti. Кон массасини юклаш ва транспорт юк чиқишлари сони бўйича ишлар fronti.

### **Карьер ишчи зоналари. Тайёрланган, очилган ва қазиб олишга тайёрланган захиралар.**

Карьернинг иш ҳудуди. Тайёрланган захиралар. Очилган захиралар. Олишга тайёр захиралар.

### **Очиқ кон ишлари тизими таснифи.**

В. В. Ржевский бўйича ишлаб чиқиш тизимларининг синфланиши. Э. Ф. Шешко бўйича ишлаб чиқиш тизимларининг синфланиши. Н. В. Мелников бўйича ишлаб чиқиш тизимларининг синфланиши.

### **Очиқ кон ишларининг комплексли механизатсияси ҳақида умумий маълумотлар.**

Умумий маълумотлар. Кон жинсларини ишлаб чиқиш ҳақида. Оқимли технология. Қурилмалар комплексига асосий талаблар. Жихозлар комплексининг технологик классификатсияси. қурилмаларнинг қазилма-ағдарма комплекслари. Қурилмаларнинг экскаватор-ағдарма комплекслари. Қурилмаларнинг қазилма-транспорт-ағдарма комплекслари. Қурилмаларнинг экскаватор-транспорт-ағдарма комплекслари. Қурилмаларнинг қазилма-транспорт-юк тушириш комплекслари

### **Ишлаб чиқиш тизимлари.**

Бўйлама, кўндаланг, ярим доира ва ҳалқали ишлаб чиқиш тизимлари. Ёппасига ишлаб чиқиш тизимларида иш горизонтларни очиш. Траншеясиз очиш. Ташқи траншеялар билан очиш. Ички траншеялар билан очиш. Очадиган трассалар.

### **Ағдарма ҳосил қилувчи технологиялари**

Консолли ағдарма ҳосил қилувчиларнинг технологик комплекси. Отвал ҳосил қилувчилар ва технологик комплекслар ҳақида умумий маълумотлар. Консолли отвал ҳосил қилувчилар комплексларининг технологик комплексларининг тавсифланиши. Экскаватор-ағдарма технологик комплексларда траншеяларни ўтказиш ва очиш усуллари. Бир ва икки флангли капитал траншеялар ёрдамида очиш. Икки блокли ишлаб

чиқишга битта марказий ва икки флангли капитал траншея ёрдамида очиш. Учта капитал траншеялар билан очиш.

### **Транспорт технологик комплекслар.**

Ёппасига қазиб олиш тизимларида кон массасини конвеерли кўчиришга эга технологик комплекслар. Кон массасини конвеерли кўчириш билан технологик комплекслар. Ёппасига қазиб олиш тизимларида кон массасини автотранспорт билан ташишда технологик комплекслари. Кон массасини автотранспорт билан кўчирилишида технологик комплексларни қўллаш шартлари. Автомобил транспортдан фойдаланилганда очиш схемалари.

### **Чуқурлашувчи қазиб олиш тизими.**

Чуқурлашувчи қазиб олиш тизими қўллаш шароитлари. Ётиқликларнинг шакли ва тузилиши. Тоғ жинсларининг қалинлиги ва кўп учрайдиган турлари. Намлик ва температура режими. Юза рельефи. Карерларнинг шакли ва ўлчамлари. Кон ишлари ҳажми ва ишлаб чиқиш шароитлари.

### **Траншея ва трассалар**

Карьер элементлари ва асосий контехник тушунчалар. Ташқи ва капитал траншеялар. Оддий трасса. Тупикли трасса. Ҳалқали трасса.

### **Ташиш технологик комплекслари**

Автомобил транспорти ёрдамида ташиш технологик комплекслари. Конвеер ёрдамида ташиш технологик комплекслари. Карьер юклари. Кон массасини ташишда автомобил транспортини қўллаш. Кон массасини ташишда автотранспорт ишини ташкиллаштириш.

### **Амалий машғулотларнинг тахминий руйхати**

1. Асосий ишлаб чиқариш жараёнларини амалга оширишда қийинчилик кўрсаткичларини аниқлаш
2. Капитал траншея ўлчамларини ҳисоблаш
3. Қирқим траншея ўлчамларини ҳисоблаш
4. Юмшатишни ўлчамларини ҳисоблаш
5. Юмшатгични иш унумдорлигини ҳисоблаш
6. Тош кесувчи машиналарни иш унумдорлигини аниқлаш
7. Бурғулаш параметрларини танлаш

8. Шарошкали бурғулашни ўлчамларини ҳисоблаш
9. Шнекли бурғулашни ўлчамларини ҳисоблаш.
10. Пневмо зарбли бурғулашни ўлчамларини ҳисоблаш
11. ПМ ни солиштира сарфини аниқлаш
12. Тоғ жинсларини экскавацияланишини аниқлаш
13. Экскаватор забойининг ўлчамларини ҳисоблаш
14. Карьер экскаваторларининг иш унумдорлигини ҳисоблаш
15. Қадамловчи экскаватор забойли блокинни ўлчамларини ҳисоблаш
16. Ўзюорар ғилдиракли скрепер машиналарининг иш унумдорлигини аниқлаш
17. Ярим прицепли ғилдиракли скрепер машиналарининг иш унумдорлигини аниқлаш
18. Юмшоқ тоғ жинслари буйича булдозерларни иш унумдорлигини
19. Конвейер транспортини параметрларини танлаш ва иш унумдорлигини аниқлаш (2 соат)
20. Темир йўл транспортини ишчи параметрларини ҳисоблаш
21. Темир йўл транспортда кўтарилма бошқарув катталикларини ҳисоблаш
22. Темир йўл транспортини ишлаш режими ва технологик иш унумдорлигини ҳисоблаш
23. Автомобил транспортини иш унумдорлигини ҳисоблаш
24. Автомобил йўлларининг юкли ўтказиш қобилиятини ҳисоблаш
25. Автомобил транспорти учун серпантинани график тасвирлаш ва ҳисоблаш
26. Экскаваторли ағдарма ҳосил қилиш ишларини параметрларини ҳисоблаш
27. Консолли ағдарма ҳосил қилиш ишларини параметрларини ҳисоблаш
28. Траншея ўтишининг ўлчамларини аниқлаш
29. Карьерларда кон ишларини чуқурлашиб бориш тезлигини аниқлаш
30. Кон ишларини интесивлигини аниқлаш
31. Кон жинси уюмини казиб олишда карьерларда ишчи зоналарни максимал баландлигини аниқлаш
32. Чуқурлашиб бориш қазиш тизимининг ўлчамларини аниқлаш
33. Транспортсиз қазиш тизимининг ўлчамларини аниқлаш
34. Транспортли қазиш тизимининг ўлчамларини аниқлаш
35. Транспорт - ағдармалик қазиш тизимининг ўлчамларини аниқлаш
36. Драглайн ёрдамида қазиш технологик схемасининг ўлчамларини аниқлаш

## **Мустақил таълимни ташкил этишининг шакли ва мазмуни**

Талаба мустақил ишни тайёрлашда муайян фаннинг хусусиятларини ҳисобга олган ҳолда қуйидаги шакллардан фойдаланиш тавсия этилади:

- дарслик ва ўқув қўлланмалар бўйича фан боблари ва мавзуларини ўрганиш;
- тарқатма материаллар бўйича маърузалар қисмини ўзлаштириш;
- махсус адабиётлар бўйича фанлар бўлимлари ёки мавзулари устида ишлаш;
- кон корхоналарида қўлланлиаётган янги технологияларни ўрганиш;
- талабанинг ўқув-илмий-тадқиқот ишларини бажариш билан боғлиқ бўлган фанлар бўлимлари ва мавзуларни чуқур ўрганиш;
- фаол ва муаммоли ўқитиш услубидан фойдаланиладиган ўқув машғулоти;
- масофавий (дистацион) таълим.

### **Тавсия этилаётган мустақил ишларнинг мавзулари:**

#### **Мустақил ишлар учун тавсия этилган мавзулар руйхати.**

1. Фойдали қазилмалар турлари, физик -механик, кон-геологик хоссалари, шароитлари ва уларнинг сифат кўрсаткичлари.
2. Турли кон жинсларининг технологик тавсифлари, ўзига хосликлари, қазилма ишлари техникиси ва технологик схемаларини танлаш тамойиллари.
3. Ярим қояли ва қояли тоғ жинсларининг физик механик тавсифлари, кон ишларидаги қулайлик ва ноқулайлик тарафлари.
4. Табиий норуда қазилма тошларини қазилмага қўйилган талаблар, механик усулда тайерлаш усуллари ва моҳияти,
5. Норуда фойдали қазилмалар турлари ва уларнинг аҳамияти, қазилма олиш жараёнлари ва уларни механизациялаш
6. Кум, шагал тош конлари ва уларни қазилма ишларининг технологик схемалари,
7. Кон жинсларини механик усулда тайерлаш ва куллаш доирасини кенгайтириш йўналишлари
8. Кон массивларини олдиндан тайерламасдан қазилма юклаш машиналари ва улардан фойдаланиш доирасини кенгайтириш.
9. Замонавий бургулаш ускуналари. Бургулаш ишлари самарадорлигини оширишнинг асосий йўналишлари.
10. Порлатиш ишларини олиб боришнинг замонавий технологиялари ва самарадорлигини ошириш;

11. Кон жинсларини казишга тайерлашнинг долзарб усуллари ва йуналишлари
12. Юклаш казиш ишлари самарадорлигини ошириш борасидаги замонавий техника ва технологиялар,
13. Кон жинсларини пармаловчи комбайнлар ердамида казиш.ва уларнинг конструктив тузилмаларини ва технологик схемаларини мукамаллаштириш.
14. Сочма конларни казиш технологик схемалари ва уларда кулланиладиган технологик комплекслар.
15. Кон жинсларини бульдозерлар, скреперлар ва фронтал юклагичлар ердамида казиш-ташиш схемалари ва улардан фойдаланиш самарадорлигини таккослаш ва ошириш.
16. Транспортсиз казиш тизимини кулланилишини тахлиллаш мукамаллаштириш ва куллаш чегараларини кенгайтириш йуналишларини аниклаш
17. Занжирли экскаваторлар ва уларнинг кон амалиетида кулланишини тахлиллаш, кулайлик ва камчиликларини аниклаш, самарадорлигини ошириш тадбирларини аниклаш.
18. Роторли экскаваторлар ва уларнинг замонавий турлари, технологик схемалари ва кулланиш чегаралари, мураккаб таркибли кон жинслари массивини казишга тайерлаш ва казиш схемалари.
19. Мураккаб таркибли горизонтал ва ясси кия конларни казиш технологияларини тахлиллаш,
20. Минерал ресурсларни комплекс казиб олиш ва улардан окилона фойдаланиш муаммолари ва уларни хал этиш йуллари.
21. Чукур конларни очик усулда казиш муаммолари ва уларнинг ечими.
22. Чукур конларни очик усулда казишда транспорт муаммолари ва уларнинг ечими.
23. Чукур конларни очик усулда казишда экологик ва муаммолари ва уларнинг ечими.
24. Чукур конларни очик усулда казишда иш мухити ва уни мувофиқлаштириш муаммолари ва уларнинг ечими.
25. Чукур карьерларда махсус транспорт турларини куллаш ва уларнинг самарадорлик чегаралари.
26. Очик кон ишларини жадаллаштириш ва самарадорлигини ошириш йуналишлари.
27. Гидромеханизация. Очик кон ишларини гидромеханизациялаш.
28. Горизонтал казилма конларида экскаватор- автотранспорт комплексларини куллаш ва уларнинг самарадорлигини ошириш.

29. Карерларда мужассамлашган транспортларнинг кулланиши, замонавий турлари ва уларни янада мукамаллаштириш.
30. Карьер транспортини мукамаллаштириш тамойиллари ва йуналишлари.
31. Карьерларда портлатиш ишлари параметрларини мукамаллаштириш йуналишлари.
32. Карьер бортларининг ва ағдармаларнинг барқарорлигини таъминлаш

### **Дастурнинг инфор­мацион-методик таъминоти**

Мазкур фанни ўқитишда таълимнинг замонавий методлари, педагогик ва ахборот-коммуникация технологиялари, кўргазмали куроллари, интернет сайтлари, янги адабиётлар, электрон дарсликлар, даврий нашрлардан фойдаланиш кўзда тутилган.

### **Фойдаланилаётган асосий дарслик ва ўқув қўлланмалар рўйхати**

#### **Асосий дарслик ва ўқув қўлланмалар**

1. В.Р.Ржевский “Открытые горные работы. Производственные процессы” Москва, 2010 йил
2. В.Р.Ржевский “Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация” Москва, 2010 йил
3. Н.Я. Репин “Подготовка горных пород к выемке”. Москва 2009 йил
4. Н.Я.Репин, Л.Н.Репин “Производственные процессы. Практикум” Москва 2010 йил

#### **Қўшимча адабиётлар**

1. Сагатов Н.Х. Кон иши асослари. Ўқув қўлланма. Тошкент, 2005 йил
2. Ялтанец И.М., Щадов М.И. “Практикум по открытым горным работам” Москва, 2003 йил
3. П.И.Томаков, И.К. Наумов “Технология, механизация и организация открытых горных работ” Москва, 1992 йил
4. Даврий нашрлар (“Горный вестник Узбекистана”, “Вестник ТашГТУ”, “Техника юлдузлари”, “Горный журнал”)

#### **Интернет сайтлари**

<http://www.elibrarv.ru/> - илмий-электрон кутубхона

<http://www.ngmk.uz>-Навоий кон-металлургия комбинати

<http://mggu.da.ru>-Москва давлат кончилик институти

<http://www.rsl.ru>-Россия давлат кутубхонаси  
[www.ziynet.uz](http://www.ziynet.uz)- Ахборот таълим тармоги

**Министерство высшего среднего специального образования  
Республики Узбекистан  
Навоийский горно-металлургический комбинат  
Навоийский государственный горный институт**

**Горный факультет**

**Кафедра “Горное дело”**

Зарегистрирован

“УТВЕРЖДАЮ”

№ \_\_\_\_\_

Проректор по учебной работе

\_\_\_\_\_ Н.Абдуазизов

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 г.

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 г.

## **РАБОЧАЯ УЧЕБНАЯ ПРОГРАММА**

**По курсу: ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

	Для бакалавров	
<b>Область знаний</b>	<b>300 000</b>	– Производственно-техническая сфера
<b>Область образования</b>	<b>310 000</b>	– Инженерное дело
<b>Направление образования</b>	<b>5311600</b>	– Горное дело

<b>Семестр</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>Итого</b>
Общее количество часов	113	112	<b>225</b>
Лекция	36	36	<b>72</b>
Практические занятия	36	36	<b>72</b>
Самостоятельная работа	41	40	<b>81</b>

## НАВОИЙ-2016

Составители:

Тухташев А.Б.– доцент кафедры «Горное дело»

Хатамова Д.Н. – ассистент кафедры «Горное дело»

Рабочая учебная программа обсуждена и одобрена на заседании кафедры «Горного дела» от « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 года. (Протокол № \_\_\_\_)

**Заведующий кафедрой**

\_\_\_\_\_

**Тухташев А.Б.**

Рабочая учебная программа обсуждена и одобрена на Совете горного факультета “ \_\_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2017 года (Протокол № \_\_\_\_).

**Декан факультета**

\_\_\_\_\_

**М.П. Атакулов Л.Н.**

**Начальник учебно-методического отдела**

\_\_\_\_\_

**Каримов И.А.**

## **Введение**

Основами полученных знаний по дисциплине «Процессы и технология открытых горных работ» является изучение различных условий и свойств месторождений и сопутствующих с ним пустые породы, технологических процессов открытых горных работ, применяемые при этом техники и технологические схемы, вскрытия, системы разработки и технология в целом.

Изучение курса направлено и должно служить:

- повышению уровня знаний по условиям залегания и свойствам различных месторождений;
- получению сведений о технологических процессах открытых горных работ, о применяемых в различных условиях техники и технологии открытой разработки;
- освоению навыков для размышления и принятия в конкретных условиях самостоятельных решений по выбору технологии;
- ознакомлению учащихся навыками достижениями научно технического прогресса в области техники и технологии открытых горных работ, к формированию способности организовать и управлять горными работами.

В рабочей программе рассмотрены сущности и содержание технологических процессов открытых работ, порядок и последовательность их выполнения, условия залегания и свойства различных полезных ископаемых и основы выбора технологических оборудований для конкретных условий, кроме того, рассмотрены вопросы выбора основных параметров карьера, методы оконтуривания карьерных полей, выбор способа вскрытия и систем разработки, приведены сведения об основных проблемах открытой разработки и их решения, сведения о современном уровне развитие научно- технического прогресса в области техники и технологии открытых горных работ.

### **Цели и задачи дисциплины**

Основная цель изучения дисциплины – дать студенту совокупность знаний и навыков, необходимых для организация и успешного выполнения производственных процессов горных работ связанных с применением современных технологий месторождений полезных ископаемых.

Задачей изучения дисциплины является получение четкого представления о существующих технологиях открытых горных работ, возможности их применения в конкретных условиях, получение навыков по принятию оптимальных решений при применении данных технологий с целью разработки месторождений полезных ископаемых.

## СОДЕРЖАНИЕ КУРСА

### Темы лекционных занятий

**Общие сведения об открытой добыче полезных ископаемых (2 часа).** Карьер и его элементы. Основные понятия о процессах и технологии разработки месторождения.

**Технология и механизация производственных процессов на карьерах. Механическое рыхление массива горных пород (2 часа).** Процессы открытых горных работ. Способы подготовки горной породы к выемке. Способы подготовки горных пород к выемке. Подготовка горных пород к выемке рыхлителями. Рыхлители. Параметры рабочего органа рыхлителя. Рыхлимость пород.

**Буровзрывные работы на карьерах (2 часа).** Буровые работы на карьерах. Буримость горных пород. Виды бурения и их технологическая оценка. Оттаивание мерзлых пород. Предохранения пород от промерзания.

**Взрывные работы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых (2 часа).** Способы взрывания. Параметры скважины. Паспорт БВР.

**Технологические и технические основы выемочно-погрузочных работ (2 часа).** Технологические и физико-технические основы работ. Типы забоев. Способы выемки. Способы погрузки. Типы заходок. Технологическая оценка основных видов выемочного оборудования. Технологические параметры колесных скреперов. Процесс выемки пород скреперами. Процесс выемки пород бульдозерами. Технологические основы автоматизации работ. Технологическая характеристика погрузчиков. Выемка пород погрузчиками.

**Выемка пород одноковшовыми экскаваторами (2 часа).** Выемка пород одноковшовыми экскаваторами. Технологические параметры механических лопат. Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами. Раздельная выемка мехлопатами. Вспомогательные работы. Структура процесса работы экскаваторов. Задачи организации выемки. Сущность и методы решения организационных задач выемки.

**Выемка пород многоковшовыми экскаваторами (2 часа).** Выемка пород многоковшовыми экскаваторами. Технологические параметры многоковшовых экскаваторов. Выемка взорванных пород. Вспомогательные работы. Структура процесса работы экскаваторов. Задачи организации выемки. Сущность и методы решения организационных задач выемки.

**Перемещение карьерных грузов транспортом непрерывного действия (2 часа).** Виды карьерного транспорта. Транспорт непрерывного и циклического действия.

**Циклично-поточная технология с применением крутонаклонных конвейеров на глубоких карьерах (2 часа).** Перемещение карьерных грузов конвейерным транспортом. ЦПТ на карьере Мурунтау. Условия применения крутонаклонных конвейеров.

**Перемещение карьерных грузов транспортом циклического действия (2 часа).** Карьерный грузооборот. Условия применения транспорта циклического действия.

**Перемещение горной массы карьерным автомобильным транспортом (2 часа).** Перевозка горной массы автомобильным транспортом и эксплуатация технологических автодорог на карьерах. Технические параметры автосамосвалы.

**Комбинированный транспорт на карьерах (2 часа).** Транспорт первого звена, транспорт второго и третьего звена, перегрузочный пункт, конвейерные подъемники, канатные подъемники, эстакадные перегрузочные пункты, перегрузка горной массы с промежуточным складированием.

**Отвалообразование мягких горных пород (2 часа).** Внутренний отвал. Экскаваторное отвалообразование. Технологические параметры отвалообразования.

**Отвалообразование крепких горных пород и складирование полезного ископаемого (2 часа).** Бульдозерное отвалообразование. Отвалообразование при ж/д транспорте. Отвалообразование при конвейерном транспорте. Технологические параметры. Высота ярусов. Устойчивость отвалов. Правила безопасности при эксплуатации отвального хозяйства.

**Аэрология карьеров (2 часа).** Нормированный состав воздуха. Содержание газа и пыли в атмосфере карьера. Методы борьбы с пылевыделением и газовой выделением.

**Управление качеством рудной массы на открытых горных работах (2 часа).** Качественные и количественные потери. Разубоживание горной породы. Эксплуатационные потери. Уменьшение потерь при производственных процессах.

**Виды и периоды горных работ. Порядок развития открытых горных работ (2 часа).** Периоды горных работ. Порядок развития открытых горных работ.

