

Б. Р. Ракишев

**ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ И СИСТЕМЫ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ**

*Рекомендовано Республиканским учебно-методическим объединением в качестве
учебника*

Алматы 2012

УДК 622.22 (075)

ББК 33.1 Я 73

Р

Р 19 Ракишев Б.Р. Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки: Учебник. – Алматы, 2012. – ___с.–Ил. 129. Табл. 29. Библиогр. – 17 назв.

ISBN

В учебнике рассмотрены вопросы теории вскрытия карьерных полей и системы открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых. Четко расписаны роль каждого элемента системы освоения месторождения полезных ископаемых и взаимосвязь между ее элементами. Даны определения основных понятий геотехнологии. Обоснованы параметры элементов системы открытой разработки и составляющие рационального развития карьерного пространства, которые отражают новые достижения в области разработки месторождений открытым способом.

Учебник «Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки» написан в соответствии с типовым и рабочим учебными планами для специальности 5В070700-«Горное дело», отвечает всем требованиям Государственного общеобязательного стандарта образования Республики Казахстан, квалификационной характеристике и уровню подготовки специалистов данного профиля. Материал дисциплины «Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки» изложен в логической последовательности изучаемого предмета.

Учебник может быть использован студентами других специальностей, а также инженерно-техническими работниками проектных организаций и горных предприятий.

УДК 622.22 (075)

ББК 33.1 Я 73

Рецензенты:

Н.С.Буктуков, директор ИГД им.Д.А.Кунаева, д-р. техн. наук, проф.

А.Д.Бектыбаев, зав. лаб. ИГД им.Д.А.Кунаева, д-р. техн. наук, проф.

А.Б.Бегалинов, зав. каф. РГПиШС КазНТУ им. К.И.Сатпаева, д-р. техн. наук, проф.

Печатается по плану издания Министерства образования науки Республики Казахстана на 2011 г.

© Б.Р.Ракишев, 2012.

ISBN

© КазНТУ, 2012.

ПРЕДИСЛОВИЕ

В настоящее время более 70% общего объема полезных ископаемых в странах СНГ добывается экономичным, прогрессивным открытым способом. Для дальнейшего совершенствования технологий открытых горных работ и технических решений необходимы новые знания, которые должны формироваться в результате изучения профилирующих дисциплин: «Разрушение горных пород», «Процессы открытых горных работ», «Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки», «Технологические комплексы открытых горных работ»; «Проектирование карьеров». Большое внимание в них должно быть уделено инновационным технологиям обучения студентов.

В учебнике «Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки» на основе системного принципа рассматриваются вопросы вскрытия рабочих горизонтов карьеров как совокупности принципов и технических решений по обеспечению грузовой транспортной связи между забоями и пунктами приема горной массы и систем разработки как совокупности принципов и технических решений о порядке перемещения вскрышных, добычных и подготовительных выработок в карьерном поле от начала их создания до погашения. Излагаются методы установления параметров вскрывающих, подготовительных, вскрышных и добычных выработок, обеспечивающих экономичное, экологичное и эффективное выполнение всех процессов в увязке с принятыми технологиями извлечения горных пород из недр.

Материалы учебника базируются на новых результатах научных работ кафедры открытых горных работ КазНТУ им. К.И.Сатпаева и теоретических положениях работ академика В.В.Ржевского.

Автор выражает глубокую благодарность профессорам, докторам технических наук Н.С. Буктукову, А.Д. Бектыбаеву, А.Б. Бегалинову за ценные замечания в процессе подготовки учебника.

ВВЕДЕНИЕ

Разработка полезных ископаемых начинается с этапа подготовки месторождения к эксплуатации, который состоит из отвода поверхностных вод, удаления естественных и искусственных преград и осушения карьерного поля.

Второй этап разработки (эксплуатации) месторождения заключается во вскрытии месторождения, т.е. обеспечении грузотранспортного доступа от поверхности Земли к различным участкам месторождения посредством проходки капитальных горных выработок, создающих возможность проведения подготовительных выработок. При открытом способе разработки к капитальным выработкам относятся вскрывающие наклонные траншеи, подземные выработки и т.д., а к подготовительным – разрезные траншеи, котлованы.

Третий этап эксплуатации месторождения – разработка полезных ископаемых, т.е. извлечение полезного ископаемого, включая нефть, газ, воды из недр Земли различными способами (открытым, подземным, скважинным, подводным и комбинированным) после вскрытия месторождения. При открытом способе разработки оно осуществляется проведением разрезных траншей (котлованов) из уже пройденных вскрывающих выработок и выемкой полезного ископаемого, включая пустые породы из подготовительных и очистных выработок.

Четвертый этап эксплуатации месторождения – использование выработанного пространства и отходов производства

Учебник посвященной изучению двух основных этапов эксплуатации месторождения твердых полезных ископаемых и состоит из двух разделов «Вскрытие карьерных полей» и «Системы открытой разработки месторождений».

В первом разделе учебника рассмотрены основные понятия и объекты открытой разработки месторождений полезных ископаемых, формирование грузопотоков и их виды, вскрытие рабочих горизонтов карьера, способы проходки вскрывающих траншей.

К основному подразделу «Вскрытие рабочих горизонтов карьера» предшествует изучение порядка развития открытых горных работ, порядка и предпосылок

формирования карьерных грузопотоков. Лишь на основе этих знаний в зависимости от конкретных горно-геологических и технологических условий намечаются способы вскрытия рабочих горизонтов карьера.

Во втором разделе учебника рассмотрены классификации систем открытой разработки месторождений, условия применения систем разработки, основные параметры открытой разработки, рабочая зона карьера и взаимосвязь основных параметров. Уточнены ключевые понятия геотехнологии, на основе системного подхода дано новое определение понятия «система открытой разработки».

Система открытой разработки полезных ископаемых – это совокупность взаимозависимых и взаимосвязанных между собой подготовительных, вскрышных и добычных выработок, проведенных в карьерном поле для извлечения горных пород из недр Земли.

Элементы системы: разрезные траншеи (котлованы), вскрышные и добычные уступы находятся в постоянном движении пока не достигнут своего предельного (или промежуточного) положения, предусмотренного проектом разработки месторождения. Следовательно, и система разработки является подвижным, динамичным объектом карьера.

В предлагаемой формулировке системы открытой разработки полезных ископаемых полностью раскрывается суть изучаемого понятия открытых горных работ, соблюдаются все основные системные принципы: целостности, иерархичности, структурности, взаимозависимости элементов системы.

На основе анализа известных классификаций систем открытой разработки полезных ископаемых, нового определения системы открытой разработки полезных ископаемых и схем перемещения горных выработок в карьерном поле предложена новая классификация систем разработки, в основу которой положен общий характер перемещения подготовительных, вскрышных и добычных выработок в карьерном поле. По этому признаку выделены три системы разработки: сплошная, углубочная, комбинированная и 12 подсистем разработки.