**Основные понятия о фронте горных работ (2 часа).** Направление развития. Расположение. Вдоль длинной оси. Вдоль короткой оси. Концентрически. Структура. Однородный фронт. Разнородный. Сложноразнородный..

**Направления перемещения фронта работ. Протяженность и скорость подвигания фронта работ (2 часа).** Рабочий и нерабочий фронт. Предохранительные и транспортные бермы. Рабочая зона. Примеры рабочих зон. Охват бортов карьера. Интенсивные горные работы. Неинтенсивные горные работы.

**Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы (2 часа).** Разработка нескольких уступов. Сплошная зона. Углубляющаяся рабочая зона. Подготовленные запасы. Вскрытые. Готовые. Текущий. Плановый.

**Классификация систем разработок (2 часа).** Классификация проф. В.В.Ржевского. Классификация систем разработок Э.Ф.Шишко. Классификация систем разработок Н.В.Мельникова.

**Общие сведения о комплексной механизации открытых горных работ. Принципы комплексной механизации. (2 часа).** Понятие комплексной механизации. Принцип поточности. Принцип совместимости. Экскаваторно - автомобильный комплекс. Экскаваторно - отвальная технология.

**Технологическая классификация комплексов оборудования (2 часа).** Выемочно - транспортный комплекс. Экскаваторно-отвальная установка. Экскаваторно-транспортный комплекс. Выемочно-транспортный комплекс.

**Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработок (2 часа).** Продольная однобортовая. Продольная двухбортовая. Поперечные однобортовые. Веерная центральная. Сплошная кольцевая. Кольцевая центральная. Комплексы ВО и ЭО. Комплексы ВТО и ЭТО. Транспортные коммуникации. Параллельное перемещение

**Способы вскрытия при экскаваторно-отвальном технологическом комплексе (2 часа).** Начальные этапы развития горных работ. Сооружение специальных выработок. Первоначальный фронт. Вскрывающие горные

выработки. Внешние траншеи. Внутренние траншеи. Капитальные траншеи. Разрезные траншеи. Стационарные. Поперечное сечение. Способы вскрытия

**Технологические комплексы с консольными отвалообразователями** (2 часа). Горизонтальная и пологая залежь. Вдоль фронта. Использование комплексов ЭТО и ВТО. Рациональное расстояние перемещения. Конвейер. Протяженность конвейерных линий. Перегрузатель. Забойный конвейер. Передаточный конвейер. Отвальный конвейер. Соединительный конвейер. Магистральный конвейер. Консольный отвалообразователь. Автосамосвал. Грузоподъемность. Система разработки. Поперечная. Продольная. Поперечно-продольная. Радиальная. Подвигание отдельных участков. Мощная горизонтальная залежь. Схема вскрытия. Рабочие горизонты. Минимальная ширина вскрышной панели. Послойная отработка крутой залежи. Подвигание фронта работ. Полная глубина

**Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.** Горизонтальная и пологая залежь. Использование комплексов ЭТО и ВТО. Рациональное расстояние перемещения. Конвейер. Консольный отвалообразователь. Подвигание отдельных участков. Мощная горизонтальная залежь. Схема вскрытия. Рабочие горизонты. Минимальная ширина вскрышной панели. Послойная отработка крутой залежи. Подвигание фронта работ. Полная глубина.

**Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки** (2 часа) Трасса траншеи. План пути. Продольный профиль пути. Трассирование. Положение трассы. Срок службы. Основание для трассирования. Теоретическая длина трассы. Действительная длина трассы. Форма трассы. Смешанная трасса. Схема вскрывающих трасс. Система вскрывающих трасс.

**Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки** (2 часа). Форма и строение залежей. Преобладающие типы. Мощность пород. Одновременная разработка. Повышение трудности. Мощность покрывающих пород. Обводненность. Температурный режим. Рельеф поверхности. Форма и размеры карьеров. Условия производства. Объемы горных работ. Обеспечение плановых объемов. Виды внутренних полутраншей. Съезд. Угол в плане. Простая трасса.

**Варианты развития горных работ, конструкции и параметры берм при углубочных системах разработки (2 часа).** Предохранительная берма. Берма безопасности. Нерабочий борт карьера. Нерабочий уступ.

**Вскрытие внешними капитальными траншеями (2 часа).** Бестраншейное вскрытие. Внешние отдельные траншеи. Внешние групповые траншеи. Внешние общие траншеи. Внутренние траншеи. Траншеи смешанного заложения.

### **Темы практических занятий**

1. Определение показателей трудности осуществления основных производственных процессов (2 часа)
2. Расчет параметров капитальной траншеи (2 часа)
3. Расчет параметров разрезной траншеи (2 часа)
4. Расчет параметров рыхления (2 часа)
5. Расчет производительности рыхлителей (2 часа)
6. Определение производительности камнерезной машины (2 часа)
7. Выбор параметров бурения (2 часа)
8. Расчет параметров шарошечного бурения (2 часа)
9. Расчет параметров шнекового бурения (2 часа)
10. Расчет параметров пневмоударного бурения (2 часа)
11. Определение удельного расхода вв (2 часа)
12. Определение экскавируемости пород (2 часа)
13. Расчет и графическое изображение параметров экскаваторного забоя (2 часа)
14. Расчет производительности экскаватора (2 часа)
15. Расчет и графическое изображение параметров забойного блока ЭШ. (2 часа)

16. Определение производительности самоходного колесного скрепера (2 часа)
17. Определение производительности колесного полуприцепного скрепера (2 часа)
18. Определение производительности бульдозера по мягким породам (2 часа)
19. Расчет производительности конвейрного транспорта (2 часа)
20. Расчет показателей железнодорожного транспорта (2 часа)
21. Расчет величины руководящего подъема при железнодорожном транспорте (2 часа)
22. Расчет технологической производительности и режима работы железнодорожного транспорта (2 часа)
23. Расчет производительности автотранспорта (2 часа)
24. Расчет провозной и пропускной способности автотранспорта (2 часа)
25. Расчет и графическое изображение серпантинности для автотранспорта (2 часа)
26. Расчет параметров экскаваторного отвалообразования (2 часа)
27. Расчет параметров консольного отвалообразования (2 часа)
28. Определение параметров проходки траншеи (2 часа)
29. Определение скорости углубки горных работ на карьере. (2 часа)
30. Определение параметров интенсивности горных работ (2 часа)
31. Определение максимальной высоты рабочей зоны при отработке крутопадающей залежи (2 часа)
32. Определение параметров системы разработки с углубкой карьера (2 часа)
33. Определение параметров бестранспортной системы разработки (2 часа)
34. Определение параметров транспортной системы разработки (2 часа)

35. Определение параметров транспортно-отвальной системы разработки (2 часа)

36. Определение параметров технологической схемы выемки пород драглайнами (2 часа)

**Рекомендуемый перечень тем для самостоятельной подготовки:**

46. Добываемые полезные ископаемые и их качество.
47. Технологическая характеристика горных пород.
48. Характеристика скальных и полускальных пород.
49. Механические способы подготовки к выемке естественного камня.
50. Технологическая характеристика и режим ударного бурения.
51. Технологическая характеристика и режим шнекового бурения.
52. Технологическая характеристика и режим термического бурения.
53. Совершенствование буровых работ.
54. Экскавируемость горных пород в массиве.
55. Технологические параметры драглайнов.
56. Забои драглайнов.
57. Выемка с перевалкой пород в выработанное пространство.
58. Производительность драглайнов.
59. Технологическая характеристика цепных экскаваторов.
60. Забои цепных экскаваторов.
61. Производительность цепных экскаваторов.
62. Технологическая характеристика роторных экскаваторов.
63. Забои роторных экскаваторов.
64. Раздельная выемка роторными экскаваторами.
65. Проблемы рационального и комплексного использования минерального сырья.
66. Главные тенденции в технологии открытых горных работ.
67. Принципы комплексной механизации карьеров.
68. Учет неопределенности исходных данных при подсчете объема вскрышных работ.
69. Рациональное направление развития горных работ.
70. Отработка месторождений очередями.
71. Опыт применения бестранспортной системы разработки.
72. Типовые бестранспортные схемы горных работ.
73. Карьерные экскаваторы.
74. Техническая характеристика современных машин непрерывного действия.
75. Методы определения производительности роторных экскаваторов и комплексов.
76. Опыт применения циклично-поточной технологии при разработке крепких горных пород.
77. Развитие циклично-поточной технологии на открытых разработках.

78. Мобильное оборудование на открытых горных работах (одноковшовые погрузчики, скреперные комплексы, бульдозеры, рыхлители).
79. Виды и направления развития карьерного транспорта.
80. Оборудование и способы бурения взрывных скважин на карьерах.
81. Современные представления о механизме разрушения горных пород взрывом.
82. Факторы, определяющие результат взрыва.
83. Современное состояние производства промышленных взрывчатых веществ.
84. Механизация взрывных работ.
85. Условия применения гидромеханизации на карьерах.
86. Технологические схемы гидромеханизации на карьерах.
87. Основное оборудование гидромеханизации.
88. Машины и механизмы для путевых работ и обслуживания контактной сети.
89. Технологические схемы и организация работ по переукладке железнодорожных путей на карьере.
90. Выбор оборудования для комплексной механизации технологических путевых работ на карьерах.

## **СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ**

### **Основные**

5. В.Р.Ржевский “Открытые горные работы. Производственные процессы” Москва, 2010 г
6. В.Р.Ржевский “Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация” Москва, 2010 г
7. Н.Я. Репин “Подготовка горных пород к выемке”. Москва 2009 г
8. Н.Я.Репин, Л.Н.Репин “Производственные процессы. Практикум” Москва 2010 г

### **Дополнительные**

5. Ялтанец И.М., Щадов М.И. “Практикум по открытым горным работам” Москва, 2003 йил
6. П.И.Томаков, И.К. Наумов “Технология, механизация и организация открытых горных работ” Москва, 1992 йил
7. Периодические издания (“Горный вестник Узбекистана”, “Вестник ТашГТУ”, “Техника юлдузлари”, “Горный журнал”)

### **Интернет сайтлари**

<http://www.elibrarv.ru/> - научная электронная библиотека

<http://www.ngmk.uz>-Навоийский горно-металлургический комбинат

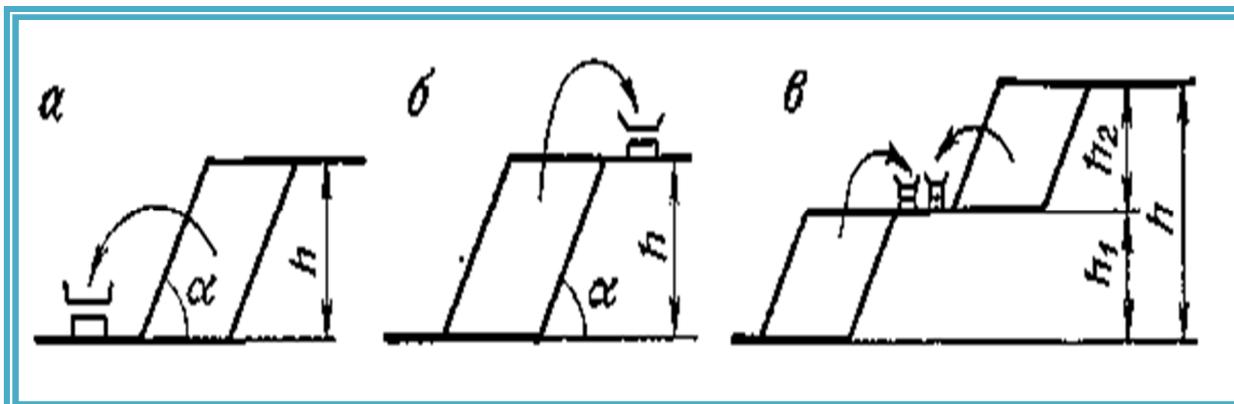
<http://mggu.da.ru>-Московский государственный горный институт

<http://www.rsl.ru>-Российская государственная библиотека

[www.ziyonet.uz](http://www.ziyonet.uz)- Информационно-образовательный портал

1.1-слайд

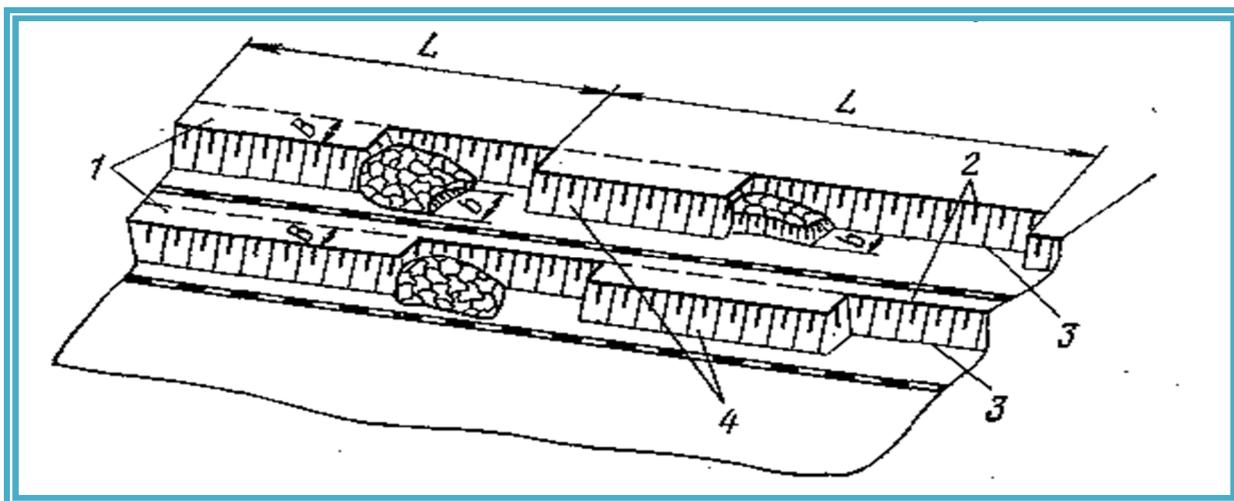
### Элементы рабочего борта карьера



*a* — уступ с нижней погрузкой; *б* — уступ с верхней погрузкой; *в* — подступы; *h* — высота уступа; *h*<sub>1</sub> и *h*<sub>2</sub> — высота подступов; *α* — угол откоса уступа

1.2-слайд

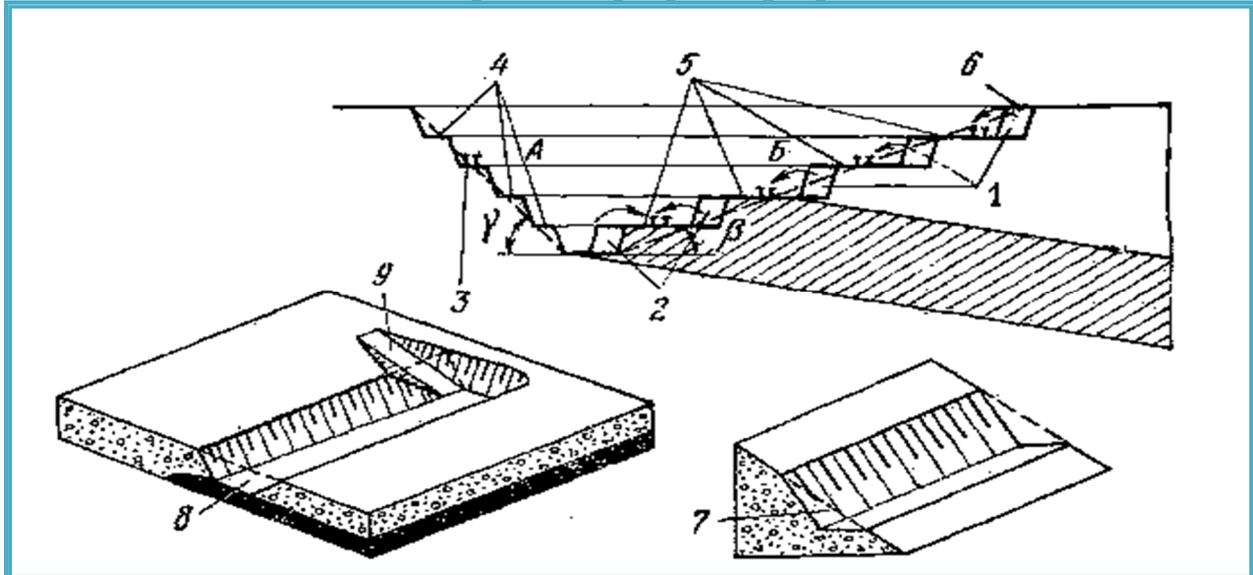
### Элементы уступа.



*1* — рабочие площадки; *2* — верхние бровки уступов; *3* — нижние бровки уступов; *4* — откосы уступов; *B* — ширина заходки по целику; *b* — ширина заходки в развале горной массы; *L* — длина блока

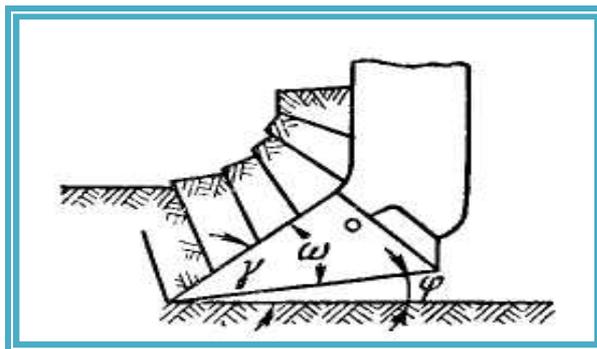
1.3-слайд

*Поперечный разрез карьера:*



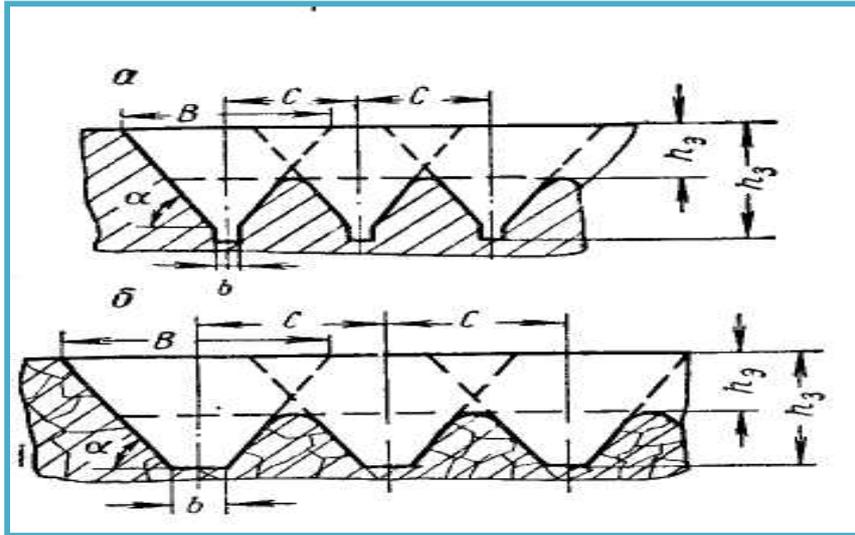
1-уступы 2-подступы; 3 - транспортная берма; 4 - предохранительные бермы; 5-рабочие площадки уступов; 6-верхний контур карьера; 7-полутраншея; 8 - разрезная траншея; 9 - капитальная траншея; А - нерабочий борт карьера; Б -рабочий борт карьера;  $\gamma$  - угол откоса нерабочего борта карьера,  $\beta$  - угол откоса рабочего борта карьера

2.1-слайд



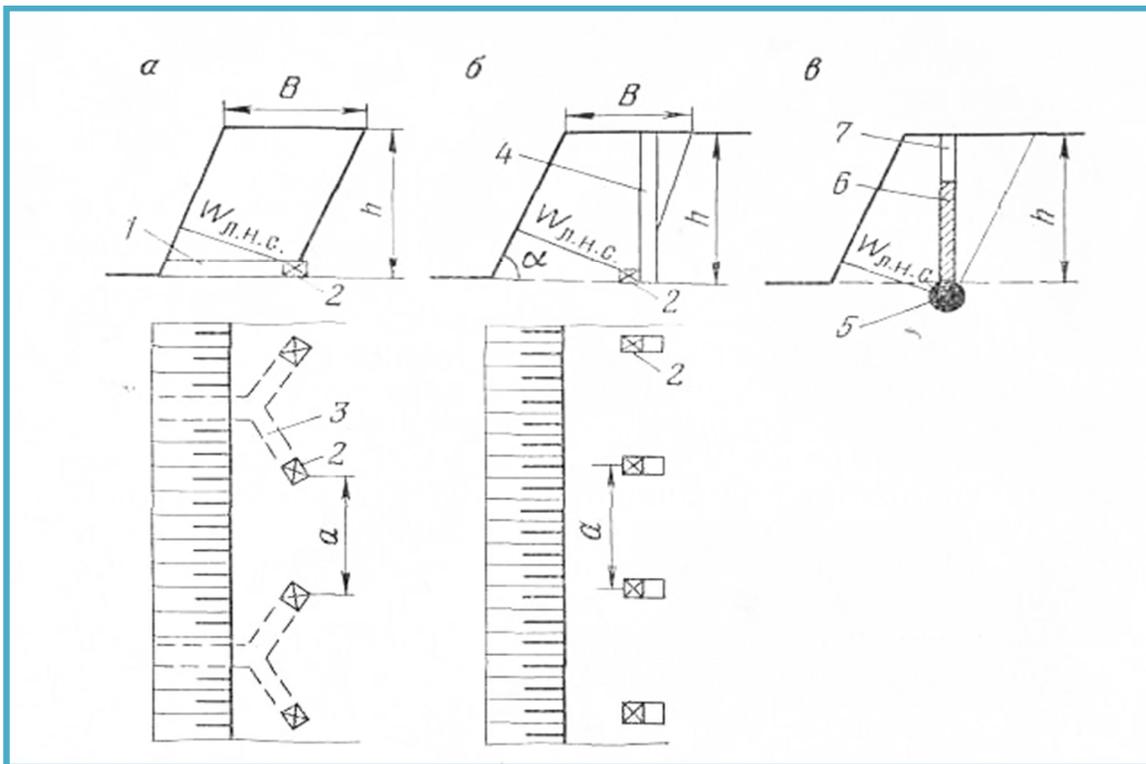
*Схема рабочего органа рыхлителя*

*Схемы механического рыхления пород*



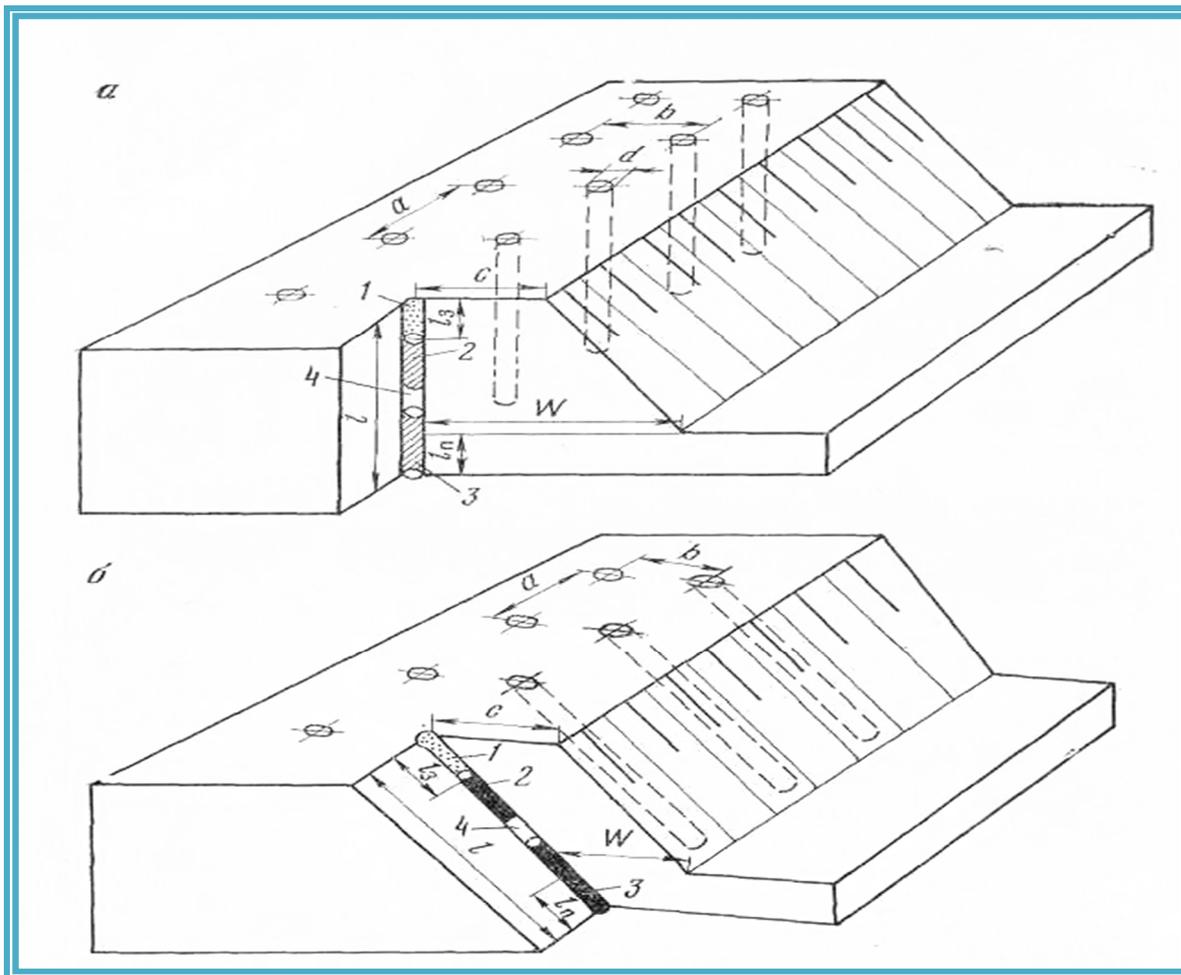
*а – вязких монолитных; б – хрупких трещиноватых*

*Заряды*



*а – камерный в штольне; б – камерный в шурфе; в – котловой; 1 – штольня; 2 – камера; 3 – рассечка; 4 – шурф; 5 – основной заряд взрывчатого вещества в котле; 6 – дополнительный заряд в полости скважины; 7 – забойка; h – высота уступа;*

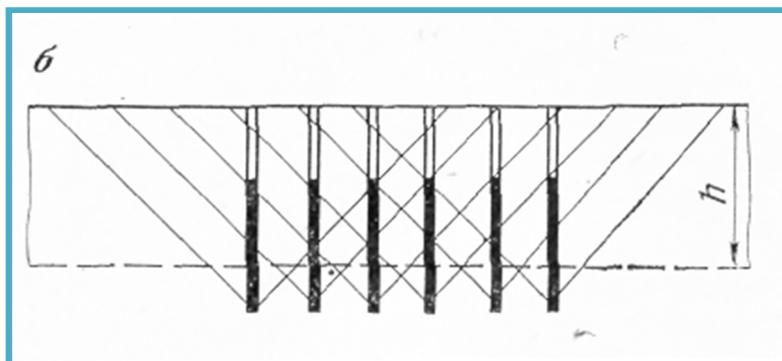
*. Схемы расположения зарядов в вертикальных (а) и наклонных (б) скважинах.*



*1 — забойка; 2 — верхняя часть заряда; 3 — нижняя часть заряда; 4 — промежуток*

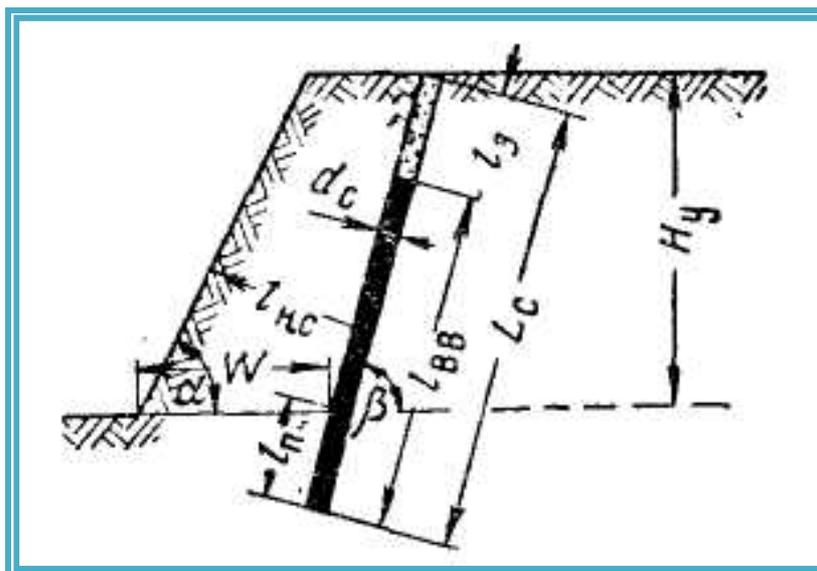
3.3. — слайд

*Зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях*

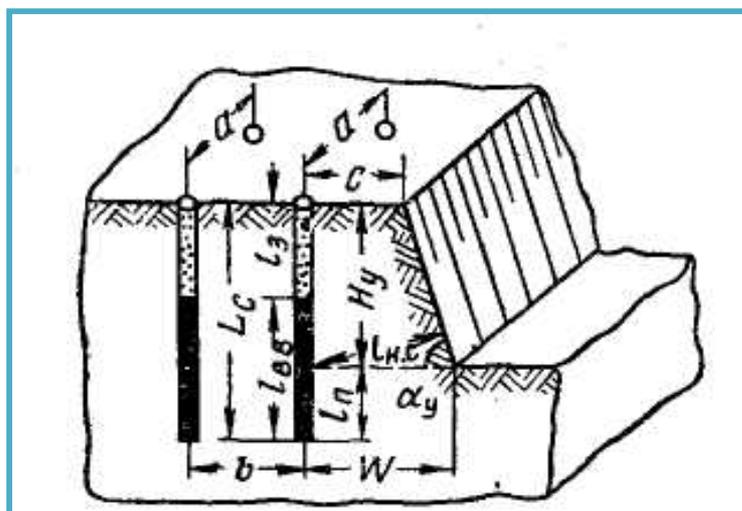


*с — безопасное расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа; h — высота уступа*

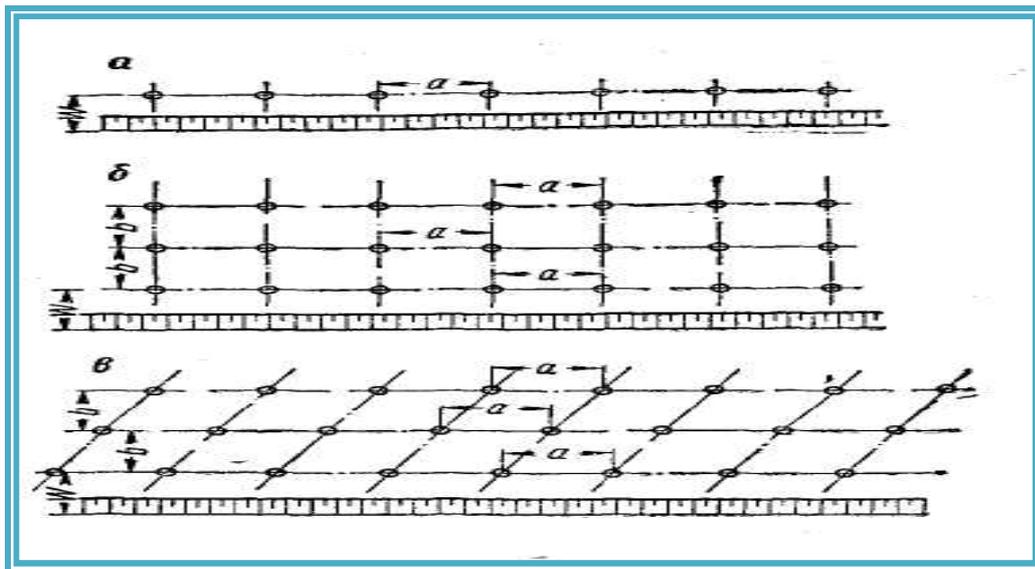
### Взрывная скважина



### Параметры расположения группы скважинных зарядов на уступе

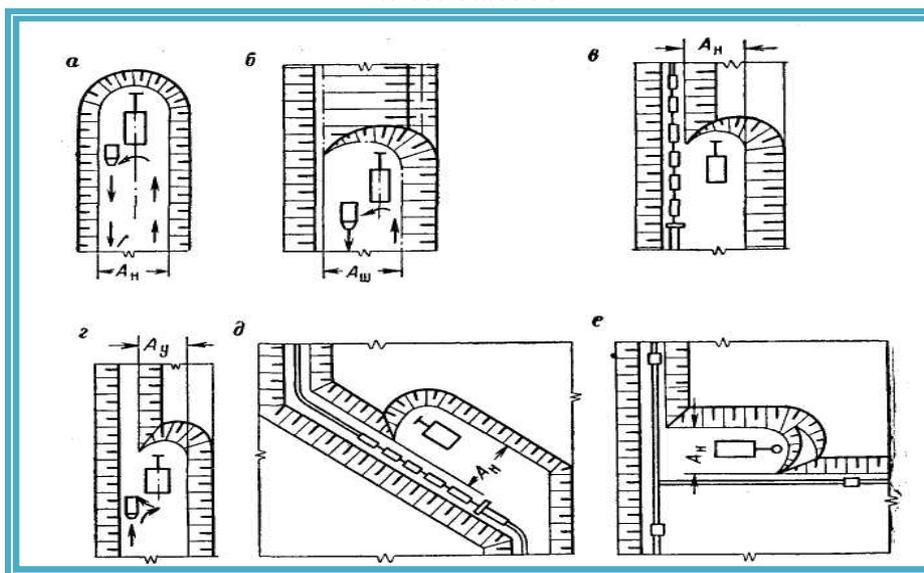


*Схемы расположения взрывных скважин на уступе*



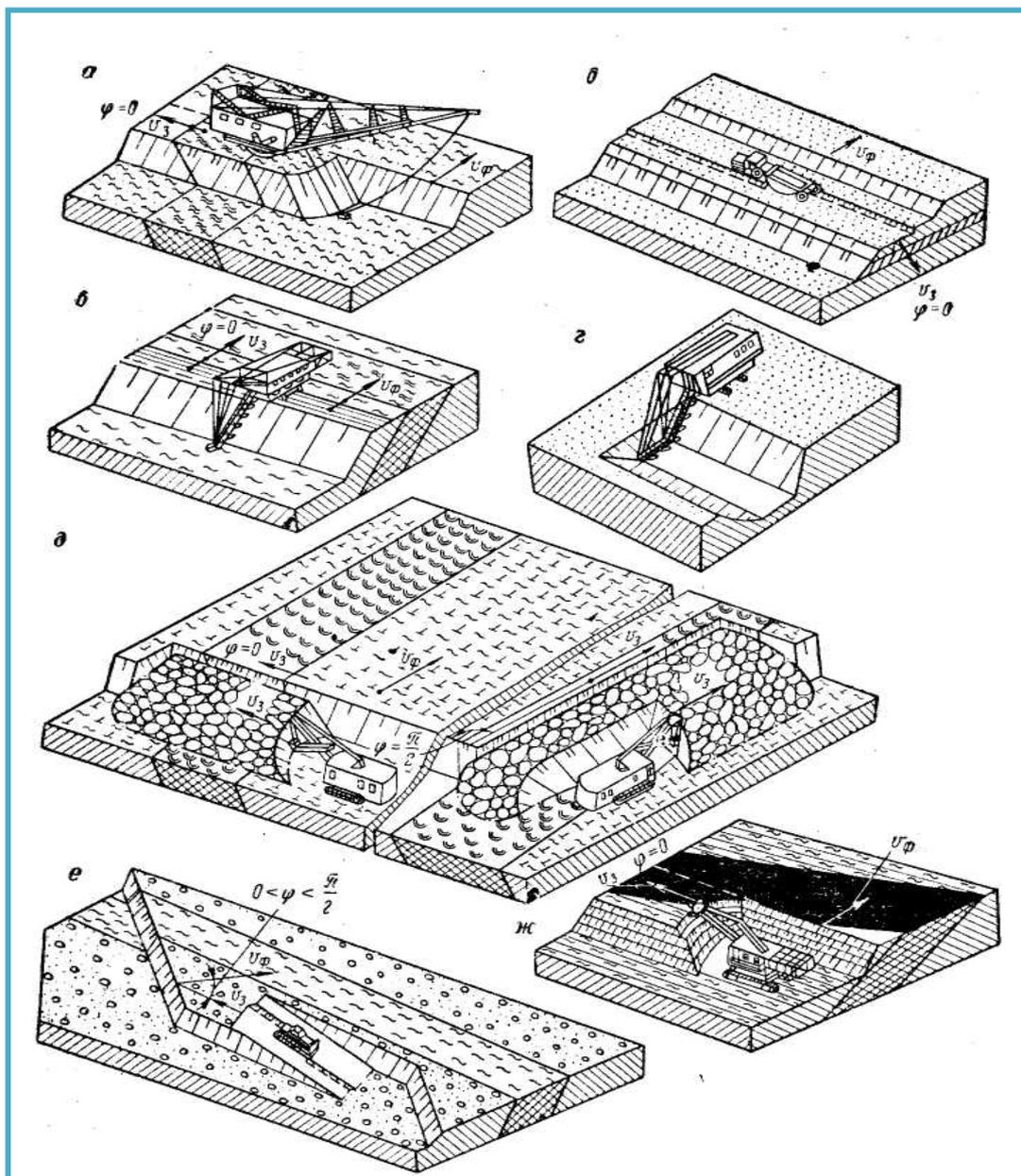
*a*-однорядная; *б, в* - многорядные по прямоугольной и косоугольной (шахматной) сетке.

*Типы заходок*

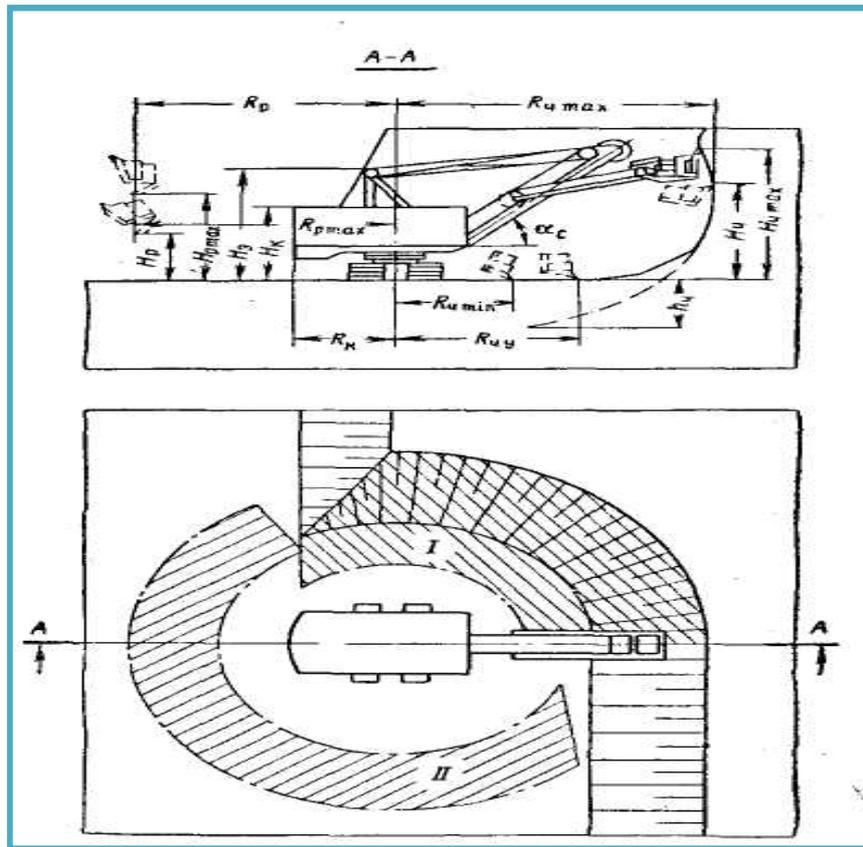


*а, б* – тупиковые траншейная и эксплуатационная продольные; *в, г* – сквозные нормальная и узкая; *д* – сквозная диагональная; *е* – сквозная поперечная.