Описаны условия применения систем разработки. Изложен общий подход к определению высоты уступа и других параметров системы разработки.

В качестве основных показателей системы разработки полезных ископаемых приняты: скорость подвигания забоев, скорость подвигания фронта рабочего уступа, скорость углубки горных работ; объем пород в рабочей зоне, количество вскрытых и готовых к выемке запасов; эксплуатационные потери и разубоживание руды.

На совершенно новом подходе выведены формулы для определения скоростей подвигания забоя, перемещения фронта уступа и углубления горных работ. Установлена технологическая связь между скоростями перемещения подготовительных и очистных выработок.

В разделе дано новое определение рабочей зоны карьера. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме часть карьерного поля с течением времени. Рабочая зона ограничена от выработанного пространства рабочим бортом и верхней площадкой первого рабочего уступа шириной, равной ширине заходки по целику, от карьерного поля в направлении развития горных работ текущим контуром, от невскрытых или нерабочих нижних горизонтов плоскостью основания нижнего рабочего уступа, а по флангам – боковыми гранями. Обоснованы параметры рабочей зоны, изучена взаимосвязь между рабочими размерами и мощностью выемочно-погрузочного оборудования и параметрами рабочей зоны. Основные виды потерь и разубоживания взаимосвязаны с горно-геологическими показателями сложноструктурных блоков. Обоснованы показатели сложности строения и отработки разнородных блоков.

Даны новые определения вскрытых, готовых к выемке и долговременных запасов горных пород в рабочей зоне карьера. В рабочей зоне карьера реально существуют лишь вскрытые, готовые к выемке и долговременные запасы горных пород. Обуренные и взорванные породы, появляющиеся при разработке скальных пород, с технологической точки зрения могут быть отнесены к подготовленным запасам. Часть этих запасов находится в составе вскрытых, а часть – в составе готовых к выемке запасов.

Обоснование подсистем разработки предусматривает установление их основных параметров в зависимости от заданных природных и технологических факторов во взаимоувязке с рабочими параметрами и техническими характеристиками

принимаемого комплекса горного и транспортного оборудования. Выбранная подсистема должна обеспечивать для конкретных условий максимально возможную по природным, техническим и экономическим условиям производственную мощность карьера по полезному ископаемому при минимальных затратах на выполнение всех видов основных и вспомогательных работ.

РАЗДЕЛ 1. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОБЪЕКТЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. Основные понятия разработки месторождений полезных ископаемых

К основным понятиям геотехнологии относятся: разработка (эксплуатация) месторождения полезных ископаемых, подготовка месторождения к разработке, вскрытие месторождения, разработка собственно полезных ископаемых. Для адекватного восприятия этих понятий эксплуатацию месторождения полезных ископаемых следует рассматривать как систему, состоящую из четырех элементов: «подготовка месторождения к эксплуатации», «вскрытие месторождения», «разработка полезных ископаемых» и «использование выработанного пространства и отходов производства» (рис.1.1). В целях исключения дублирования в названиях термин «разработка месторождения полезных ископаемых» заменен его иностранным эквивалентом «эксплуатация месторождения полезных ископаемых».



Рис. 1.1. Структура системы «эксплуатация месторождения полезных ископаемых»

Элементы изучаемой системы функционально взаимосвязаны и взаимозависимы. Их суть раскрывают нижеприведенные определения.

Эксплуатация месторождения полезных ископаемых – это освоение месторождения посредством его подготовки к разработке, вскрытия, извлечения горных пород из недр Земли различными способами (открытым, подземным, скважинным, подводным и комбинированным) и использования выработанного

пространства и отходов производства.

Подготовка месторождения к эксплуатации – это выполнение комплекса работ по очистке поверхности от естественных, искусственных преград и осушению карьерного (шахтного) поля.

Вскрытие месторождения – это обеспечение транспортного доступа от поверхности Земли к различным участкам месторождения посредством проходки капитальных горных выработок, создающих возможность проведения подготовительных выработок. При открытом способе разработки к капитальным выработкам относятся вскрывающие наклонные траншеи, подземные выработки и т.д., а к подготовительным – разрезные траншеи, котлованы.

Разработка полезных ископаемых – это извлечение *горных пород* (полезного ископаемого, включая *нефть, газ, воды*) из недр Земли различными способами (открытым, подземным, скважинным, подводным и комбинированным) после вскрытия месторождения. При открытом способе разработки оно осуществляется проведением разрезных траншей (котлованов) из уже пройденных *капитальных* выработок и выемкой полезного ископаемого, включая пустые породы, из подготовительных и очистных выработок.

Открытая разработка полезных ископаемых – это извлечение горных пород из недр Земли некоторой заданной совокупностью подготовительных, вскрышных и добычных выработок, проведенных в карьерном поле.

При открытой разработке полезных ископаемых в достаточном объеме извлекаются и вскрышные породы, как естественно связанные с первыми. Они, в принципе, являются временными отходами горного производства, так как в дальнейшем могут найти применение в других отраслях промышленности. В целом с учетом общности технологических процессов извлечения из недр их можно отнести к полезным ископаемым.

Разработка полезных ископаемых является главным, определяющим элементом системы «эксплуатация месторождения полезных ископаемых», так как она преследует конечную цель производства – получение нужной для общества продукции необходимого количества и качества. Все остальные элементы,

взаимодействуя с упомянутым, обслуживают его.

Извлечение горных пород из недр Земли открытым способом заключается в выемке, перемещении и складировании полезных ископаемых и вскрышных пород в соответствующих техногенных емкостях (складах, отвалах). Соответственно весь комплекс горных работ подразделяется на связанные между собой основные производственные (технологические) процессы: подготовку пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование (перемещение) горной массы, усреднение, стабилизацию качества полезного ископаемого, складирование (отвалообразование) пустых пород и разгрузку или складирование полезного ископаемого. Структура технологических процессов представлена на рис.1.2.

Каждому основному производственному процессу соответствуют вспомогательные работы, которые позволяют планомерно осуществлять основной процесс или облегчают его.



Рис. 1.2 Процессы открытых горных работ

Термин «технология» в общем случае обозначает совокупность приемов и способов получения, обработки или переработки сырья, материалов, полуфабрикатов или изделий, осуществляемых в различных отраслях промышленности. Технология горная – совокупность приемов и способов извлечения горных пород из недр Земли с целью получения из них продукции необходимого количества и качества.

Технологические процессы открытых горных работ (ОГР) изучаются в дисциплине «Технологические комплексы открытых горных работ»

1.2. Типы разрабатываемых месторождений

Объектами открытой разработки являются месторождения полезных ископаемых. Они залегают в весьма разнообразных природных условиях. По отраслевому признаку различают угольные, рудные, урановые, месторождения строительных горных пород, цементного сырья, горно-химического сырья и т.д.