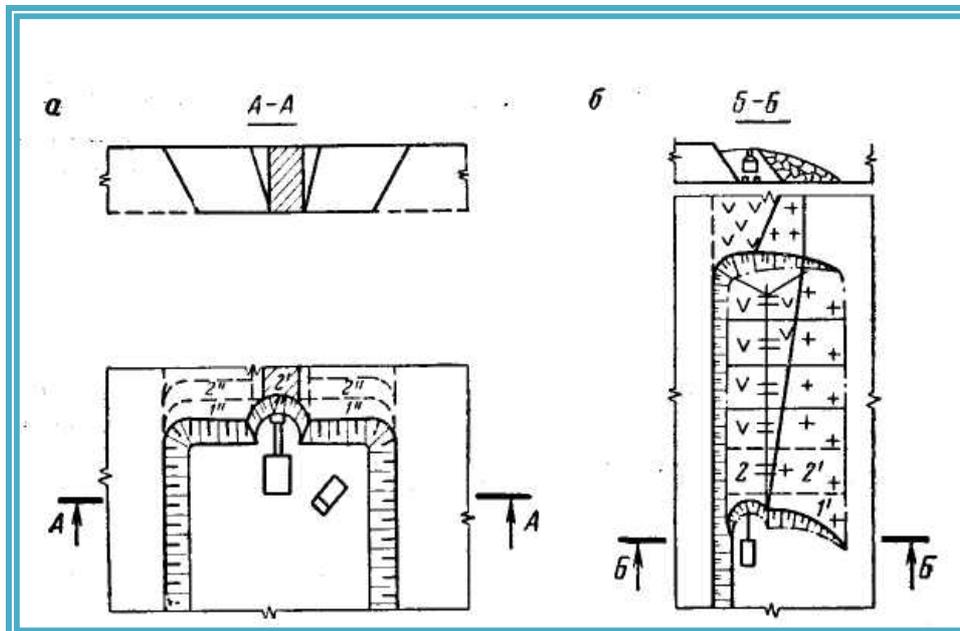
## Типы забоев



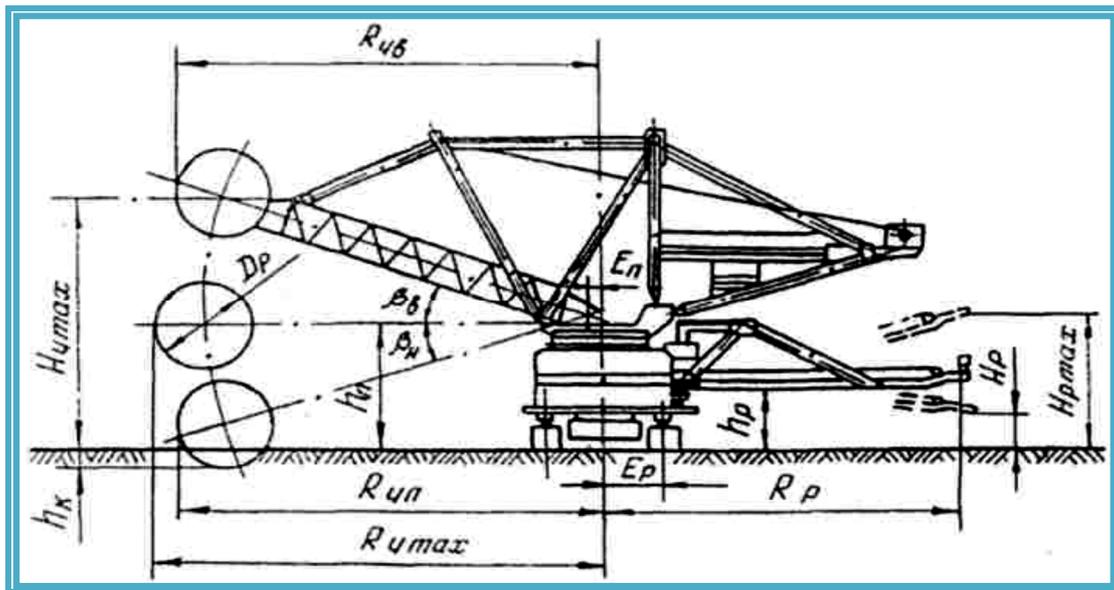
*а, д, е, ж – торцовый; б – забой-площадка; в – фронтальный; г – комбинированный.*



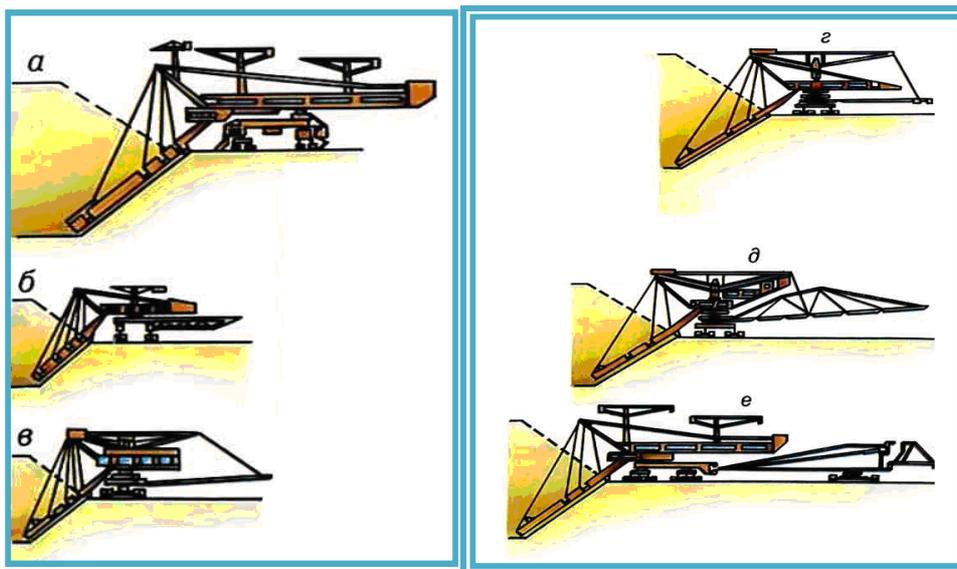
*Схемы простой сортировки*



## Рабочие параметры роторных экскаваторов

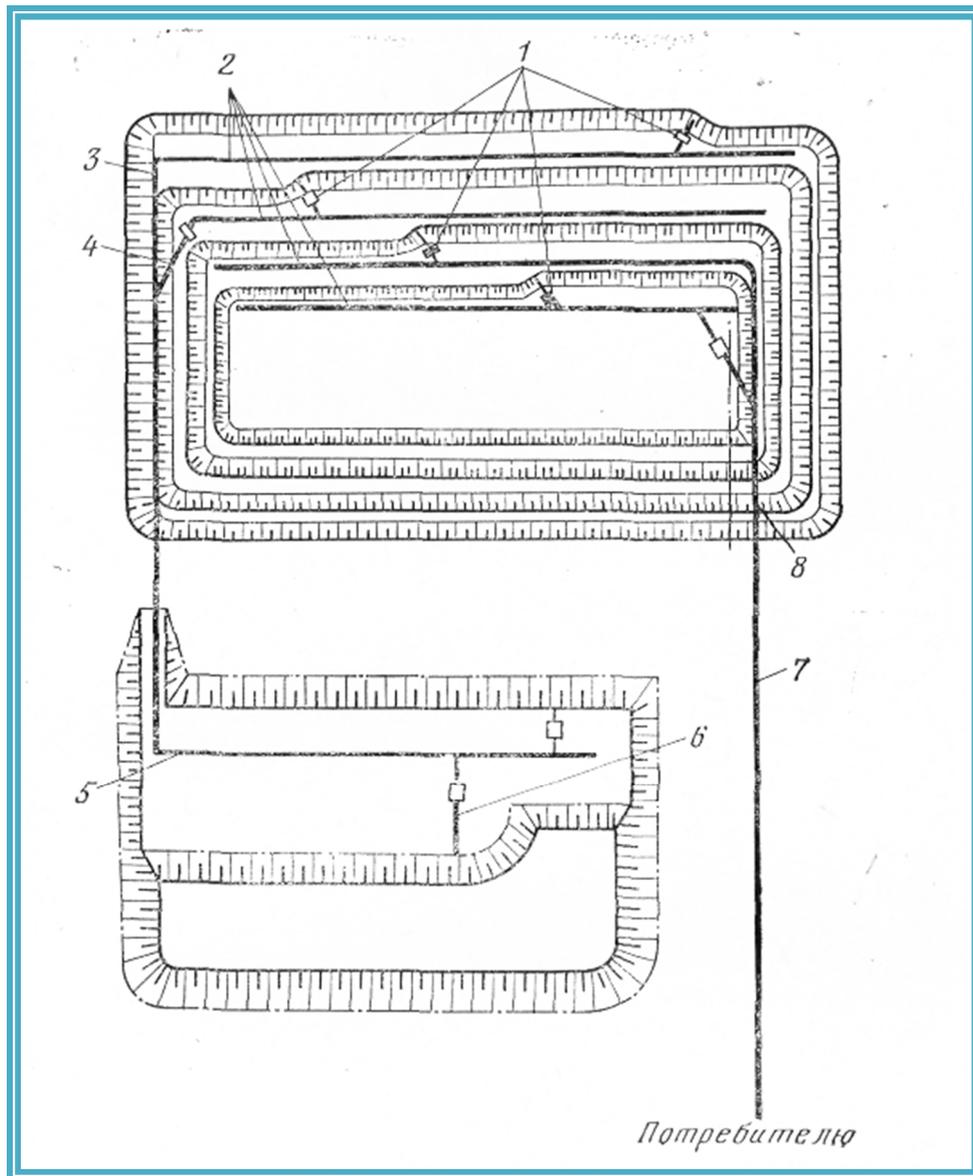


## Схемы компоновки цепных экскаваторов параметрического ряда



**а** - полноповоротных на рельсовом ходу верхнего и нижнего черпания с разгрузкой через бункер, расположенный в нижней раме; **б** - через консольный неповоротный конвейер; **в, г** - на гусеничном ходу с полноповоротными уравновешенными консольными конвейерами; **д** - консольными отвалообразующими стрелами; **е** - с разгрузочным мостом

*Схема размещения конвейерного комплекса на карьере*



*1—роторные экскаваторы; 2 — забойные конвейеры; 3 — сборочный конвейер; 4 — перегружатель; 5 — отвальный конвейер; 6 — отвалообразователь; 7 — магистральный конвейер; 8 — подъемный конвейер*

*Комплекс КНК-30*



9.2 – слайд

•

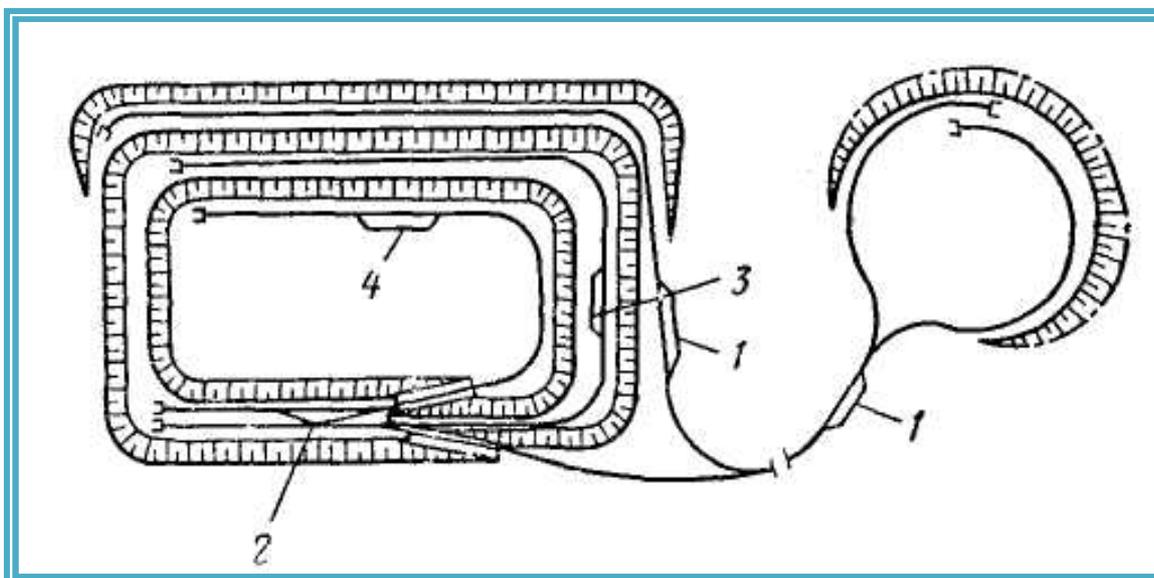


*Рис. 2. Общий вид на комплекс КНК-270 (а), расположение поддерживающей опоры и конвейерной линейной секции КНК на*

### 1.3 Погрузка руды в думпкары ПШС-3500 на перегрузочно-складском комплексе КНК-270

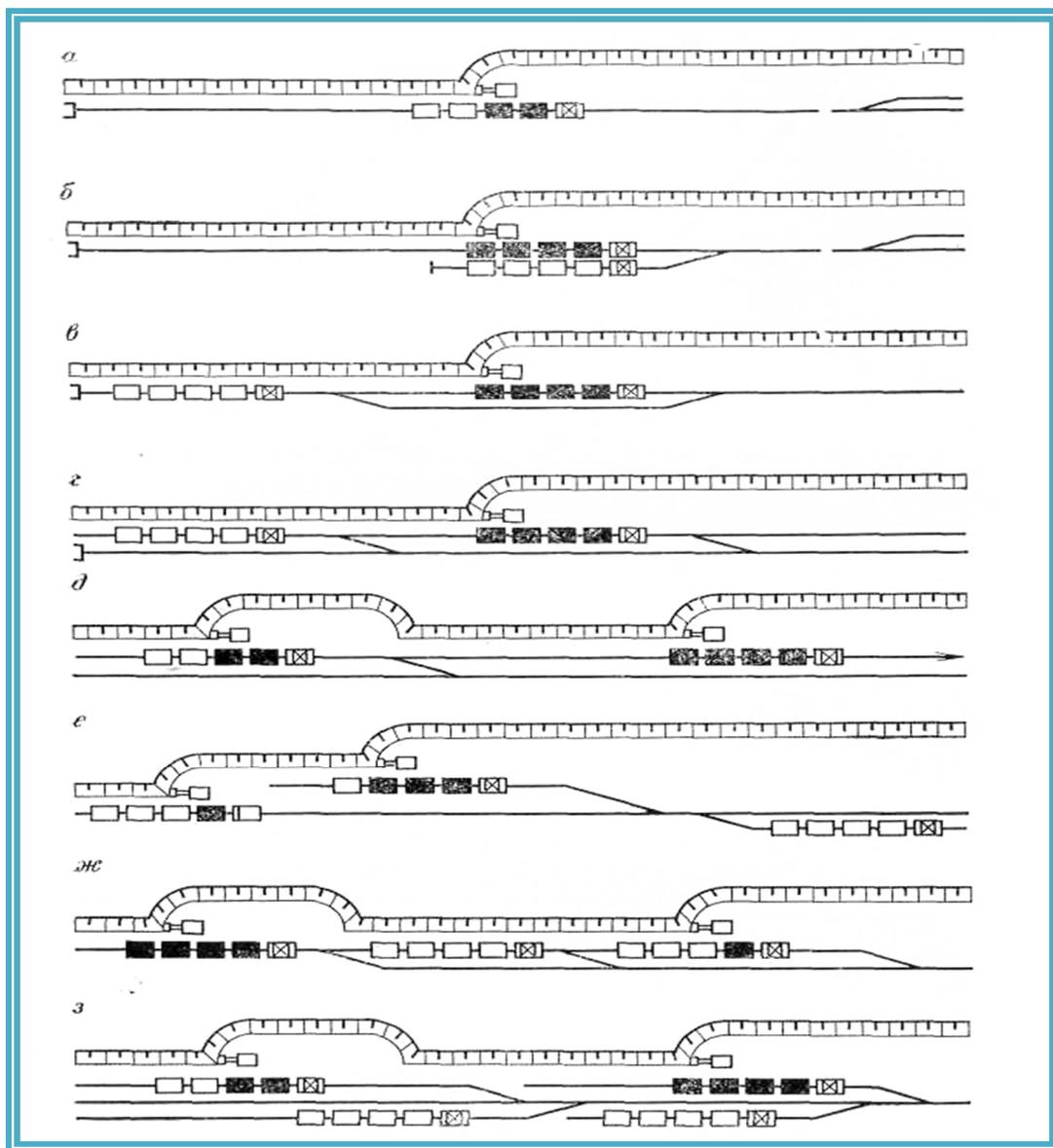


*Расположение обменных пунктов*



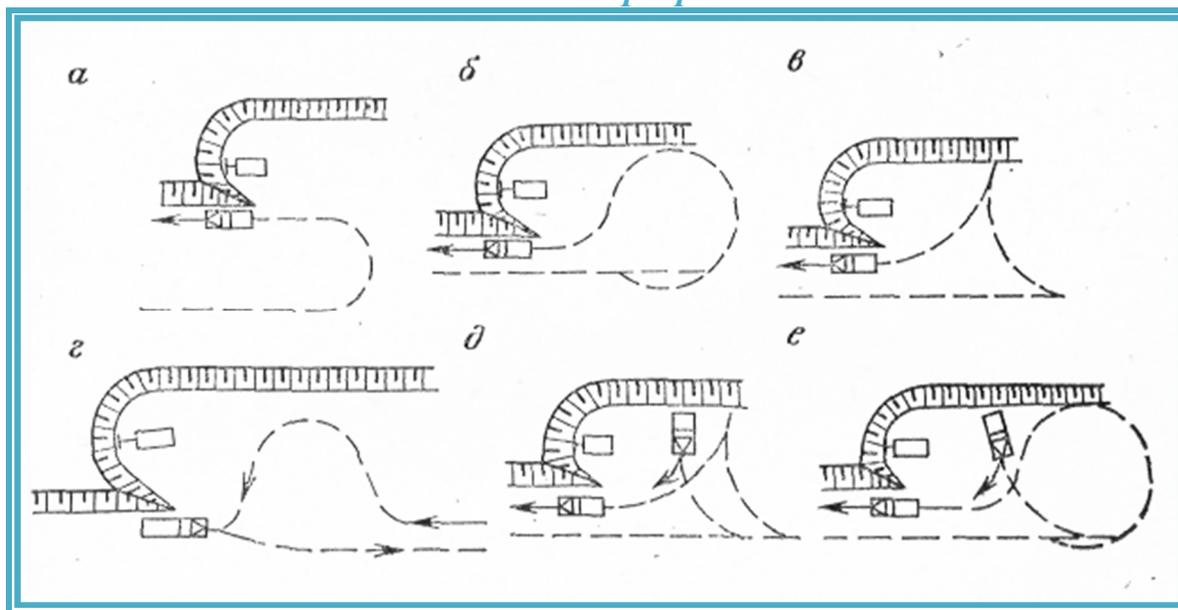
*1 – на поверхности; 2 – в местах примыкания съездов к горизонтам; 3 – на соединительных брмах; 4 – на рабочих уступах*

## Схемы развития забойных путей на карьере



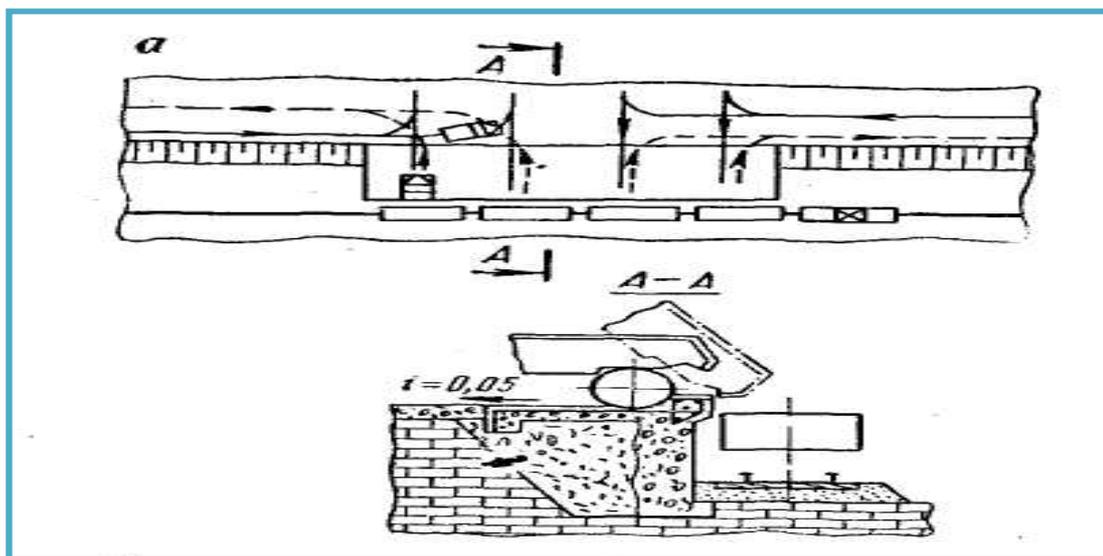
*а—г — при работе одного экскаватора; д—з — при работе двух экскаваторов груженых и порожних поездов с разминовкой на разъездных пунктах.*