Типы месторождений различаются прежде всего по характерным геометрическим признакам.

1. Залежи полезных ископаемых *по форме* могут быть:

изометрическими – развитыми более или менее одинаково во всех направлениях (массивные залежи, штоки, гнезда и т. п., рис. 1.3, в, з);

плитообразными – вытянутыми преимущественно в двух направлениях при относительно небольшой мощности (пласты и пластообразные залежи, рис. 1.3, а, б, г, ж);

трубообразными и столбообразными – вытянутыми преимущественно в одном направлении;

промежуточными и переходными между указанными формами (линзы, жилы, седловидные залежи, складки, перегибы, тектонически нарушенные свиты пластов) (рис.1.3, а, в).

Форма залежей предопределяет форму карьерных полей.

2. *Рельеф поверхности месторождения* может быть равнинным (рис. 1.3, а), в виде склона возвышенности (рис. 1.3, б), в виде возвышенности (рис. 1.3, в), холмистым (рис. 1.3, г) и, наконец, залежь может находиться под водой. От рельефа поверхности зависит порядок разработки и возможные средства механизации.

3. *В зависимости от положения относительно господствующего уровня поверхности и глубины залегания различают месторождения:*

Поверхностного типа – непосредственно выходящие на поверхность или расположенные под наносами небольшой мощности (до 20-30 м. рис. 1.3. а);

глубинного типа – расположенные значительно ниже господствующего уровня поверхности, мощность толщи пустых пород может составлять от 40 до 250 м

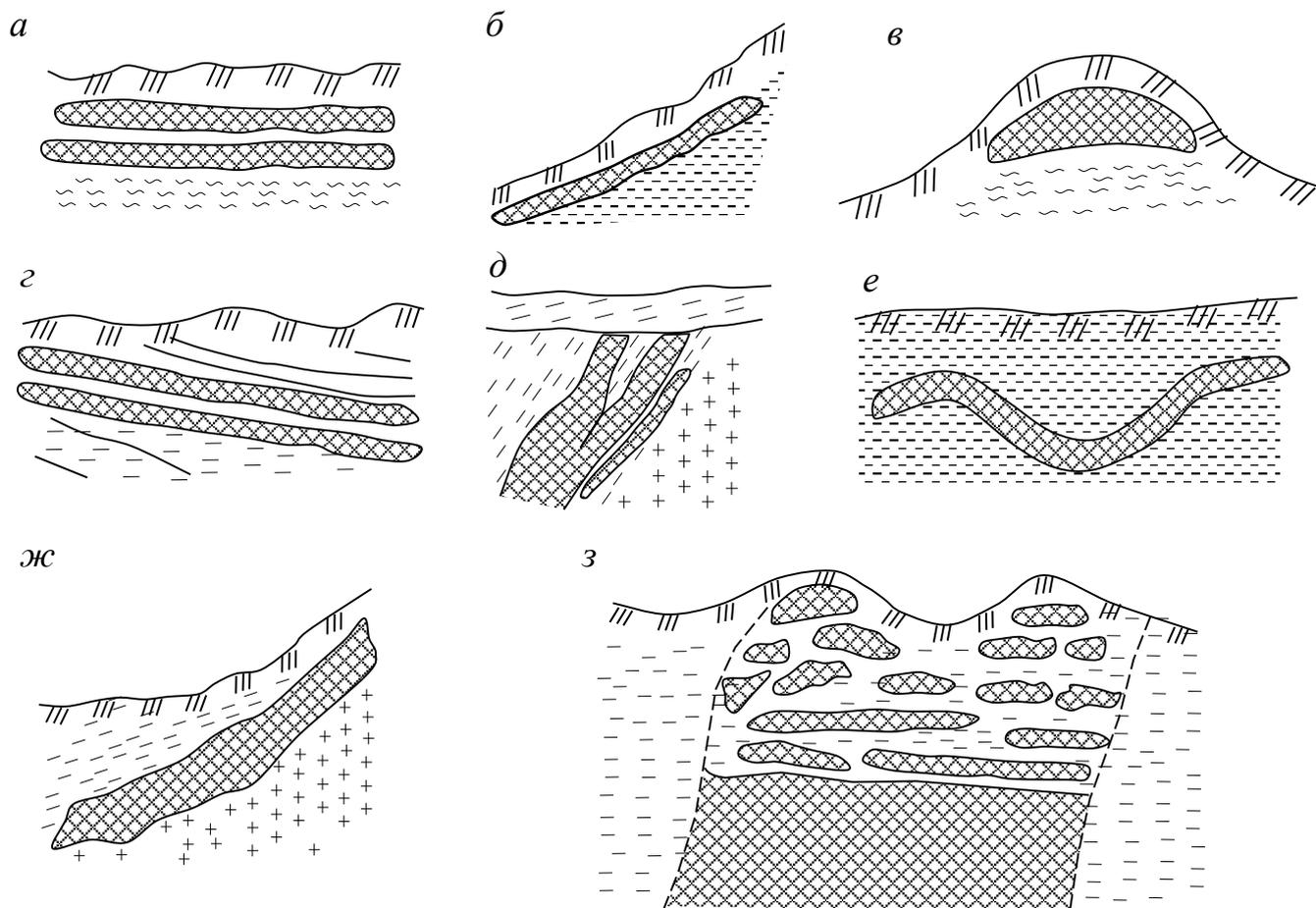


Рис. 1.3. Схемы разрабатываемых месторождений и залежей

(рис.1.3, д, е); такие месторождения могут разрабатываться открытым или подземным способом, что экономически обосновывается;

высотного типа – расположенные выше господствующего уровня поверхности (рис. 1.3, б, в); месторождения могут быть объектами открытых или подземных разработок;

высотно-глубинного типа – частично расположенные выше и ниже господствующей поверхности (рис. 1.3, ж).

4. По углу падения различают залежи:

пологие, характеризующиеся слабонаклонным (до 10-12°) и волнистым залеганием основной части залежи (рис. 1.3, а, г); их частным случаем являются горизонтальные залежи;

наклонные – с углами падения от 10-12 до 25-30° (рис. 1.3, б);

крутонаклонные – с углами падения более 30° (рис. 1.3, ж);

крутые – с углами падения 56-90° (рис. 1.3, д);

5. По мощности залежи разделяются на *весьма маломощные, малой мощности, средней мощности, мощные и весьма мощные*, а по структуре разделяются на:

простые залежи (рис. 1.3, б, ж) с однородным строением, без существенных прослоек и включений; в этом случае все полезные ископаемые залежи вынимают совместно (валовый способ выемки);

сложные залежи (рис. 1.3, а, г), содержащие наряду с кондиционным полезным ископаемым некондиционные его сорта, а также прослойки или включения пустых пород с четко выраженными контактами; в этом случае необходима раздельная (селективная) разработка кондиционного и некондиционного полезного ископаемого и пустых пород;

рассредоточенные залежи (рис. 1.3, з), имеющие сложное строение, при котором кондиционное и некондиционное полезное ископаемое и пустые породы распределяются в толще земной коры без четкой закономерности и выраженных контактов;

6. *Качество полезного ископаемого* в залежи может быть распределено:

равномерно, когда качество полезного ископаемого, соответствующее требованиям потребителя, примерно одинаково в пределах залежи; в этом случае выемка (валовая или раздельная) на разных участках залежи может производиться независимо, без усреднения;

неравномерно, когда распределение качества неодинаково по глубине или в плане залежи; в этом случае необходимо планировать одновременную выемку в разных частях залежи, иметь несколько рабочих выемочных участков и усреднять качество.