*Схема подачи автосамосвалов под погрузку в забой на Карьере.*

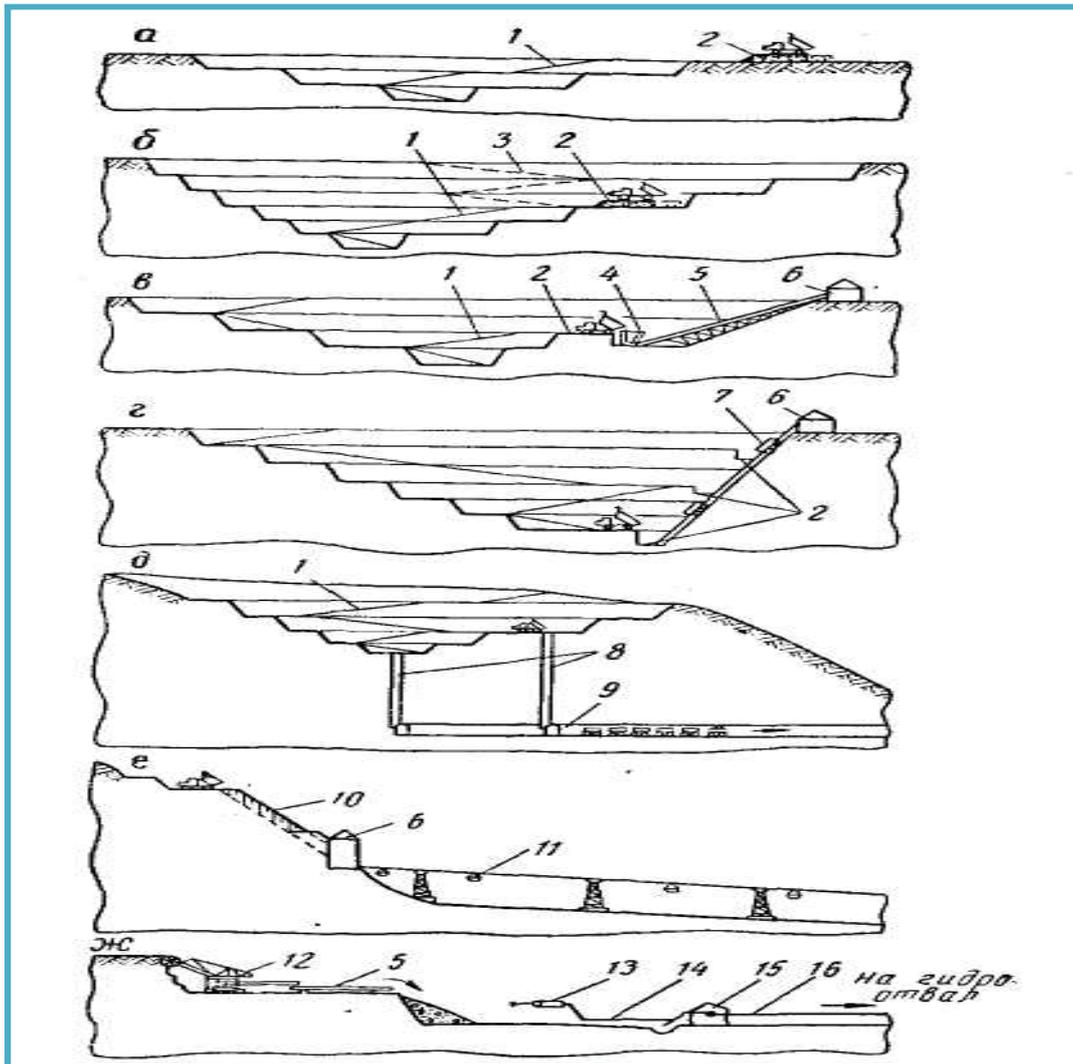


*а — с петлевым разворотом на рабочей площадке; б — с петлевым разворотом внутри заходки; в — с тупиковым разворотом внутри заходки; г — с петлевым разворотом внутри заходки и тупиковой подачей под погрузку; д и е — при установке двух машин под погрузку в забое*

*Эстакадный перегрузочный пункт при односторонней разгрузке и фронтальном выезде (а) и при фланговом въезде*

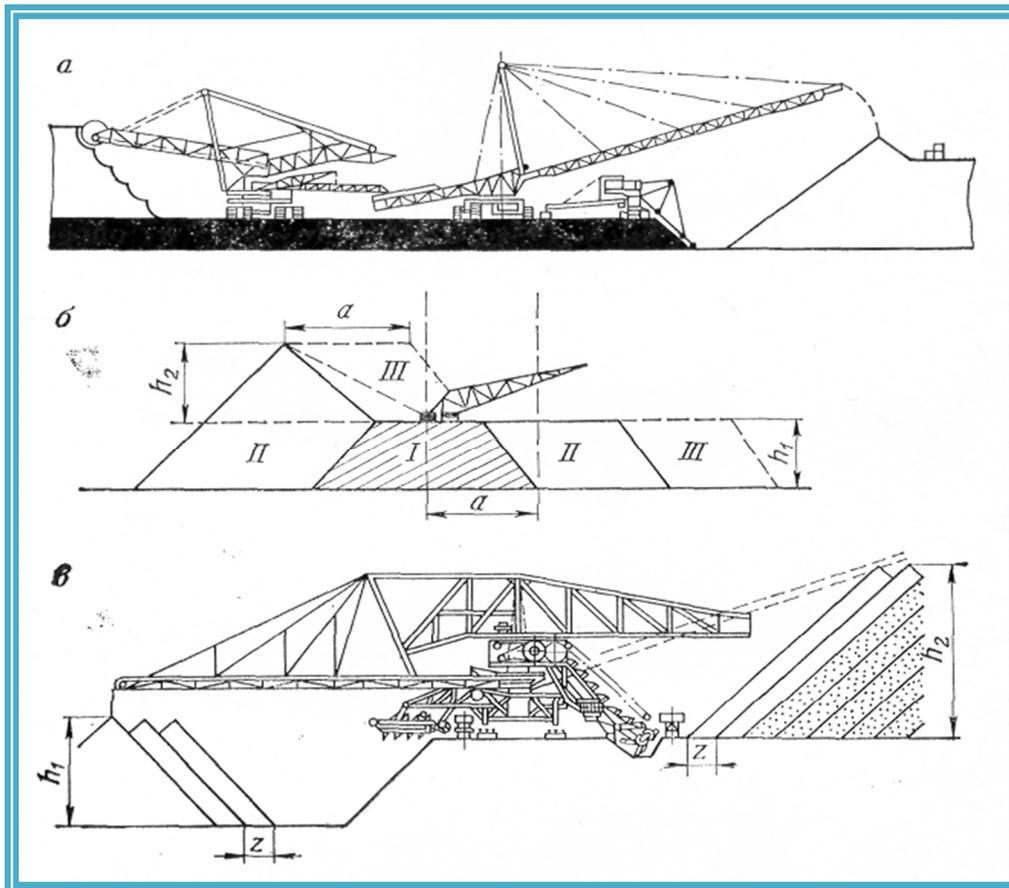


## Комбинации видов карьерного транспорта



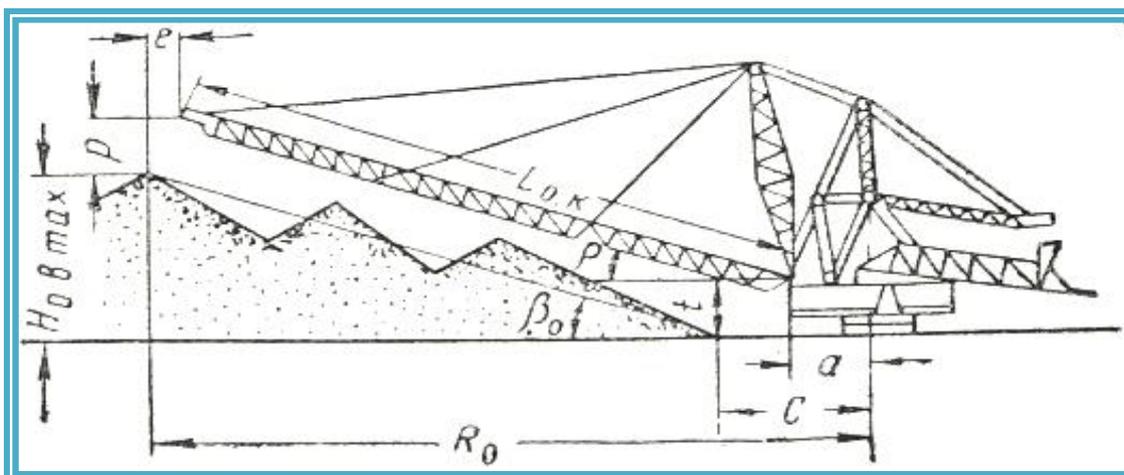
а, б - автомобильного и железнодорожного; в - автомобильного и конвейерного; г - автомобильного и канатного подъемника; д - автомобильного, гравитационного и железнодорожного; е - автомобильного, гравитационного и канатной подвесной дороги; ж - конвейерного и гидравлического; 1 - автосъезды; 2 - перегрузочные пункты; 3 - железнодорожные съезды; 4 - дробильная установка; 5 - конвейеры; 6 - перегрузочный (разгрузочный) бункер; 7 - скиповой подъемник; 8 - рудоспуски; 9 - штольня; 10 - рудоскат; 11 - канатная подвесная дорога; 12 - роторный экскаватор; 13 - гидромонитор; 14 - водовод; 15 - землесос; 16 - пульповод

*Схемы отвалообразования с применением*

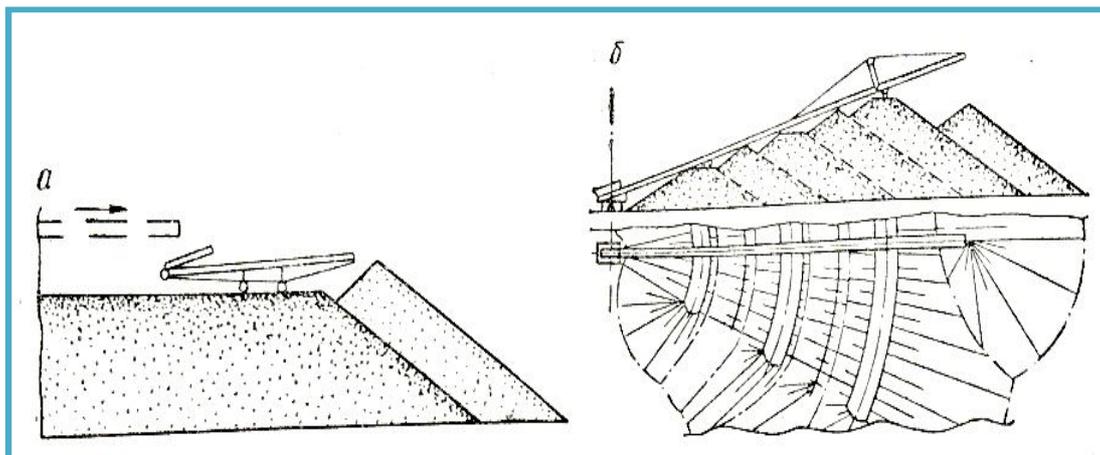


*а — консольного отвалообразователя при внутреннем отвалообразовании; б — то же, при внешнем отвалообразовании; в — абзетцера; I, II, III — порядок отсыпки заходов внешнего отвала; а — ширина заходки отвала*

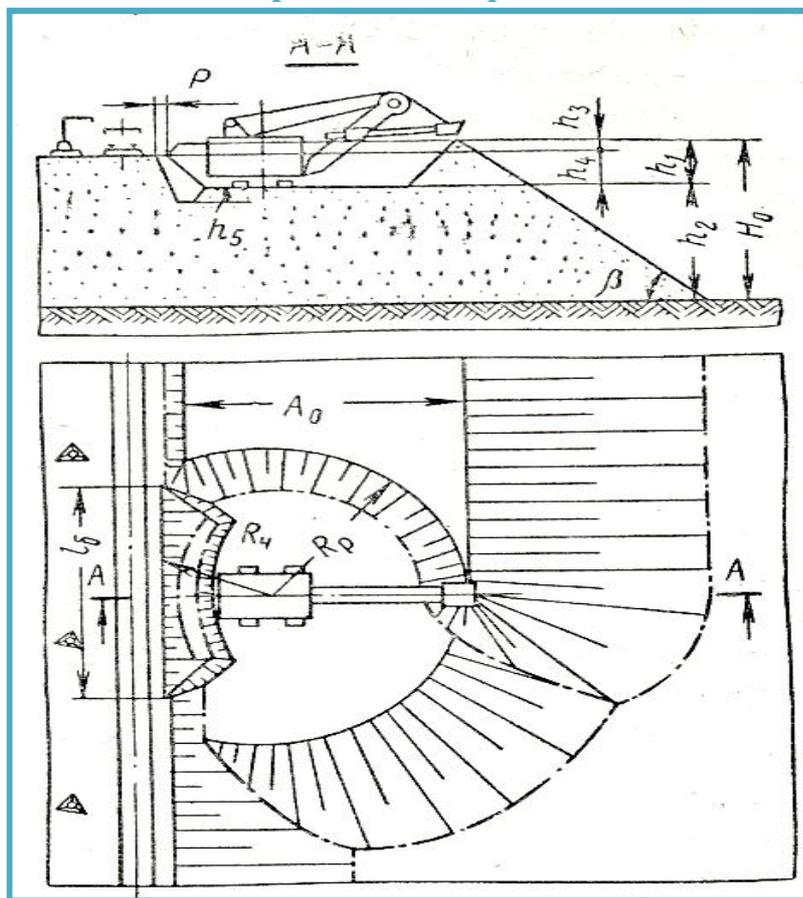
*Схема к расчету отвального уступа при верхней отсыпке*



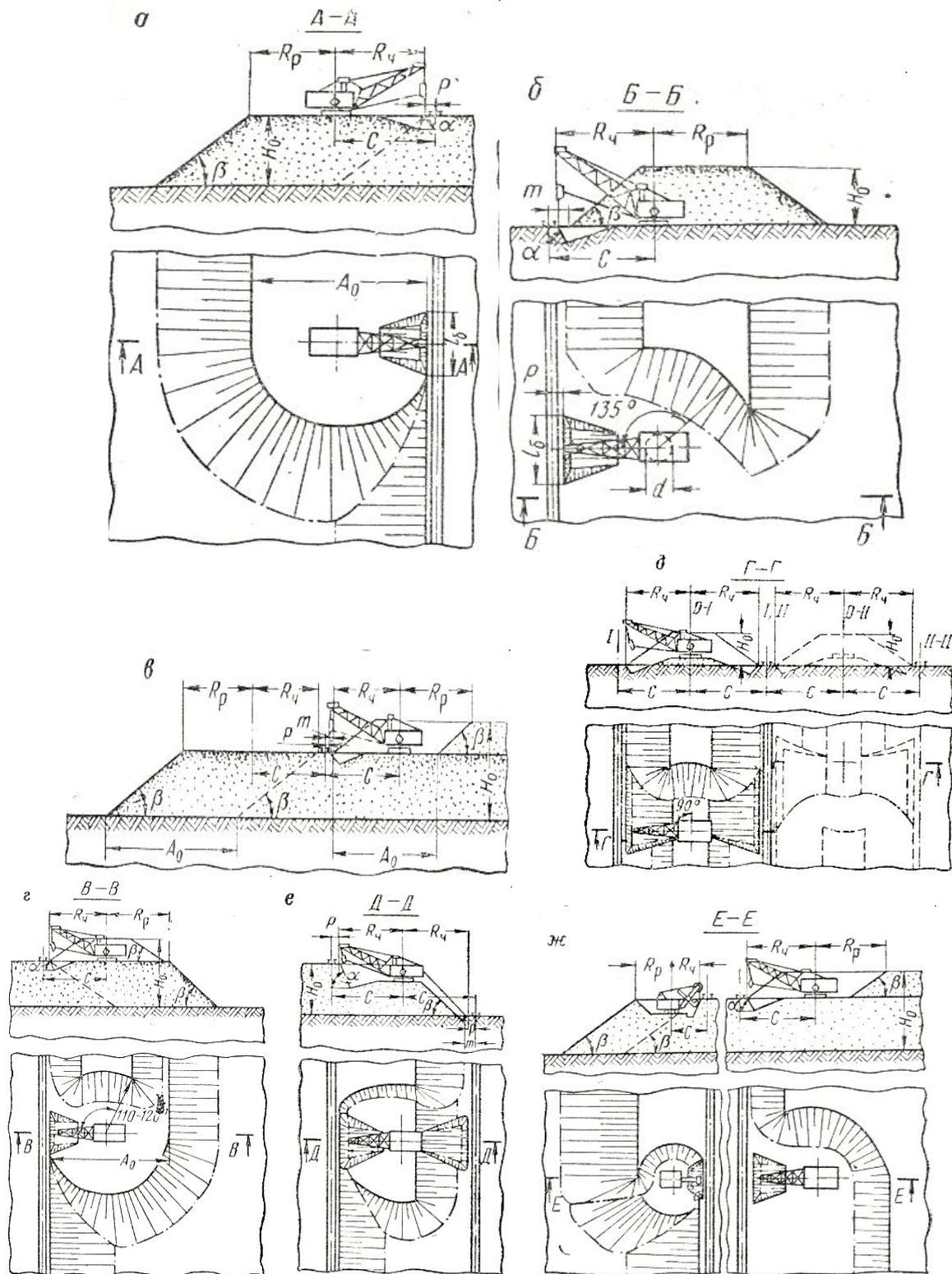
*Нижняя отсыпка самоходных консольным конвейером и неповоротно-звеньевым отвалообразователем*



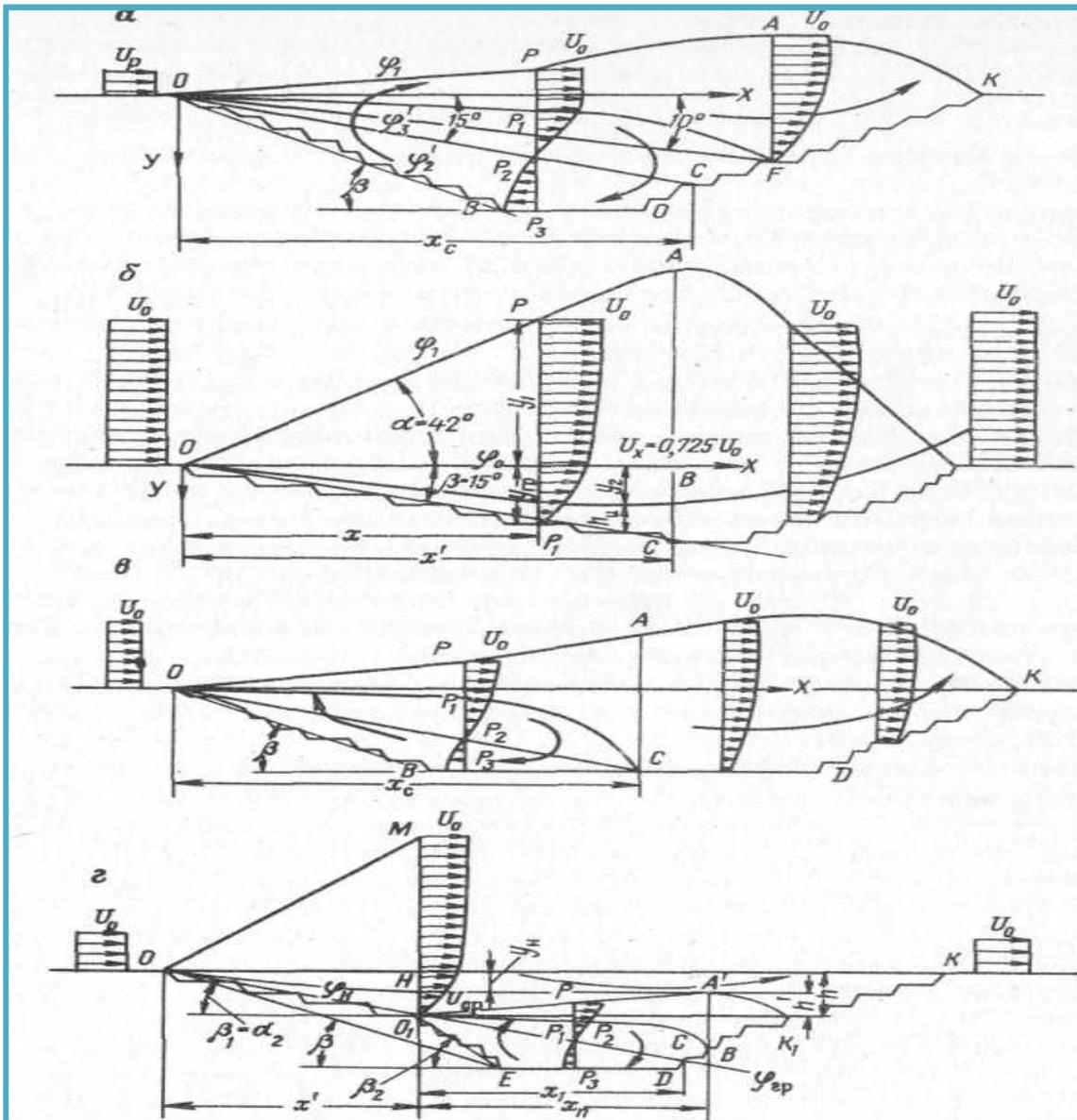
*Схема отвалообразования пород механической лопатой*



## Схемы отвалообразования драглайнами



*Структура воздушного потока при рециркуляционной, прямоточной, рециркуляционно-прямоточной и прямоточно-рециркуляционной схемах естественного проветривания карьера*



## Тесты по дисциплине

### 1. Что является объектом горных работ?

- а) горные породы;
- б) горные машины;
- в) горные инженеры;
- г) горно-транспортное оборудование;
- д) взрывчатое вещества.

### 2. Какие виды работ входят в число гоноподготовительных работ?

- а) проведение капитальных и разрезных траншей и полутраншей;
- б) подготовка горной массы к выемке;
- в) подготовка блока к бурению;
- г) бурение скважин и шпуров;
- д) разрушение горных пород.