7. По преобладающим типам пород месторождения могут быть представлены:

скальными вскрышными породами и полезным ископаемым;

разнородными покрывающими породами и скальными (полускальными) полезным ископаемым и вмещающими породами;

мягкими и плотными покрывающими породами и скальными или полускальными полезным ископаемым и вмещающими породами;

полускальными вскрышными породами и полускальным или весьма плотным полезным ископаемым;

мягкими вскрышными породами и разнородным полезным ископаемым;

Перечисленные факторы оказывают решающее влияние на выбор технических средств, порядок ведения и производства открытых горных работ.

1.3. Виды открытых горных разработок

Основные виды открытых разработок классифицируются по положению залежи относительно дневной поверхности (рис. 1.4).

1. Разработки поверхностного вида. К ним относится большинство разработок россыпей, природных строительных горных пород, значительная часть угольных и небольшая часть рудных разработок при горизонтальных и пологих залежах. Карьеры при этом неглубокие (до 40-60 м) и имеют относительно постоянную глубину. Вскрышные породы и полезные ископаемые разнообразны, чаще мягкие и полускальные.

2. Разработки глубинного вида. К ним относятся большая часть рудных и частично угольные разработки при наклонном и крутом падении залежей. Карьеры в этом случае постепенно углубляются; конечная глубина их может достигать 800 м. В таких карьерах разрабатываются все типы пород.

3. Разработки нагорного вида. К ним в основном относятся открытые разработки различных руд, горно-химического сырья, строительных горных пород и иногда угля. Залежи расположены значительно выше господствующего уровня поверхности; число рабочих уступов и размеры карьеров в плане разнообразны. Полезные ископаемые и вскрышные породы в основном скальные.

4. Разработки нагорно-глубинного вида. К ним относятся открытые разработки различных руд, горно-химического сырья, строительных горных пород и угольные разработки при сложном рельефе поверхности карьерного поля. Полезные ископаемые и вскрышные породы скальные или полускальные, иногда разнородные.

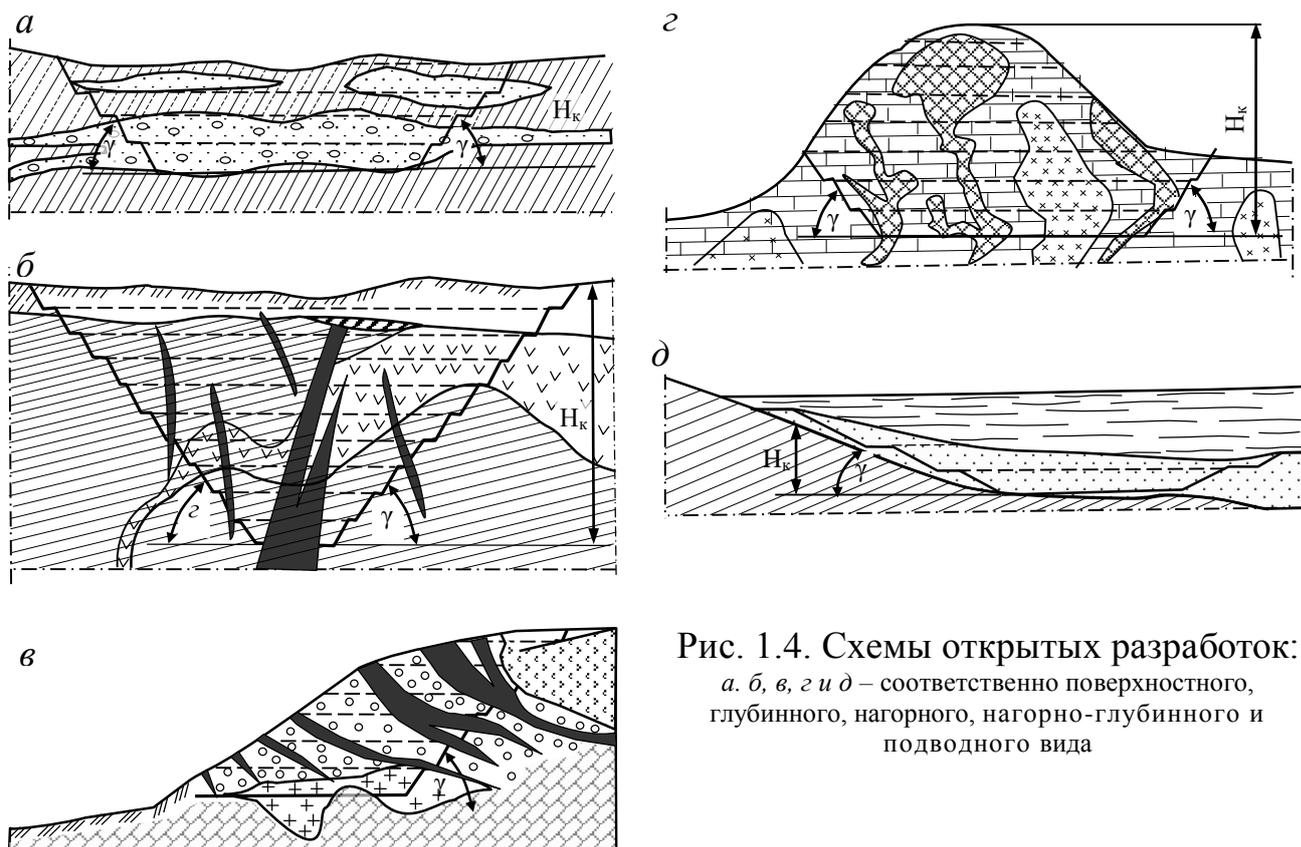


Рис. 1.4. Схемы открытых разработок:
 а, б, в, г и д – соответственно поверхностного,
 глубинного, нагорного, нагорно-глубинного и
 подводного вида

5. *Разработки подводного вида.* Залежи расположены под водой, покрывающие породы обычно имеют относительно небольшую мощность. К данному виду относятся, в частности, разработки в поймах рек и со дна морей и озер. Породы мягкие, плотные, полускальные или разнородные.

Каждый из указанных видов открытых разработок отличается от другого подготовкой месторождения к эксплуатации, порядком его разработки, вскрытием рабочих горизонтов, расположением отвалов и соответственно характером комплексной механизации горных работ.

При разработках первого вида выемка полезного ископаемого осуществляется сразу на полную мощность и вскрышные породы размещаются в выработанном пространстве.

Вскрышные работы и отработка залежи полезного ископаемого при разработках глубинного вида производится послойно в нисходящем порядке. Горную массу, как правило, перемещают вверх, на поверхность, а вскрышные породы складировать во внешние отвалы.

Для открытых разработок нагорного вида характерно перемещение

покрывающих и вмещающих пород и добытого полезного ископаемого с применением транспорта вниз, к месту расположения отвалов и перерабатывающего комплекса.

Разработка месторождений нагорно-глубинного вида имеет характерные черты второго и третьего видов открытых разработок.

Контрольные вопросы:

1. Перечислите элементы системы «эксплуатация месторождения полезных ископаемых».
2. В чем заключается суть подготовки месторождения к эксплуатации?
3. Как вы понимаете понятие «вскрытие месторождения»?
4. Дайте определение понятий «разработка полезных ископаемых», «открытая разработка полезных ископаемых».
5. Перечислите основные технологические процессы открытых горных работ.
6. По каким признакам различаются типы месторождений?
7. На какие типы подразделяются месторождения по форме залежи?
8. Как различаются месторождения в зависимости от положения относительно господствующего уровня поверхности и глубины залегания?
9. Как различаются месторождения по углу падения?
10. Как различаются месторождения по мощности залежи и ее строению?
11. На какие типы подразделяются месторождения по преобладающим породам и качеству полезного ископаемого?
12. Какие встречаются виды открытых горных разработок?

1.4. Виды и размеры карьерных полей

Месторождение или часть его, разрабатываемую одним карьером, называют *карьерным полем*. Карьерное поле является объемной геометрической фигурой, характеризуемой размерами в плане, глубиной и углами откосов бортов; оно входит в состав земельного отвода карьера, в пределах которого размещаются также отвалы,

промышленная площадка и другие производственные сооружения.

Размеры карьерного поля определяют общие объемы горных работ и возможную производственную мощность карьера.

Конечная глубина (H_k) разработок поверхностного вида определяется природными условиями и изменяется незначительно за весь период ведения работ. При разработках глубинного, нагорного и смешанного видов эта глубина устанавливается при проектировании карьера. Современные карьеры имеют глубину от нескольких метров до 600 м. Проектами предусматривается возможность открытой разработки до глубины 800-1000 м.

Размеры дна карьера (l_d и b_d) устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера (рис. 1.5).

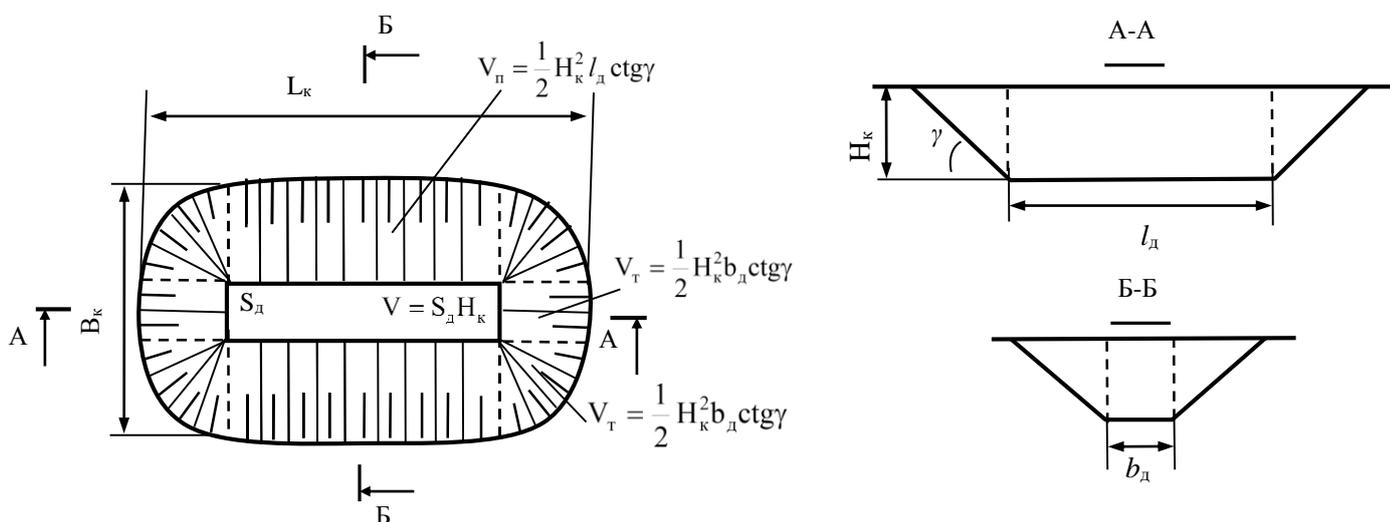


Рис. 1.5. Схема к определению размеров карьерного поля

Минимальные его размеры определяются условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе (по ширине $b_d \geq 30$ м, по длине $l_d \geq 100$ м).

Углы откосов бортов карьера (γ) определяются условиями устойчивости пород прибортового массива, а при устойчивых породах – размещением транспортных коммуникаций – транспортных, предохранительных берм и наклонных траншей. Эти углы стремятся принимать по возможности более крутыми, чтобы уменьшить общий объем вскрышных работ.

Размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности (L_k и B_k , см. рис. 1.5) определяются размерами залежи и дна карьера, глубиной и углами откосов бортов, топографическими и гидрогеологическими условиями. Устанавливают размеры карьера, как правило, графически, иногда, в простых условиях, аналитически. На очень крупных месторождениях L_k и B_k определяются условиями вскрытия рабочих горизонтов и разделением залежей на отдельные карьерные поля.

Параметры карьера должны обеспечивать эффективное использование горного и транспортного оборудования.

При равнинном рельефе объемы пород в продольных $V_{\text{п}}$ и торцовых $V_{\text{т}}$ частях карьера составляют (см. рис. 1.5):

$$V_{\text{п}} = H_k^2 l_{\text{д}} \text{ctg} \gamma_{\text{ср}}, \quad V_{\text{т}} = H_k^2 b_{\text{д}} \text{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_k^3 \text{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \quad (1.1)$$

а карьера в целом:

$$V_k = H_k^2 (l_{\text{д}} + b_{\text{д}}) \text{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_k^3 \text{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \quad (1.2)$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ – усредненный угол откоса бортов карьера, градус;

Длина карьерных полей изменяется от сотен метров до 8-10 км, а ширина в зависимости от типа залежи и вида открытых разработок до 5 км. Угол откоса борта карьера в зависимости от геологических, гидрогеологических условий составляет 32-40°.