### 3. Сущность понятия «Система разработки»:

- а) Порядок и последовательности выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка называется системой разработки.
- б) Под системой разработки понимается совокупность долговременных горных выработок (подземных выработок и траншей), обеспечивающих транспортный доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера и забоям с целью доставки горных пород к пунктам приёма.
- в) Система разработки – это совокупность взаимосвязанных процессов, способов и приемов механизированного производства горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки и возможностей технических средств.
- г) Под принятой системой разработки понимается та система, которая обеспечивал бы экономичность, экологичность разработки;
- д) Под системой разработки понимается не только полная механизация основных процессов, но и вспомогательных работ.

### 4. Выберите строку где приведены основные производственные процессы:

- а) подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы, складирование пустых пород (отвалообразование) и разгрузка или складирование полезных ископаемых.
- б) подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы;
- в) электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонт оборудования и т.д.
- г) выемочно

### 5. Сущность понятия «комплекс карьерного оборудования».

- а) Цепь взаимосвязанных машин и механизмов, соответствующих друг-другу по производительности, размерам, развиваемым усилиям (мощности) и обеспечивающая надежную и эффективную разработку горных пород называется комплексом карьерного оборудования;
- б) Под комплексом карьерного оборудования понимается экскаваторы, автосамосвалы, драглайны, конвейеры и др;
- в) Комплекс карьерного оборудования - это совокупность горно-транспортной техники эксплуатирующийся на карьерном участке;
- г) Комплекс карьерного оборудования включает соответствующие основному оборудованию по мощности и производительности средства механизации вспомогательных работ;
- д) Комплекс оборудования – это цепь взаимосвязанных машин и механизмов обслуживающий добычной участок.

**6. Как называют карьера на россыпных месторождениях и в угольной промышленности?**

- а) разрез;
- б) траншея;
- в) карьер;
- г) штольня;
- д) контур.

**7. При каком условии залегания залежей полезных ископаемых есть возможность удалять вскрышные породы только со стороны всячего бока залежи?**

- а) при условии, если залежь залегает наклонным;
- б) при разработке крутопадающих залежей;
- в) при условии, если залежь залегает полого;
- г) при разработке горизонтальных залежей ;
- д) при разработке наклонных и крутопадающих залежей.

**8. При каких условиях разработки размеры выработанного пространство увеличиваются только в плане?**

- а) в процессе разработке горизонтальных месторождений;
- б) в процессе разработки крутопадающих залежей;
- в) при разработке наклонных залежей;
- г) при разработке нагорных карьерах;
- д) при разработке пологих месторождений.

**9. Выберите ту строку где приведено только элементы уступа.**

- а) нижняя и верхняя площадка; откос уступа; верхняя бровка уступа;
- б) площадка уступа, контур уступа, бровка уступа;
- в) откос уступа, фронт уступа, высота уступа;
- г) угол откоса, высота уступа, ширина уступа;

д) ширина рабочей площадки, длина фронта работ, высота забоя.

**10. Различают бермы на:**

- а) транспортные, предохранительные и очистные;
- б) транспортные, коммуникационные и людские;
- в) предохранительные, транспортные, очистные и нерабочие;
- г) предохранительные;
- д) очистные и рабочие.

**11. Укажите правильно представленную строку где указаны предельные залегания угла откоса рабочего борта карьера?**

- а) от 7-27° (иногда до 23-27°);
- б) от 25-45°;
- в) от 45-90°;
- г) 20-70°;
- д) от 7-10°.

**12. Главные параметры карьера следующие:**

- а) конечная глубина, размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности, размеры дна карьера, углы откосов бортов карьера, общий объем горной массы, запасы полезного ископаемого;
- б) глубина карьера, объем выработанного пространства, длина фронта работ, количество уступов, высота рабочей зоны, угол заложения капитальной траншей;
- в) конечная глубина карьера, размеры дна карьера, скорость углубки карьера;
- г) высота и длина рабочей зоны, динамика развития рабочей зоны;
- д) объем горной массы, производительность карьера.

**13. Чем определяется конечная глубина горизонтальных месторождений?**

- а) природными условиями;
- б) климатическими условиями;
- в) температурой;
- г) физико-механическими условиями;
- д) потребительскими условиями.

**14. Какими условиями определяются минимальные размеры дна карьера?**

- а) условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе;
- б) природными условиями;
- в) конъюктурой рынка;
- г) потребительскими условиями;
- д) температурой.

**15. Чем определяется углы откосов бортов карьеров?**

- а) условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций;
- б) условиями формирования цен на потребительских рынках;
- в) климатическими условиями;
- г) конъюнктурой рынка;
- д) конфигурацией залежи.

**16.Общий объем горной массы в контурах карьера можно определить по выражению:**

$$V = S_{д} \cdot H_{к} + \frac{1}{2} \cdot P_{д} \cdot H_{к}^2 \cdot ctg\gamma_{ср} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{к}^3 \cdot ctg^2\gamma_{ср}, \text{ м}^3$$

где:  $S_{д}$  - ...,  $\text{м}^2$ ;  $H_{к}$  - ...,  $\text{м}$ ;  $P_{д}$  - ...,  $\text{м}$ ;  $\gamma_{ср}$  - ..., градус.

- а) соответственно - ... - площадь дна карьера,  $\text{м}^2$ ; ... - глубина карьера,  $\text{м}$ ; ... - периметр дна,  $\text{м}$ ; ... - усредненный угол откоса борта, градус;
- б) соответственно - ... площадь карьера по поверхности,  $\text{м}^2$ ; ... - глубина траншеи,  $\text{м}$ ; ... - периметр карьера по поверхности,  $\text{м}$ ; ... - усредненный угол откоса борта, градус;
- в) соответственно - ... - площадь дна карьера,  $\text{м}^2$ ; ... - глубина траншеи,  $\text{м}$ ; ... - периметр дна,  $\text{м}$ ; ... - угол нерабочего борта, градус;
- г) соответственно - ... объем чаши карьера,  $\text{м}^3$ ; ... - глубина карьера,  $\text{м}$ ; ... - периметр дна,  $\text{м}$ ; ... - угол откоса рабочего борта карьера, градус;
- д) соответственно - ... - площадь дна карьера,  $\text{м}^2$ ; ... - глубина карьера,  $\text{м}$ ; ... - усредненный угол откоса борта карьера, градус.

**17.Кондиция это –**

- а) условие договора или норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция;
- б) совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования;
- в) качественные свойства полезного ископаемого;
- г) количественные признаки полезного ископаемого;
- д) эффективное использование полезного ископаемого.

**18.Как вы понимаете понятие «Потери полезного ископаемого»?**

- а) Потери характеризует уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам;
- б) Потери характеризует степень перемешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.
- в) Потери характеризует степень снижения содержание металла в руде;

- г) Потери характеризует степень количественного снижения объема горной массы в контурах карьера;
- д) потери характеризует степень качественного и количественного снижения показателей полезного ископаемого.

**19. Как вы понимаете понятие «Разубоживание»?**

- а) Разубоживание характеризует степень перемешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.
- б) Разубоживание характеризует уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам;
- в) Разубоживание характеризует степень снижения содержания металла в руде;
- г) Разубоживание характеризует степень количественного снижения объема горной массы в контурах карьера;
- д) Разубоживание характеризует степень качественного и количественного снижения показателей полезного ископаемого.

**20. Какие виды работ включает подготовка горных пород к выемке?**

- а) осушение горных пород, разупрочнение, изменение агрегатного состояния, разрушение (разрыхление) породного массива;
- б) осушение горных пород, электроснабжение, изменение агрегатного состояния, разрушение породного массива;
- в) взрывание, разрыхление, разупрочнение электрификация;
- г) изменение агрегатного состояния, взрывание, проведение траншей;
- д) взрывание, разрыхление, оконтуривание.

**21. Какие требования представляется к процессу подготовки естественного камня?**

- а) сохранение физико-механических свойств и декоративности, достижения определенных размеров и формы камня;
- б) обеспечение необходимой кусковатости горной массы;
- в) обеспечение декоративности и низкой себестоимости продукции;
- г) обеспечение конкурентоспособности продукции;
- д) сохранение физико-механических свойств и размеров камня, низкая себестоимость

**22. Какие способы используются при механическом (безвзрывном) отделении крупных монолитов камня от массива?**

- а) буроклиновый способ, терморезаки, канатные пилы, ченеллеры и бурогидроклиновый метод;
- б) буроклиновый способ, канатные пилы, камнерезные машины, комбайны, взрывной способ, термическая резка, буровзрывной способ;

- в) взрывной и буровзрывной способ;
- г) камнерезные машины;
- д) только взрывной способ.

**23. Какой из ниже приведенных машин используется для непосредственного отделения от массива стенового камня или облицовочных блоков?**

- а) камнерезная машина<sup>4</sup>
- б) канатные пилы;
- в) шлифовальная машина;
- г) терморезаки;
- д) ченеллеры.

**24. При буроклиновом способе подготовка блоков к выемке состоит из двух взаимосвязанных процессов:**

- а) бурение рядов сближенных шпуров и последующий клиновой откол камня;
- б) бурение рядов сближенных скважин и последующий клиновой откол камня;
- в) бурение скважин и взрывание;
- г) бурение шпуров с последующим взрыванием;
- д) бурение и взрывание.

**25. При разработке гранитных монолитов на кондиционные блоки шпуров диаметром 20-40 мм бурят на глубину 8-10 см, расстояние между шпурами 5-10 см. В шпуров вставляют простые или сложные клинья. Последовательными ударами ... по клинью от монолита отделяют кондиционные блоки.**

- а) кувалдой;
- б) ломом;
- в) лопатой;
- г) отбойной молотком;
- д) экскаватором.

**26. Достоинства буроклинового способа подготовки мраморных блоков:**

- а) простота, мобильность, максимальное использование природных трещин, отбойка блока любого размера и любой прочности;
- б) простота, мобильность, максимальное использование природных трещин, большей удельной вес ручного труда;
- в) низкая производительность труда, высокая себестоимость блоков и трудоемкость работ, сложность обеспечения безопасности работ;
- г) простота и мобильность;
- д) высокая конкурентоспособность продукции.

**27. К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся:**

- а) угол резания ( $\gamma$ ), угол заострения ( $\omega$ ), задний угол ( $\varphi$ ), толщина и длина зуба, расстояние между зубьями;

- б) угол резания ( $\gamma$ ), толщина и крепость зуба.
- в) расстояние между зубьями, вес зуба, прочностные характеристики зуба;
- г) угол резания ( $\gamma$ ), угол заострения ( $\omega$ ) и задний угол ( $\varphi$ );
- д) вес зуба и расстояние между зубьями.

**28. От чего зависит рыхлимость пород?**

- а) от прочности пород и трещиноватости массива;
- б) от монолитности массива;
- в) от предела прочности пород и от пористости;
- г) только от взрываемости.

**29. От чего зависит скорость бурения?**

- а) сопротивление породы разрушению, вида и формы бурового инструмента; способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мелочи;
- б) общей организации и масштаба производства, объема горной массы, производительности карьера, скорости углубки карьера;
- в) только от диаметра скважины и ее глубины;
- г) только от способа удаления из забоя скважины буровой мелочи;
- д) только от усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины.

**30. Из каких предпосылок устанавливается относительный показатель трудности бурения породы  $P_6$ ?**

- а) пределы прочности пород на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ), сдвиг ( $\sigma_{сд}$ ), трещиноватость, объемный вес породы ( $\gamma$ );
- б) пределы прочности пород на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ), сдвиг ( $\sigma_{сд}$ ) и растяжению ( $\sigma_{растж}$ );
- в) только трещиноватость массива;
- г) объемный вес породы ( $\gamma$ ) и кусковатость;
- д) только объемный вес.

**31. Чем объясняется введение показателя  $P_6$ ?**

- а) упорядочивает и облегчает технологические расчеты буровых установок, их мощности, режима и технологической скорости бурения;
- б) показатель  $P_6$  нужен проектировщикам для определения необходимого количества буровых станков;
- в) показатель  $P_6$  нужен для разделения горных пород по буримости;
- г) введение показателя  $P_6$  упорядочивает и облегчает технологические расчеты экскаваторов и автосамосвалов;
- д) введение  $P_6$  объясняется необходимостью расчета взрываемости горной массы.

**32. Укажите тот диапазон показателя буримости при котором применение станков шарошечного бурения считается целесообразным решением.**

- а)  $P_6 = 5 \div 16$ ;
- б)  $P_6 = 1 \div 2$ ;
- в)  $P_6 = 1 \div 5$ ;
- г)  $P_6 = 5 \div 20$ ;
- д)  $P_6 = 5 \div 8$ .

**33. Какой вид из нижеприведенных станков наиболее распространен в угольных карьерах?**

- а) станки шнекового бурения;
- б) станки шарошечного бурения;
- в) станки вибрационного бурения;
- г) станки термического бурения;
- д) ударно-канатные буровые станки.

**34. От чего зависит техническая скорость бурения?**

- а) от буримости пород, конструкции и типа бурового инструмента, нагрузки на буровой инструмент, частоты вращения бурового инструмента, скорости удаления буровой мелочи;
- б) от взрываемости, буримости, экскавируемости и трудности транспортирования;
- в) только от скорости удаления буровой мелочи;
- г) от экскавируемости, частоты вращения бурового инструмента, скорости удаления буровой мелочи, нагрузки на буровой инструмент, конструкции и типа бурового инструмента;
- д) только от частоты вращения бурового инструмента.

**35. Что характеризует режим бурения?**

- а) взаимоувязанный порядок и величины развиваемых усилий, частоты ударов и частоты вращения рабочего инструмента и удаления буровой мелочи;
- б) взаимоувязанный порядок и величины развиваемых усилий, частоты вращения рабочего инструмента, а также управления прочностными характеристиками горного массива;
- в) только порядок и последовательность подачи бурового инструмента на забой;
- г) только частоты вращения бурового инструмента, схему движения бурового инструмента по блоку.

**36. От чего зависит выбор формы режущего лезвия (коронки) при шнековом бурении?**

- а) от буримости пород и диаметра скважин;

- б) от взрываемости горных пород;
- в) от буримости и плотности горных пород;
- г) только от плотности горных пород;
- д) от пределов прочности горных пород на  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сдв}$  и  $\sigma_{раст}$ .

**37. Для транспортирования буровой мелочи шнеком необходимо превышения критической частоты вращения. В каких пределах находится этот показатель?**

- а)  $n_{в.кр} = 60 \div 70$  об/мин;
- б)  $n_{в.кр} = 10 \div 20$  об/мин;
- в)  $n_{в.кр} = 30 \div 40$  об/мин;
- г)  $n_{в.кр} = 90 \div 110$  об/мин;
- д) такого понятия не существует.

**38. По массе и развиваемому осевому давлению станки шарошечного бурения подразделяются на легкого, среднего тяжелого типа. К какому типу относится станок СБШ-250 МН?**

- а) среднего;
- б) легкого;
- в) тяжелого;
- г) такого рода типизации в горной науке не существует;
- д) сверхтяжелого;

**39. При необходимости достижения максимального объема бурения существующим парком буровых станков критерием оптимального режима бурения является их максимальная, производительность. В таком случае, по какому условию принимается предельная частота вращения?**

- а) по условию виброустойчивости;
- б) по условию интенсивности очистки скважины;
- в) по условию производительности компрессоров;
- г) частота вращения не связано с производительностью;
- д) по условию интенсивности износа золота;

**40. Ориентировочно техническую скорость шарошечного бурения можно определить по формуле**

$$v_{\sigma} \approx \frac{35 P_0 \cdot n_{в}}{\Pi_{\sigma} \cdot d_{\sigma}^2}; \text{ м / с.}$$

что означают  $P_0$  и  $n_{в}$ .

- а) осевое давление и частота вращения долота;
- б) показатель буримости и диаметр долота;
- в) осевое давление скорость очистки скважины;
- г) скорость подачи бурового става на забой и буримость горных пород;

д) только осевое давление, *пв* к технической скорости отношение не имеет;

**41. Средствами взрывания при без капсюльном способе взрывания являются...**

а) детонирующий шнур (ДШ), электра детонатор (ЭД), зажигательная труба (капсюль-детонатор), электрадетонатор коротко замедленного действия (КЗДШ);

б) огнепроводной шнур и электрадетонатор, средства зажигания;

в) только огнепроводной шнур;

г) капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства его зажигания;

д) электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура;

**42. При электрическом способе взрывания средствами взрывания являются...**

а) электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура;

б) капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства его зажигания;

в) детонирующий шнур, инцегаторы ДШ, КЗДШ;

г) только электродетонаторы;

д) электрадетонатор и зажигательная труба;

**43. Основные принципы на которых базируется технология и механизация горных работ:**

а) поточное производство, совмещение основных процессов, независимость процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы.

б) вести открытую разработки как можно глубже и дольше.

в) комплексная механизация не на какие принципы не базируется.

г) комплексная механизация предусматривает полную механизацию не только основных процессов, но и вспомогательных работ.

д) при разработки наклонных и круто подающих залежей помимо покрывающих пород необходимо удалит и часть вмещающих пустых пород для создания транспортного доступа к различным частям залежи по глубине и для обеспечения устойчивости массива вмещающих пород после выемки полезного ископаемого.

**44. На практике для проектирования массовых взрывов пользуются показателем, проектных удельный расход ВВ ( $q_n$ ) определяемый следующей формулой**

$$q_n = q_9 K_{BB} \cdot K_D \cdot K_T \cdot K_{c.з} \cdot K_{c.n}, \text{ г/м}^3.$$

В этой формуле  $K_{BB}$  является переводным коэффициентом от эталонного ВВ какой тип ВВ принят в качестве эталонного ВВ?

- а) аммонит №6 ЖВ;
- б) игданит;
- в) транулит М;
- г) алюматол;
- д) карбатол;

**45. К основным параметром взрывной скважины относятся:**

- а) глубина, диаметр и угол наклона скважины;
- б) глубина скважины объем горной массы в взрывном блоке;
- в) глубина скважины, угол наклона скважины, длина заряда в скважине, длина забойки;
- г) линия наименьшего сопротивления, длина забойки и заряда;
- д) длина перебура скважины;

**46. Перебур ведет к увеличению объема бурения, нарушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легко взрываеваемых породах его принимают минимальным и определяется он в проектных работах следующим образом**

$$l_n = (10 \div 15) d_c, м:$$

**Несмотря на карьерах производят сотни метров перебуров. Для чего необходим перебур скважины?**

- а) для качественного разрушения пород в подошве уступа;
- б) для увеличения зоны нерегулируемого дробления;
- в) для увеличения зоны регулируемого дробления;
- г) для максимального сосредоточения зарядов;
- д) для максимального использования бурового оборудования.

**47. Конструктивного скважинный заряд ВВ может быть.**

- а) сплошным и рассредоточенным;
- б) по признаку конструкции скважинные заряды не подразделяются;
- в) с забойкой и без нее;
- г) нормальные и удельные заряды;
- д) с воздушным промежутком и инертной забойкой.

**48. Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа называется...**

- а) сопротивлением по подошве уступа;
- б) коэффициентом сближения скважин;
- в) рассредоточенным зарядом;
- г) ширина взрываемого блока;
- д) высотой развала.

**49. Какие типы забоев вы знаете?**

- а) торцовый, продольный и забой площадка;

- б) фронтальный и торцовый;
- в) такого понятия не существует;
- г) однородный и разнородный;
- д) только фронтальный.

**50. На какие типы забой подразделяются структуре?**

- а) однородные (простые) и разнородные (сложные);
- б) фронтальный и торцовый;
- в) траншейный и котловый;
- г) раздельная и валовая;
- д) торцовый и продольный;

**51. Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса в массиве или развале. Так, какую форму имеет торцовый забой разрабатываемый бульдозером?**

- а) клинообразную форму;
- б) округлую форму;
- в) вогнутую форму;
- г) форму прямой линии;
- д) округлую форму в плане и вогнутую в профиле.

**52. Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса в массиве или развале. Так, какую форму имеет торцовый забой разрабатываемый экскаватором типа мехлопота?**

- а) округлую форму в плане и вогнутую в профиле;
- б) форму прямой линии;
- в) вогнутую форму;
- г) округлую форму;
- д) клинообразную форму;

**53. По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают следующие способы выемки:**

- а) верхним черпанием, нижнем черпанием и смешенным черпанием;
- б) валовая и сплошная;
- в) раздельная и сплошная;
- г) узкими и широкими заходками;
- д) продольными и поперечными заходками;

**54. Часть заходки длиной  $R$ , выемка которой характеризуется законченным технологическим циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется...**

- а) забойным блоком;
- б) продольной заходкой;

- в) диагональной заходкой;
- г) длиной фронта работ;
- д) поперечной заходкой.

**55. По расположению относительно фронта работа уступа заходки подразделяются на *продольные* (ориентированные вдоль фронта работ уступа), *поперечные* (направлены вкрест фронта) и *диагональные* (ориентированы в промежуточном направлении).**

**Так вопрос, ограничивает ли применение определенного типа заходки, принятия того или другого транспортного средства, и если да, то какие виды транспорта мы можем принять при *поперечных* заходках?**

- а) автомобильный и конвейерный;
- б) железнодорожный и автомобильный;
- в) можно принять любой вид транспорта;
- г) только железнодорожный;
- д) только конвейерный.