По форме и размерам различают обширные, вытянутые и округлые карьерные поля (рис. 1.6).

Обширные карьерные поля, соответствующие в основном поверхностному виду открытых разработок, обычно характеризуются относительно небольшой глубиной (H_k до 100 м) при большой площади карьера в плане (до 10-40 км²) и сравнительно мало отличающихся параметрах L_k и B_k .

Вытянутые карьерные поля имеют большие размеры по простиранию L_k , в несколько раз превышающие размеры вкрест простирания залежи B_k . Такие карьеры

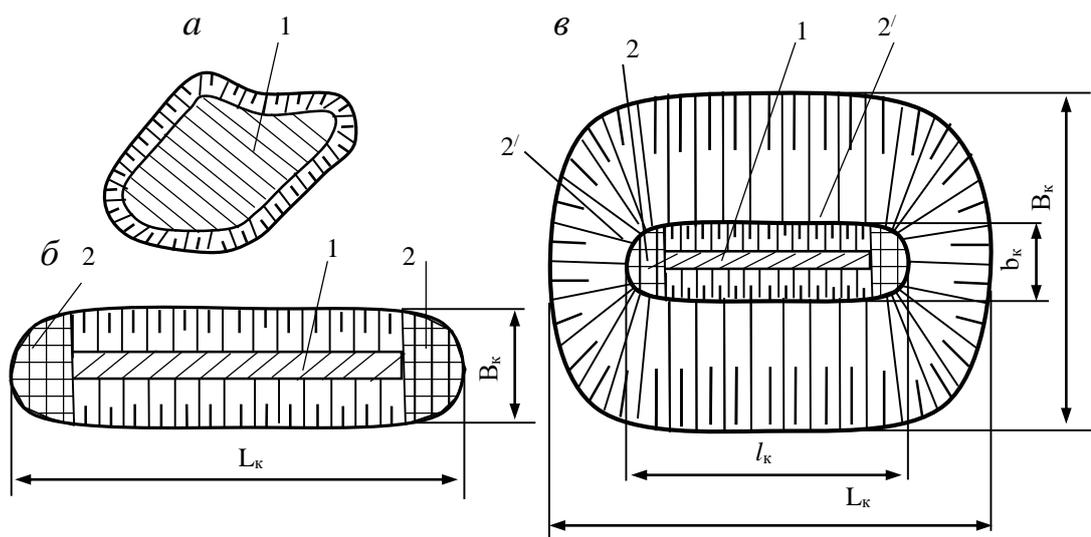


Рис. 1.6. Схемы карьерных полей по форме и размерам:
 а – обширные; б – вытянутые; в – округлые; 1 – дно карьера; 2 и 2' – торцовые части карьера соответственно вытянутой и округлой формы

характерны для глубинного вида открытых разработок при H_k до 150-200 м и при поверхностном виде разработок узких вытянутых залежей.

Округлые карьерные поля характерны при любой глубине разработки штокообразных залежей и большой глубине (200-800 м) разработки залежей любой формы в плане; разнос уступов по периметру карьера такой глубины предопределяет округленную или овальную форму поля в плане независимо от формы дна карьера; обычно оно также имеет овальную форму. Подразделение карьерных полей по форме в плане на вытянутые и округлые принимается в зависимости от соотношения объемов карьера в целом V_k и его торцовых частей V_T : карьерные поля относятся к вытянутым, если V_T составляет не более $(0,15 \div 0,20) V_k$, $L_k : B_k \geq 4 : 1$.

В процессе разработки у карьеров поверхностного вида изменяются размеры в плане, а у карьеров глубинного вида — одновременно глубина и размеры в плане; при этом обычно ширина карьера увеличивается быстрее его длины, отношение $L_k : B_k$ уменьшается и карьерное поле постепенно становится округлым даже при разработке пластообразных залежей.

По соотношению размеров карьерных полей и месторождения и последовательности вовлечения последнего в разработку различают следующие виды карьерных полей.

Карьерное поле охватывает все месторождение (рис. 1.7, а); размеры и форма поля в плане определяются размерами и формой залежи, а также условиями разноса бортов.

Карьерное поле охватывает только часть месторождения, отведенную для первоочередной разработки (рис. 1.7, б); размеры поля определяются производственной мощностью карьера и сроком его существования.

Карьерное поле входит в систему (группу) одновременно эксплуатируемых полей, на которые разделено данное месторождение (рис. 1.7, в).

Карьерное поле состоит из отдельных, независимых по горным работам участков (рис. 1.7, г).

Виды карьерных полей по их размерам в плане, конечной глубине или высоте рабочей зоны (на косягорах) приведены в табл. 1.1

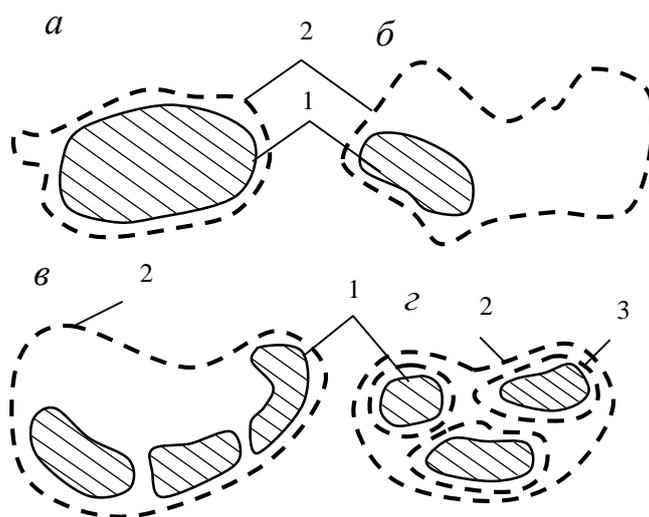


Рис. 1.7. Схемы карьерных полей:
1 – контур залежи или отдельного карьерного поля; 2 – контур карьерного поля (месторождения); 3 – контур забалансовых запасов

Таблица 1.1.

Виды карьерных полей

Размеры карьерных полей	Вид открытых разработок	Площадь карьера в плане, км ²	Глубина карьера, м	Общий объем горной массы, млн.м ³	Срок существования карьера, лет
Весьма малые	Поверхностный	До 0,4	До 20	До 10	До 10
	Нагорный	До 0,3	До 40		
Малые	Поверхностный	0,4-2,0	До 40	10-100	10-25
	Нагорный и глубинный	0,3-1,5	40-100		
Средние	Поверхностный	2,5-6,0	До 60	100-500	25-30
	Нагорный и глубинный	1,5-5,0	100-200		
Большие	Поверхностный	4-20	До 80	500-2000	30-60
	Нагорный и глубинный	4-12	100-250		
Весьма большие	Поверхностный	10-40	До 120	2000-10000	60-100
	Глубинный	10-30	200-800		

1.5. Подготовка карьерного поля к эксплуатации

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, дамб обвалования. 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.

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 $i=2-3\%$.

При разработке месторождений с несложными гидрогеологическими условиями проводят дренажные траншеи и создают систему карьерного водоотлива. При таком поверхностном способе осушения дренажной 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 м³/ч;

месторождения, сложенные мягкими и песчаными неустойчивыми породами с локальным водонасыщением и притоком подземных вод в карьер до 100 м³/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, исключая 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, исключая 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 тоже время избежать преждевременного строительства дорогих водопонизительных сооружений.

1.6. Виды и периоды горных работ

Подготовка месторождения к эксплуатации, выполненная полностью или частично,

позволяет 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.

После сдачи карьера в эксплуатацию с неполной проектной мощностью продолжают выполняться горно-капитальные работы на очередных участках карьерного поля. После ввода их в эксплуатацию поэтапно наращивается производственная мощность карьера до проектного уровня. Период от сдачи карьера в эксплуатацию до достижения им проектной мощности часто называют *периодом освоения проектной мощности* карьера.

Период от момента достижения проектной мощности карьера до начала ее снижения, в течение которого осуществляется систематическое производство вскрышных и добычных работ в строгом соответствии с проектом, называется эксплуатационным периодом.

Эксплуатационные горные работы подразделяются на:

- *вскрышные работы*, заключающиеся в выемке и перемещении в отвалы пустых пород и некондиционных полезных ископаемых;

- *добычные работы*, заключающиеся в выемке и доставке добытого полезного ископаемого на склады или к потребителю.

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.

Величина объемов вскрывных и добычных работ в строительный и эксплуатационный периоды зависит от выбранного места начала производства работ в карьерном поле, направления и интенсивности их дальнейшего развития.

Контрольные вопросы:

1. Что называется карьерным полем?
2. Как различаются карьерные поля по форме и размерам?
3. Какими факторами определяются основные размеры карьера?
4. Как осуществляется подготовка карьерного поля к эксплуатации?
5. На какие элементы подразделяется система осушения карьерного поля?
6. Назовите периоды горных работ.
7. Охарактеризуйте понятия и особенности горно-капитальных и эксплуатационных работ.

1.7. Порядок развития открытых горных работ

Порядок развития открытых горных работ не может устанавливаться произвольно. Он зависит от множества факторов: 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; от размеров карьерного поля по глубине, по дну и поверхности, углов откоса предельных бортов карьера, а также от общих запасов вскрыши и полезного ископаемого в его контурах; от мест расположения потребителей полезных ископаемых, отвалов, хвостохранилищ.

Примеры схем развития горных работ в плане и профиле представлены на рис. 1.8. 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.

В период эксплуатации горные работы преимущественно развивают так, чтобы следовать за залежью для максимального извлечения полезных ископаемых при возможно минимальных затратах труда и средств на вскрышные работы. Соотношением текущих объемов вскрышных и добычных работ в этот период определяются не только эксплуатационные затраты, но и такой важный параметр, как производственная мощность карьера по горной массе. В результате изменения годовых объемов вскрышных работ по отдельным периодам из-за непостоянства

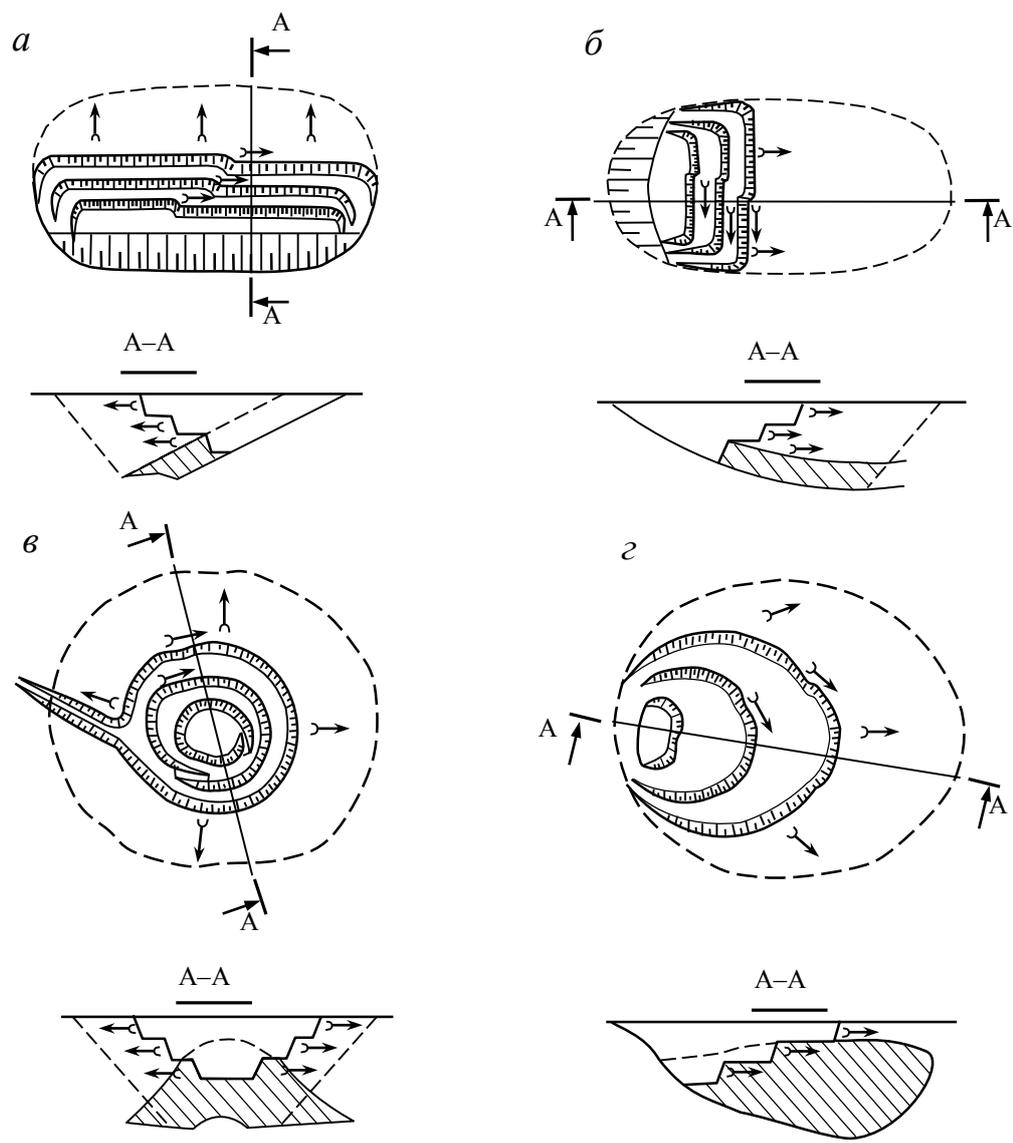


Рис. 1.8. Примеры схем развития рабочей зоны карьера в плане и в глубину:
а, б, в и г – фронт работ расположен соответственно вдоль длинной оси карьера, вдоль короткой оси, концентрической и по эллипсу

мощности вскрыши и залежи полезного ископаемого, условий его залегания, наличия разнообразных геологических нарушений, неравномерного содержания полезных компонентов в залежи производительность карьера по полезному ископаемому может колебаться в определенных пределах.