**56. По *ширине* заходки подразделяются на**

- а) нормальные, узкие и широкие;
- б) продольные, поперечные и диагональные;
- в) нижние, верхние и смешанные;
- г) верхним черпанием, нижним черпанием и смешанным;
- д) узкие и широкие.

**57. Чем отличается *нормальная* заходки от *широкой* заходки?**

- а) в нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров, а для широких заходок характерно переменное положение оси движения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки;
- б) в нормальных заходках выемка породы производится при переменном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров, а для широкой заходки характерно не полное использование рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки;
- в) не чем не отличается;
- г) при нормальных заходках нужно применять малогабаритную экскавационную технику, а при широких заходках применяется крупногабаритное горное оборудование;
- д) нормальная заходка отличается от широкой не полным использованием рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки.

**58. По характеру движения транспортных средств при выемке пород в пределах заходок последние подразделяются на тупиковые и сквозные. Обычно тупиковые заходки характерны при проходке траншей.**

**Так, вопрос, какой способ погрузки при проходке траншей позволяет работать экскаватору в сквозной траншейной заходке?**

- а) верхняя погрузка;
- б) нижняя погрузка;
- в) смешанная погрузка;
- г) способ погрузки в данном условии никакого отношения не имеет;
- д) комбинированная погрузка.

**59. Карьерные выемочные машины по принципу действия разделяются на оборудование циклического и непрерывного действия, а по функциональному признаку - на выемочно – погрузочного и выемочно – транспортирующие машины. Так, какие из ниже приведенных машин можно отнести к выемочно – транспортирующим машинам?**

- а) скреперы и бульдозеры;
- б) одноковшовые погрузчики, прямые мехлопаты;
- в) экскаваторы типа ЭКГ;
- г) СБШ-250, СБШ-200;
- д) роторные экскаваторы и экскаваторы типа ЭКГ.

**60. Какой из ниже приведенных недостатков характерно для механического лопат?**

- а) прерывность (Цикличность) рабочего процесса;
- б) использование рабочего органа для перемещения породы по забою до пункте разгрузки;
- в) сезонность выемки;
- г) резкое увеличение производительность с увеличением длины транспортирования;
- д) затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган;

**61. Выберите строку, где указаны только названия основных производственных процессов.**

- а) Подготовка, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, складирование полезного ископаемого и пустых пород;
- б) Подготовка, электроснабжение, вентиляция, водоотлив, ремонт оборудования;
- в) Перемещение, подготовка, выемочно-погрузочные работы, опробование полезных ископаемых;
- г) Электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонты оборудования и другие;

д) Подготовка, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, складирование полезного ископаемого и пустых пород, электроснабжение, водоотлив.

**62. Насыпи пустых пород и некондиционных полезных ископаемых, извлекаемых и удаляемых при открытой разработке месторождения, называют...**

- а) отвалами;
- б) хвостами;
- в) складами;
- г) отходами;
- д) промежуточными складами.

**63. Отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени, это ...**

- а) уступ;
- б) берма безопасности;
- в) рабочая площадка;
- г) Рабочий борт картера;
- д) рабочая зона карьера.

**64. Главными параметрами карьера являются:**

- а) конечная глубина, размеры дна карьера, углы откосов бортов карьера, объем горной массы в контуре карьера;
- б) конечная глубина, запасы полезного ископаемого, скорость подвигания фронта горных работ, скорость углубления, уступ, верхняя бровка;
- в) уступ, рабочая площадка, верхняя бровка, рабочая зона, рабочий борт;
- г) объем горной массы в контурах карьера, уступ, нерабочий борт, скорость углубки, углы откосов бортов карьера, запасы полезных ископаемых в контурах карьера;
- д) траншея, скорость углубки, котлован, уступ, верхняя площадка.

**65. От чего зависит рыхлимость породы?**

- а) от прочности пород и трещиноватости массива;
- б) от кусковатости пород;
- в) от объемного веса пород;
- г) от кусковатости и прочности пород;
- д) от взрываемости пород.

**66. В чем заключается метод шпуровых зарядов?**

- а) в размещении зарядов ВВ в шпурах – цилиндрических каналах диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м;
- б) в размещении зарядов ВВ в шпурах диаметром 105-400 мм (чаще до 270 мм) и глубиной до 30, иногда до 50 м;

- в) в размещении зарядов в шпурах диаметром до 75 мм и глубиной до 1,5 м;
- г) в размещении зарядов ВВ в шпурах с последующим взрыванием массива;
- д) в размещении зарядов ВВ в шпурах диаметром 105-400 мм и глубиной до 5 м.

**67. Какие параметры характеризуют режим шарошечного бурения?**

- а) определенное сочетание осевого давления на долото, частота его вращения и расход воздуха для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота;
- б) осевое давление, вес станка, длина штанги, скорость вращения долота;
- в) диаметр долота, определенное сочетание осевого давления и расхода воздуха, длина штанги, диаметр скважин;
- г) количество штанг в кассете, длина и скорость вращения штанги, глубина скважины, физико-механические свойства пород массива;
- д) высота уступа, глубина и диаметр скважин, скорость вращения, диаметр долота.

**68. Термическое бурение применяется:**

- а) в исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах;
- б) в плотных и полускальных породах;
- в) в неабразивных скальных породах средней крепости;
- г) на небольших рудных карьерах при бурении скважин меньшего диаметра;
- д) в устойчивых породах.

**69. Термическое бурение применяется:**

- а) в исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах;
- б) в плотных и полускальных породах;
- в) в неабразивных скальных породах средней крепости;
- г) на небольших рудных карьерах при бурении скважин меньшего диаметра;
- д) в устойчивых породах.

**70. Как разделяются карьерные выемочные машины по функциональному признаку?**

- а) выемочно-погрузочные и выемочно-транспортирующие;
- б) выемочно-погрузочные и отвалообразующие;
- в) складировующие и отвалообразующие;
- г) выемочно-погрузочные и складировующие;
- д) экскавирующие и складировующие.

**70. Радиус черпания, это...**

- а) горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании;
- б) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании;
- в) горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузке;

- г) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша;
- д) вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх его части.

**71. Основные карьерные грузы - это...**

- а) вскрышные породы и полезное ископаемое;
- б) взрывчатые вещества, смазочные материалы;
- в) вскрышные породы и взрывчатые вещества;
- г) смазочные материалы, путевые материалы;
- д) детали и узлы горных машин, смазочные материалы.

**72. Что определяет пропускную способность дороги?**

- а) максимальное число машин, которые могут пройти за единицу времени через определенный пункт дороги, зависящий от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги;
- б) минимальное число машин, которые могут пройти за единицу времени;
- в) число машин, зависящее от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги;
- г) число машин, зависящее от скорости автомобиля и качества дороги;
- д) максимальное число машин, зависящее от числа полос движения.

**73. Как называют карьер в угольной промышленности и на россыпных месторождениях?**

- а) разрез;
- б) карьер;
- в) ствол;
- г) штольня;
- д) кювет.

**74. Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются ...**

- а) бортами карьера;
- б) уступами;
- в) фронтами горных работ;
- г) рабочими зонами карьера;
- д) траншеями.

**75. Железнодорожный транспорт применяется:**

- а) на карьерах большой производственной мощности с длительными сроками службы и большой протяженности залежи, а также когда разработка ведется селективным способом;
- б) на карьерах средней и малой производственной мощности;
- в) на карьерах небольшой протяженности залежи;

- г) на карьерах где невозможно использовать автомобильный транспорт;
- д) при селективной выемке полезного ископаемого.

**76. Выберите правильное определение понятия «рабочая зона карьера».**

- а) совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке;
- б) борт карьера, который находится в консервированном виде;
- в) суммарная протяженность фронта горных работ;
- г) совокупность нижележащих уступов;
- д) глубинная часть карьера.

**77. К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся:**

- а) угол резания, угол заострения, задний угол, толщина и длина зуба, расстояние между зубьями;
- б) длина зуба, глубина рыхления, масса тягача, расстояние между зубьями;
- в) угол заострения, глубина рыхления, количество зубьев;
- г) количество зубьев, масса тягача, угол заострения;
- д) расстояние между зубьями и масса тягача.

**78. Станки, получившие наибольшее распространение на открытых горных работах:**

- а) станки шарошечного бурения;
- б) пневматические бурильные молотки;
- в) станки вибрационного бурения;
- г) станки шнекового бурения;
- д) станки алмазного и дробового бурения.

**79. СБШ - это...**

- а) станок вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом. Пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 100 до 400 мм при крепости пород  $f=6\div 18$ ;
- б) станок ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом. Трех типоразмеров с условными диаметрами скважины – 100, 125, 160 мм при  $f=10\div 20$ ;
- в) станок вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком. Двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины – 160 и 200 мм при  $f=1\div 6$ ;
- г) станок вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины воздухом. Пяти типоразмеров с условными диаметрами скважины – 100, 125, 160 мм при  $f=10\div 20$ ;
- д) станок ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины шнеком. Двух типоразмеров с условными диаметрами скважины 160 и 200 мм при  $f=1\div 6$ .

**80. Конвейерный транспорт применяется преимущественно:**

- а) для перемещения мягких вскрышных пород и полезного ископаемого; полускальных и скальных пород после дробления до необходимой кондиции; в комплексе экскаваторов и комбайнов непрерывного действия;
- б) для перемещения полускальных и скальных вскрышных пород;
- в) при разработке месторождений в суровых климатических условиях;
- г) на песчано-гравийных карьерах;
- д) при селективной выемке полезного ископаемого, в качестве забойного транспорта.

**81. Железнодорожный путь состоит из:**

- а) земельного полотна, верхнего строения, который состоит из балласта, шпалы, рельсов со скреплениями и противоугонов и водоводных канав;
- б) стрелочного перевода, рельса и земельного полотна;
- в) шпалы, рельсов, костылей, подкладки и накладки;
- г) шпалы, балласта, верхняка, накладки и крестовины;
- д) шпалы, рельса, костыли, болта, накладки, канавки и гвоздей.

**82. Забойные и отвальные пути относятся:**

- а) к временным путям, периодически перемещаемых по мере продвижения фронта работ;
- б) к постоянным соединительным путям;
- в) к пути капитальных траншей и съездов;
- г) к путям, предназначенным для отправления поездов и маневровой работы;
- д) к путям технического осмотра, мелкого ремонта и расформирования поездов.

**83. Горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша называется...**

- а) радиусом черпания;
- б) высотой черпания;
- в) глубиной черпания;
- г) радиусом разгрузки;
- д) максимальным радиусом разгрузки.

**84. К каким типам машин относится скрепер?**

- а) землеройно-транспортным;
- б) выемочно-погрузочным;
- в) выемочным;
- г) транспортирующим;
- д) разгрузочным.

**85. По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на:**

- а) все ответы верны;
- б) забойный;
- в) подъемный;

- г) магистральный;
- д) отвальный.

**86. Какой технологический процесс является заключительным при разработке горных пород на карьерах?**

- а) отвалообразование;
- б) перемещение;
- в) выемочно-погрузочные работы;
- г) подготовка горных пород к выемке.
- д) строительных работ.

**87. Какой из нижеуказанных методов применяется для определения трещиноватости массива?**

- а) всё перечисленное;
- б) планиметрический;
- в) фотопланиметрический;
- г) акустический;
- д) метод кернов.

**88. Кто из профессоров положил в основу классификации систем разработки направление перемещения вскрышных пород?**

- а) Е.Ф.Шешко;
- б) Н.В.Мельников;
- в) В.В.Ржевский;
- г) Ю.И.Анистратов;
- д) Л.И.Барон.

**89. Капитальные траншеи по расположению бывают:**

- а) внешние и внутренние;
- б) крутые;
- в) разъездные;
- г) временные;
- д) наклонные.

**90. Количество груза, перевозимого в единицу времени – это...**

- а) грузооборот;
- б) грузопоток;
- в) провозная способность;
- г) приёмная способность;
- д) транспортировка.

**91. Какой вид транспорта относится к транспорту циклического действия?**

- а) А и В;
- б) железнодорожный;
- в) автомобильный;
- г) конвейерный;

д) все виды транспорта.

**92. Увеличение высоты уступа....**

- А) сокращает число рабочих уступов;
- В) увеличивает число рабочих уступов;
- С) сокращает количество горно-транспортного оборудования;
- Д) уменьшает длину транспортных коммуникаций;
- Е) уменьшает затраты на путевые работы.

**93. При каких видах карьера применяется вскрытие с использованием подземных выработок?**

- А) высотного, глубинного и нагорного;
- В) разрезах, россыпях;
- С) разносах, приисках;
- Д) все ответы верны;
- Е) все ответы неверны.

**94. Простая перевалка при сплошных системах разработки – это...**

- А) вся порода, экскавируемая только один раз из массива и непосредственно укладываемая в отвальную насыпь;
- В) порода из вскрышной заходки, отсыпаемая в отвал с переэкскавацией;
- С) перемещение породы во внутренние отвалы конвейерным транспортным;
- Д) перемещение породы во внутренние отвалы автомобильным транспортом;
- Е) перемещение породы во внутренние отвалы транспортно-отвальными мостами.

**95. Для чего осуществляют перебур?**

- А) для обеспечения проработки подошвы;
- В) для размещения заряда большой массы;
- С) для качественного дробления массива;
- Д) для ликвидации выхода негабарита;
- Е) для увеличения длины забойки.

**96. Подготовка горных пород к выемке заключается в...**

- А) разрушении горных пород уступа большой крепости взрывами, а пород средней крепости – механическим способом;
- В) внедрении исполнительного органа машины в массив, наполнении его для дальнейшей подачи горной массы в транспортные средства;
- С) приеме и укладке в отвал пустых пород;
- Д) отделении руды от пустой породы;
- Е) переработке для получения готового продукта.

**97. Что создает доступ транспорту с поверхности к разрабатываемому рудному телу?**

- А) траншея;
- В) уступ;

- С) подуступ;
- Д) берма;
- Е) выработанное пространство.

**98. Отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется...**

- А) уступом;
- В) подуступом;
- С) площадкой уступа;
- Д) заходкой;
- Е) забоем.

**99. Что оказывает значительное влияние на размещение поверхностных технических сооружений, внешних отвалов породы, расположение транспортных подуступов к карьеру, на форму трассы и возможные варианты ввода ее на карьер?**

- А) рельеф местности;
- В) режим горных работ;
- С) способ вскрытия;
- Д) система разработки;
- Е) технология разработки.

**100. К каким типам машин относится скрепер?**

- А) землеройно-транспортным;
- В) выемочно-погрузочным;
- С) выемочным;
- Д) транспортирующим;
- Е) разгрузочным.

## **Критерии оценивания знаний студентов на основании рейтинговой системы по предмету «Процессы и технология открытых горных работ»**

Данные критерии оценивания разработаны в соответствии с приказом № 333 от 25 августа 2010 года министерства высшего и среднеспециального образования Республики Узбекистан.

Данные критерии оценивания по дисциплине “Процессы и технология открытых горных работ” предназначены для студентов бакалавриата четвертого курса направления 5311600 – Горное дело (Обогащение полезных ископаемых).

### **Введение**

Основным направлением национальной программы подготовки кадров является повышение качества образования. В высших учебных заведениях знания студентов оцениваются по рейтинговой системе. Оценивание знаний студентов по рейтинговой системе позволяет студентам постоянно работать по повышению приобретенных знаний, а также является поощрением для развития творческой деятельности в процессе обучения.

Данные критерии оценивания по дисциплине “Процессы и технология открытых горных работ” рекомендуются для широкого использования при оценивании знаний студентов и дают полные сведения студентам по количеству баллов, которые они могут получить во время текущего, промежуточного и итогового контроля.

Студенты на первом занятии знакомятся с критериями оценивания, видами контроля, с максимальным баллом за каждый контроль, а также с проходными балами.

### **Виды контроля и порядок оценивания**

В соответствии с учебным планом бакалавриата направления 5311600 – Горное дело “Процессы и технология открытых горных работ” проводится в четвертом курсе на 5, 6 семестрах. С целью соответствия степени знаний и усвоения государственному образовательному стандарту предусматриваются следующие виды контроля:

**текущий контроль** – метод определения полученных знаний по дисциплине “Процессы и технология открытых горных работ” во время практических занятий. Оценивание осуществляется путем проверки решений задач по вариантам каждой практической работы, а также опросу по теме;

**промежуточный контроль** – метод определения степени знаний по пройденным темам. Промежуточный контроль проводится два раза в течении семестра, форма и балл определяется в соответствии с отведенным объёмом часов по учебному плану;

**итоговый контроль**– метод определения полученных теоретических знаний и практических навыков. Итоговый контроль основан на основных понятиях и проводится в письменном виде.

Студенты оцениваются по 100 бальной шкале в течении каждого семестра по предметам. 70 баллов отводятся для промежуточного и текущего контроля, 30 баллов – на итоговый контроль.

### Таблица рейтинга.

Для бакалавров направления 5311600 – Горное дело (5, 6 семестр)

п/н	Курс	Семестр	Количество недель	Общее количество часов (рейтинговый балл)	Лекция	Практические занятия	Часы для самостоятельной работы	Аб-аудиторный балл Сб-балл за самостоятельную работу	Виды контроля										Для дисциплины с курсовым проектом		
									Итого часов в %	ТК	ТК – 1	ТК – 2	ПК	ПК – 1	ПК–2	∑ТК+ПК	Пррходной балл	ИК		Форма проведения ИК	Показатель усвоения
1	3	5	18	113	36	36	41	$\frac{Аб}{Сб}$	100	35	17	18	$\frac{21}{14}$	$\frac{10}{7}$	$\frac{11}{7}$	70	39	30	пис	100	
2	3	6	18	112	36	36	40	$\frac{Аб}{Сб}$	100	35	17	18	$\frac{21}{14}$	$\frac{10}{7}$	$\frac{11}{7}$	70	39	30	пис	100	

### Рейтенговая разработка (5, 6 семестр)

П/н	Виды контроля	Кол-во	Балл и кол-во	Итого баллов
<b>1. ТК общий балл 35</b>				
1.1.	Выполнение практических работ	18	2x17=34	35
1.2			1x1=1	
<b>2. ПК общий балл 35</b>				
2.1.	Первый промежуточный контроль, письменная работа (2 вопроса)	1	5x2=10	21

2.2.	Второй промежуточный контроль, письменная работа (2 вопроса)	1	5,5x2=11	
2.3	Самостоятельная работа	2	7x2=14	<b>14</b>
<b>ΣТК+ПК</b>				<b>70</b>
<b>3. ИК</b>				
3.1.	Итоговый контроль, письменная работа (3 вопроса)	1	10x3=30	30
<b>Итого</b>				<b>100</b>

### Критерии оценивания по текущему контролю (7 семестр)

**3.3.1.** Практические работы оцениваются в 1,7 – 2 балла, за участие на занятии, выполнение практической работы и за ответы на вопросы в полном объеме. Если студент качественно выполнил практическую работу, то в зависимости от ответов на вопросы ставится 1,4 – 1,6 балла. Если студент отвечает на вопросы не в полном объеме, то в зависимости от выполнения практической работы ставится 1,1 – 1,3 балла.

№	Вид. занятий.	Наименование темы	Кол.час
1.	практ	Определение показателей трудности осуществления основных производственных процессов	2
2.	практ	Расчет параметров капитальной траншеи	2
3.	практ	Расчет параметров разрезной траншеи	2
4.	практ	Расчет параметров рыхления	2
5.	практ	Расчет производительности рыхлителей	2
6.	практ	Определение производительности камнерезной машины	2
7.	практ	Выбор параметров бурения	2
8.	практ	Расчет параметров шарошечного бурения	2
9.	практ	Расчет параметров шнекового бурения	2
10	практ	Расчет параметров пневмоударного бурения	2
11	практ	Определение удельного расхода вв	2
12	практ	Определение экскавируемости пород	2
13	практ	Расчет и графическое изображение параметров экскаваторного забоя	2
14	практ	Расчет производительности экскаватора	2
15	практ	Расчет и графическое изображение параметров забойного блока ЭШ.	2
16	практ	Определение производительности самоходного колесного скрепера	2
17	практ	Определение производительности колесного полуприцепного скрепера	2
18	практ	Определение производительности бульдозера по мягким породам	2

### Критерии оценивания по текущему контролю (8 семестр)

Практические работы оцениваются в 1,7 – 2 балла, за участие на занятии, выполнение практической работы и за ответы на вопросы в полном объеме. Если студент качественно выполнил практическую работу, то в зависимости от ответов на вопросы ставится 1,4 – 1,6 балла. Если студент отвечает на вопросы не в полном объеме, то в зависимости от выполнения практической работы ставится 1,1 – 1,3 балла.

№	Вид. занятий.	Наименование темы	Кол. час
19.	практ	Расчет производительности конвейрного транспорта	2
20.	практ	Расчет показателей железнодорожного транспорта	2
21.	практ	Расчет величины направляющего подъема при железнодорожном транспорте	2
22.	практ	Расчет технологической производительности и режима работы железнодорожного транспорта	2
23.	практ	Расчет производительности автотранспорта	2
24.	практ	Расчет провозной и пропускной способности автотранспорта	2
25.	практ	Расчет и графическое изображение серпантинности для автотранспорта	2
26.	практ	Расчет параметров экскаваторного отвалообразования	2
27.	практ	Расчет параметров консольного отвалообразования	2
28.	практ	Определение параметров проходки траншеи	2
29.	практ	Определение скорости углубки горных работ на карьере.	2
30.	практ	Определение параметров интенсивности горных работ	2
31.	практ	Определение максимальной высоты рабочей зоны при отработке крутопадающей залежи	2
32.	практ	Определение параметров системы разработки с углубкой карьера.	2
33.	практ	Определение параметров бестранспортной системы разработки	2
34.	практ	Определение параметров транспортной системы разработки	2
35.	практ	Определение параметров транспортно-отвальной системы разработки	2
36.	практ	Определение параметров технологической схемы выемки пород драглайнами	2

## **Критерии оценивания на промежуточном контроле (7 семестр)**

**3.5.1.** Первый промежуточный контроль проводится в письменной форме, в нем требуется ответить на два поставленных вопроса. Работа оценивается до 10 баллов, по 5 баллов за каждый ответ

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится в 4,6-5 балла;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 3,6 – 4,5 балла;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 2,8 – 3,5 балла.

**3.5.2.** Второй промежуточный контроль проводится в письменной форме, в нем требуется ответить на два поставленных вопроса. Работа оценивается до 11 балла, по 5,5 балла за каждый ответ

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится 4,8 – 5,5 балла;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 3,8 – 4,7 балла;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 3 – 3,7 балла.

## **Перечень вопросов к первому промежуточному контролю (7 семестр)**

**Общие сведения о технологии открытой добычи полезных ископаемых.**

Предмет и задачи учебной дисциплины и ее связь со смежными дисциплинами. Сущность и элементы открытых горных разработок. Основные понятия. Терминология. Основные принципы комплексной механизации открытой разработки. Понятие о комплексе горного оборудования.

**Виды и периоды горных работ. Порядок развития открытых горных работ**

Карьерное поле. Основные параметры карьера. Обширные карьерные поля. Вытянутые карьерные поля. Округлые карьерные поля. Схема карьерных полей. Подготовка поверхности. Осушение породного массива. Горно-капитальные работы. Эксплуатационные горные работы. Реконструкция карьерного хозяйства. Вскрышные работы. Добычные работы

**Понятие о режиме и этапах горных работ. Подготовка карьерного поля к разработке**

Соотношение объемов вскрышных и добычных работ. Средний коэффициент вскрыши. Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши. Текущий коэффициент вскрыши. Граничный коэффициент вскрыши. Плановый коэффициент вскрыши. Режим горных работ. Этап разработки. Равномерный. Неравномерный. Естественные препятствия. Искусственные препятствия. Система осушения месторождения. Поверхностный способ осушения.

Подземный способ осушения. Комбинированный способ осушения.

### **Порядок формирования грузопотоков. Виды грузопотоков**

Разнообразие форм залежей. Условия залегания. Поэтапный график режима горных работ. Сводная таблица. График формирования грузопотоков. Поток грузов. Элементарный грузопоток. Выемочный слой. Грузопоток с уступа. Расходящийся грузопоток. Разнородный грузопоток. Сосредоточенный. Рассредоточенный.

### **Вскрытие рабочих горизонтов карьера**

Начальные этапы развития горных работ. Сооружение специальных выработок. Первоначальный фронт. Траншея. Горизонт. Выбор места заложения траншей. Скорость подвигания фронта работ. Вскрывающие горные выработки. Внешние траншеи. Внутренние траншеи. Капитальные траншеи. Разрезные траншеи. Стационарные. Поперечное сечение. Способы вскрытия.

### **Трассы вскрывающих выработок**

Трасса траншеи. План пути. Продольный профиль пути. Трассирование. Положение трассы. Срок службы. Основание для трассирования. Теоретическая длина трассы. Действительная длина трассы. Форма трассы. Смешанная трасса. Схема вскрывающих трасс. Система вскрывающих трасс.

### **Разделение карьерного поля на выемочные слои. Высота и устойчивость уступов.**

Определенный порядок. Выемочные слои. Горизонтальные. Наклонные. Крутые. Число уступов. Важнейший элемент открытой разработки. Высота уступа. Рациональная высота уступов. Аналитический метод. Разработка горизонтальных и пологих залежей. Разработка наклонных и крутопадающих залежей. Устойчивость откосов. Козырьки. Нависи. Группа геологических факторов. Группа гидрогеологических факторов. Группа технологических факторов.

### **Основные понятия о фронте горных работ**

Направление развития. Расположение. Вдоль длинной оси. Вдоль короткой оси. Концентрически. Структура. Однородный фронт. Разнородный. Сложноразнородный. Направление перемещения горной массы. Погрузка горной массы. Число транспортных грузовых выходов. Положение транспортного выхода.

### **Направления перемещения фронта работ. Протяженность и скорость подвигания фронта работ.**

Панель вдоль фронта работ. Блок панели. Часть панели. Рабочие блоки. Выемочные заходки. Продольные. Поперечные. Диагональные. Нормальные. Граница слоя. Длина фронта. Протяженность. Первоначальный фронт уступа. Интенсивность разработки. Скорость подвигания. Годовая производительность экскаватора.

### **Рабочая зона карьера. Подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы**

Разработка нескольких уступов. Рабочий и нерабочий фронт. Предохранительные и транспортные бермы. Рабочая зона. Примеры рабочих зон. Охват бортов карьера. Интенсивные горные работы. Неинтенсивные

горные работы. Сплошная зона. Углубляющаяся рабочая зона. Подготовленные запасы. Вскрытые. Готовые. Текущий. Плановый.

## **Перечень вопросов ко второму промежуточному контролю (7 семестр)**

### **Классификация систем открытых горных работ**

Порядок. Последовательность. Установленный объем и порядок. Зависимые. Полузависимые. Независимые. Сплошные. Углубочные. Углубочно-сплошные. Продольные. Поперечные. Веерные. Кольцевые. Однобортовое. Двухбортовое. Центральное. Периферийное. Рассредоточенное.

### **Общие сведения о комплексной механизации открытых горных работ.**

#### **Принципы комплексной механизации**

Сущность основных процессов. Бурение. Взрывание. Выемка. Транспортирование. Складирование. Начальные и конечные склады. Грузопоток. Элементарный грузопоток. Комплекс горного и транспортного оборудования. Комплектность механизации. Качественное. Количественное. Комплексная механизация. Автоматизация. Разработка горных пород. Комплекс оборудования. Поточная технология. Основные требования, предъявляемые к комплексам оборудования. Число действующих машин и механизмов.

### **Технологическая классификация комплексов оборудования**

Технологический класс. Выемочные. Экскаваторные. Выемочно-отвальные. Экскаваторно-отвальные. Выемочно-транспортно-отвальные. Выемочно-транспортно-разгрузочные.

### **Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки**

Продольная однобортовая. Продольная двухбортовая. Поперечные однобортовые. Веерная центральная. Сплошная кольцевая. Кольцевая центральная. Комплексы ВО и ЭО. Комплексы ВТО и ЭТО. Транспортные коммуникации. Параллельное перемещение.

### **Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.**

Бестраншейное вскрытие. Внешние отдельные траншеи. Внешние групповые траншеи. Внешние общие траншеи. Внутренние траншеи. Траншеи смешанного заложения. Схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей. Схемы вскрывающих трасс внутреннего заложения. Трассы смешанного заложения. Схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс. Системы вскрывающих трасс.

### **Порядок выемки экскаваторно-отвальными технологическими комплексами.**

Применение технологических комплексов. Взаимная расстановка оборудования. Простая перевалка. Кратная перевалка. Коэффициент кратности перевалки. Экономически допустимый коэффициент переэкскавации. Элементы системы разработки на забойной стороне. Элементы системы разработки на отвальной стороне. Ширина заходки. Длина фронта работ.

### **Способы вскрытия и проведение траншей при экскаваторно-отвальном технологическом комплексе.**

Вскрытие одной фланговой капитальной траншеей. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями. Вскрытие одной центральной капитальной траншеей. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями. Вскрытие тремя капитальными траншеями. Бестранспортное проведение траншей. Выемка широкой заходкой. Выемка двумя-тремя заходками. Послойное проведение траншей.

### **Технологические комплексы с консольными отвалообразователями.**

Перемещение породы отвалообразователями. Система разработки. Достоинства технологических комплексов. Непрерывность производства. Схемы экскавации. Установка отвалообразователя на кровле залежи. Установка отвалообразователя на разных горизонтах с экскаватором. Установка отвалообразователя на предотвале. Изменение места стояния.

### **Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.**

Горизонтальная и пологая залежь. Вдоль фронта. Использование комплексов ЭТО и ВТО. Рациональное расстояние перемещения. Конвейер. Протяженность конвейерных линий. Перегрузатель. Забойный конвейер. Передаточный конвейер. Отвальный конвейер. Соединительный конвейер. Магистральный конвейер. Консольный отвалообразователь.

## **Критерии оценивания итогового контроля (7 семестр)**

3.5.1. Во время итогового контроля студенту необходимо в письменной форме ответить на 3 вопроса.

За каждый ответ на письменный вопрос ставится максимум 10 балла;

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится в 8,6–10 баллов;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 7,1–8,5 баллов;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 5,6–7 баллов.

## **Перечень вопросов итогового контроля по дисциплине**

### **“Процессы и технология открытых горных работ” (7 семестр)**

#### **Классификация систем открытых горных работ**

Порядок. Последовательность. Установленный объем и порядок. Зависимые. Полузависимые. Независимые. Сплошные. Углубочные. Углубочно-сплошные. Продольные. Поперечные. Веерные. Кольцевые. Однобортовое. Двухбортовое. Центральное. Периферийное. Рассредоточенное.

#### **Общие сведения о комплексной механизации открытых горных работ. Принципы комплексной механизации**

Сущность основных процессов. Бурение. Взрывание. Выемка. Транспортирование. Складирование. Начальные и конечные склады. Грузопоток. Элементарный грузопоток. Комплекс горного и транспортного оборудования. Комплектность механизации. Качественное. Количественное. Комплексная механизация. Автоматизация. Разработка горных пород. Комплекс оборудования. Поточная технология. Основные требования, предъявляемые к комплексам оборудования. Число действующих машин и механизмов.

#### **Технологическая классификация комплексов оборудования**

Технологический класс. Выемочные. Экскаваторные. Выемочно-отвальные. Экскаваторно-отвальные. Выемочно-транспортно-отвальные. Выемочно-транспортно-разгрузочные.

#### **Продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки**

Продольная однобортовая. Продольная двухбортовая. Поперечные однобортовые. Веерная центральная. Сплошная кольцевая. Кольцевая центральная. Комплексы ВО и ЭО. Комплексы ВТО и ЭТО. Транспортные коммуникации. Параллельное перемещение.

#### **Вскрытие рабочих горизонтов при сплошных системах разработки.**

Бестраншейное вскрытие. Внешние отдельные траншеи. Внешние групповые траншеи. Внешние общие траншеи. Внутренние траншеи. Траншеи смешанного заложения. Схемы вскрывающих трасс для горизонтальных и пологих залежей. Схемы вскрывающих трасс внутреннего заложения. Трассы смешанного заложения. Схемы с параллельным использованием вскрывающих трасс. Системы вскрывающих трасс.

#### **Порядок выемки экскаваторно-отвальными технологическими комплексами.**

Применение технологических комплексов. Взаимная расстановка оборудования. Простая перевалка. Кратная перевалка. Коэффициент кратности перевалки. Экономически допустимый коэффициент переэкскавации. Элементы системы разработки на забойной стороне. Элементы системы разработки на отвальной стороне. Ширина заходки. Длина фронта работ.

#### **Способы вскрытия и проведение траншей при экскаваторно-отвальном технологическом комплексе.**

Вскрытие одной фланговой капитальной траншеей. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями. Вскрытие одной центральной капитальной траншеей. Вскрытие двумя фланговыми капитальными траншеями. Вскрытие тремя капитальными траншеями. Бестранспортное проведение траншей. Выемка широкой заходкой. Выемка двумя-тремя заходками. Послойное проведение траншей.

#### **Технологические комплексы с консольными отвалообразователями.**

Перемещение породы отвалообразователями. Система разработки. Достоинства технологических комплексов. Непрерывность производства. Схемы экскавации. Установка отвалообразователя на кровле залежи. Установка отвалообразователя на разных горизонтах с экскаватором. Установка отвалообразователя на предотвале. Изменение места стояния.

**Транспортные технологические комплексы. Технологические комплексы с конвейерным перемещением горной массы при сплошных системах разработки.**

Горизонтальная и пологая залежь. Вдоль фронта. Использование комплексов ЭТО и ВТО. Рациональное расстояние перемещения. Конвейер. Протяженность конвейерных линий. Перегрузатель. Забойный конвейер. Передаточный конвейер. Отвальный конвейер. Соединительный конвейер. Магистральный конвейер. Консольный отвалообразователь.

### **Критерии оценивания на промежуточном контроле (8 семестр)**

**3.6.1.** Первый промежуточный контроль проводится в письменной форме, в нем требуется ответить на два поставленных вопроса. Работа оценивается до 10 баллов, по 5 баллов за каждый ответ

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится в 4,6-5 балла;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 3,6 – 4,5 балла;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 2,8 – 3,5 балла.

**3.6.2.** Второй промежуточный контроль проводится в письменной форме, в нем требуется ответить на два поставленных вопроса. Работа оценивается до 11 балла, по 5,5 балла за каждый ответ

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится 4,8 – 5,5 балла;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 3,8 – 4,7 балла;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 3 – 3,7 балла.

### **Перечень вопросов к первому промежуточному контролю (8 семестр)**

**Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.**

Автосамосвал. Грузоподъемность. Система разработки. Поперечная. Продольная. Поперечно-продольная. Радиальная. Подвигание отдельных участков. Мощная горизонтальная залежь. Схема вскрытия. Рабочие горизонты. Минимальная ширина вскрышной панели. Послойная отработка крутой залежи. Подвигание фронта работ. Полная глубина.

**Комбинированные технологические комплексы при сплошных системах разработки.**

Параллельная работа. Сочетание комплексов ВО и ЭО. Сочетание комплексов ВТО, ЭТО. Комплексы с различными видами транспорта. Комплексы с гидромеханизированным и механическим оборудованием.

Скреперные и бульдозерные агрегаты. Основные комбинированные технологические комплексы.

### **Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки.**

Форма и строение залежей. Преобладающие типы. Мощность пород. Одновременная разработка. Повышение трудности. Мощность покрывающих пород. Обводненность. Температурный режим. Рельеф поверхности. Форма и размеры карьеров. Условия производства. Объемы горных работ. Обеспечение плановых объемов.

### **Варианты развития горных работ, конструкции и параметры берм при углубочных системах разработки.**

Разработка наклонного и крутого месторождения. Параллельное подвигание фронта. Начальное положение. Угол падения залежи. Продольная двухбортовая. Поперечная однобортовая. Мульдообразная залежь. Веерное развитие горных работ. Транспортные бермы. Предохранительные бермы. Элементы соединительных берм

## **Перечень вопросов ко второму промежуточному контролю (8 семестр)**

### **Вскрытие внешними капитальными траншеями.**

Требуемая пропускная способность трассы вскрывающих выработок. Вскрытие рабочих горизонтов. Глубина заложения внешних траншей. Объем работ. Вскрытие нескольких горизонтов. Глубокое заложение. Высота уступов. Выход залежей под наносы. Простирание. Размеры карьера. Толща покрывающих пород.

### **Простые, тупиковые и петлевые трассы.**

Виды внутренних полутраншей. Съезд. Угол в плане. Простая трасса. Стационарная. Полустационарная. Скользящая. Движение транспортных средств. Участки трассы. Примыкание съездов. Схема съездов. Тупиковые трассы. Длина тупиковых площадок. Одноступенчатые. Многоступенчатые. Путь развития. Петлевые трассы. Полувыемка. Полунасыпь. Центральный угол.

### **Особенности технологии и комплексной механизации при комбинации автомобильного и конвейерного транспорта.**

Перегрузка горной массы через дробильные агрегаты. Применение грохотильных агрегатов. Специальные конвейеры. Комплекс с дроблением. Комплекс с грохочением. Пластинчатые. Колесно-ленточные. Подъемные. Магистральные. Дробильно-обогащительный. Отвал. Вторичная перегрузка. Размещение ПП. Проектные схемы. Передвижные дробильные установки. Звенья механизации.

## **Критерии оценивания итогового контроля (8 семестр)**

3.5.1. Во время итогового контроля студенту необходимо в письменной форме ответить на 3 вопроса.

За каждый ответ на письменный вопрос ставится максимум 10 балла;

- если суть вопросов полностью раскрыта, ответы правильные и точные, а также присутствует творческое мышление, то ставится в 8,6–10 баллов;
- при ответе на вопросы в общем виде, но при неполном обобщении сути вопроса – ставится 7,1–8,5 баллов;
- при попытке ответить правильно на вопросы, но обнаружении некоторых неясностей – ставится 5,6–7 баллов.

### **Перечень вопросов итогового контроля по дисциплине “Процессы и технология открытых горных работ” (8 семестр)**

**Технологические комплексы при перемещении горной массы автотранспортом при сплошных системах разработки.**

Автосамосвал. Грузоподъемность. Система разработки. Поперечная. Продольная. Поперечно-продольная. Радиальная. Подвигание отдельных участков. Мощная горизонтальная залежь. Схема вскрытия. Рабочие горизонты. Минимальная ширина вскрышной панели. Послойная отработка крутой залежи. Подвигание фронта работ. Полная глубина.

**Комбинированные технологические комплексы при сплошных системах разработки.**

Параллельная работа. Сочетание комплексов ВО и ЭО. Сочетание комплексов ВТО, ЭТО. Комплексы с различными видами транспорта. Комплексы с гидромеханизированным и механическим оборудованием. Скреперные и бульдозерные агрегаты. Основные комбинированные технологические комплексы.

**Углубочная система разработки. Условия применения углубочных систем разработки.**

Форма и строение залежей. Преобладающие типы. Мощность пород. Одновременная разработка. Повышение трудности. Мощность покрывающих пород. Обводненность. Температурный режим. Рельеф поверхности. Форма и размеры карьеров. Условия производства. Объемы горных работ. Обеспечение плановых объемов.

**Варианты развития горных работ, конструкции и параметры берм при углубочных системах разработки.**

Разработка наклонного и крутого месторождения. Параллельное подвигание фронта. Начальное положение. Угол падения залежи. Продольная двухбортовая. Поперечная однобортовая. Мульдообразная залежь. Веерное развитие горных работ. Транспортные бермы. Предохранительные бермы. Элементы соединительных берм.

**Вскрытие внешними капитальными траншеями.**

Требуемая пропускная способность трассы вскрывающих выработок. Вскрытие рабочих горизонтов. Глубина заложения внешних траншей. Объем работ. Вскрытие нескольких горизонтов. Глубокое заложение. Высота уступов. Выход залежей под наносы. Простирание. Размеры карьера. Толща покрывающих пород.

### **Простые, тупиковые и петлевые трассы.**

Виды внутренних полутраншей. Съезд. Угол в плане. Простая трасса. Стационарная. Полустационарная. Скользящая. Движение транспортных средств. Участки трассы. Примыкание съездов. Схема съездов. Тупиковые трассы. Длина тупиковых площадок. Одноступенчатые. Многоступенчатые. Путевое развитие. Петлевые трассы. Полувыемка. Полунасыпь. Центральный угол.

### **Особенности технологии и комплексной механизации при комбинации автомобильного и конвейерного транспорта.**

Перегрузка горной массы через дробильные агрегаты. Применение грохотильных агрегатов. Специальные конвейеры. Комплекс с дроблением. Комплекс с грохочением. Пластинчатые. Колесно-ленточные. Подъемные. Магистральные. Дробильно-обогащительный. Отвал. Вторичная перегрузка. Размещение ПП. Проектные схемы. Передвижные дробильные установки. Звенья механизации.

### **Порядок проведения итогового контроля**

Итоговый контроль по данной дисциплине проводится в конце 5, 6 семестра в соответствии с утвержденным графиком.

Итоговая контрольная работа принимается письменно. Каждый вариант состоит из трех вопросов и опорных слов. Вопросы должны соответствовать пройденному материалу. Итоговый контроль оценивается в 30 баллов, по 10 баллов на каждый вопрос.

В начале учебного года перечень вопросов и билеты обновляются преподавателем и утверждаются на заседании кафедры.

После проведения итогового контроля преподаватель обязан в течении двух дней проверить и оценить работу студента, а также поставить их в известность о полученном балле.