Вместе с тем предприятия рассчитаны на определенную производственную мощность и потребители полезного ископаемого должны получать строго определенные объемы полезного ископаемого установленного качества. В связи с этим параметры рабочей зоны и показатели интенсивности ее развития должны соответствовать принятой подсистеме разработки, а также удовлетворять требованиям соблюдения известных

закономерностей: соразмерного подвигания смежных уступов, правильного соотношения перемещения скоростей развития зоны в плане и в глубину и др.

1.8. Виды соотношений между объемами вскрышных пород и полезного ископаемого

Добыча полезного ископаемого открытым способом неизбежно сопровождается одновременным удалением покрывающих и вмещающих пустых пород. В этой связи итоговый экономический показатель работы предприятия – себестоимость полезного ископаемого при открытой разработке (c_o) сильно зависит от объема удаляемых пустых пород, приходящегося на единицу его объема, и выражается зависимостью:

$$c_o = c_d + k \cdot c_b, \quad (1.3)$$

где c_d – непосредственные затраты на добычу 1 м³ полезного ископаемого, тг/м³; c_b – затраты на удаление 1 м³ пустых пород, тг/м³; k – количество пород (м³), приходящееся на 1 м³ добытого полезного ископаемого.

Показатель k , именуемый *коэффициентом вскрыши*, представляет количество вскрышных пород, исчисляемое на единицу полезного ископаемого и характеризует эффективность работы карьера в целом и по периодам деятельности карьера. Он используется для оценки пригодности месторождения к разработке открытым способом, определения экономически целесообразной глубины открытых работ, а также для планирования горных работ, расчета требуемого количества горнотранспортного оборудования на период эксплуатации и т.д.

Коэффициент вскрыши носит название *весового*, если вскрышные породы и полезное ископаемое измеряются в тоннах (т/т), и *объемного*, если они измеряются в кубических метрах (м³/м³). Коэффициент вскрыши измеряют также отношением объема вскрышных пород к 1 т полезного ископаемого (м³/т).

В производственной деятельности, исследованиях и проектировании находят применение все три вида измерений коэффициента вскрыши.

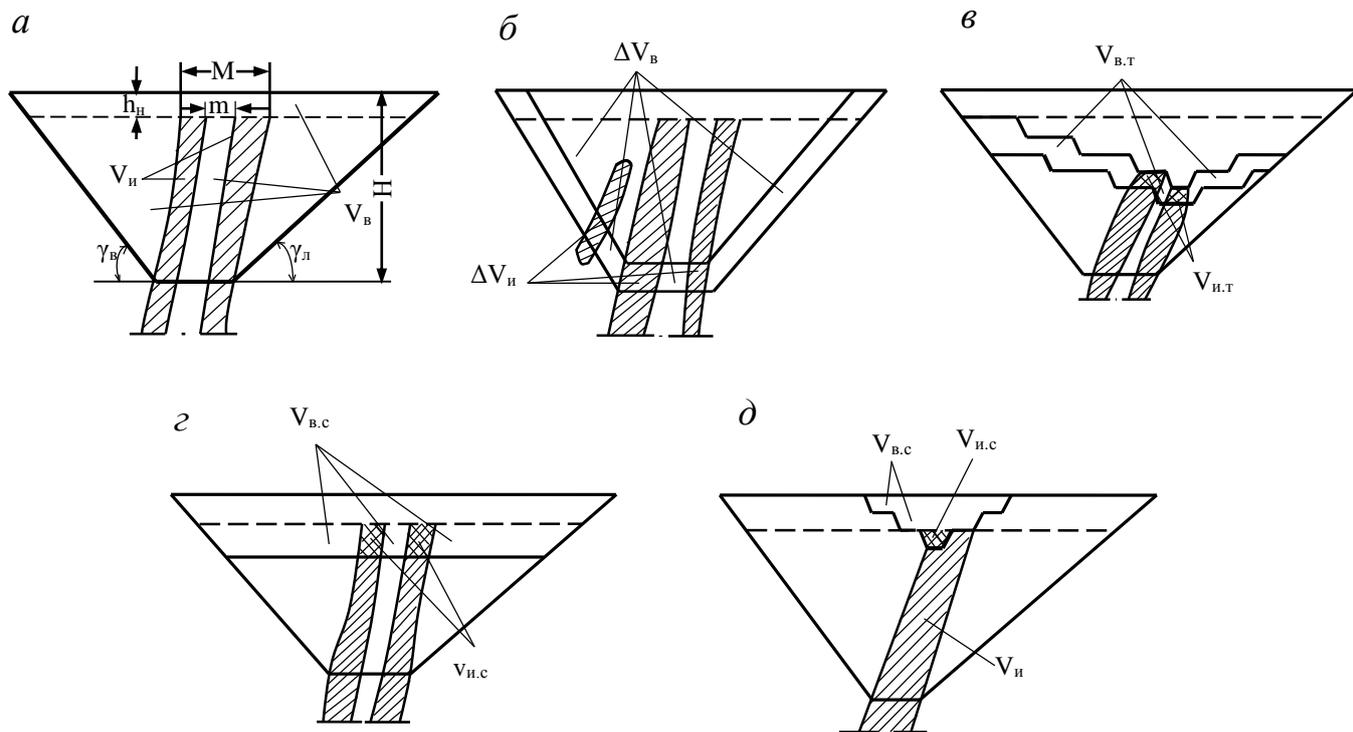


Рис. 1.9. Схема к расчету коэффициента вскрыши:

a – среднего; *б* – контурного; *в* – текущего; *г* – слоевого; *д* – эксплуатационного и первоначального

Различают следующие виды коэффициентов вскрыши: граничный, средний, средне эксплуатационный, текущий, контурный, слоевой, первоначальный и плановый (см. рис. 1.9).

Граничный коэффициент вскрыши $k_{гр}$ — максимально допустимый по условию экономичности открытых разработок коэффициент вскрыши. По величине он соответствует объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономичности открытых горных работ. Граничный коэффициент вскрыши называют еще предельным, допустимым, экономически допустимым и иногда критическим, экономическим, расчетным и т.п.

Он определяется по формуле:

$$k_{гр} = \frac{c_{г} - c_{д}}{c_{в}}, \quad (1.4)$$

где $c_{г}$ — экономически допустимые затраты на добычу на 1 м^3 полезного ископаемого, $\text{тг}/\text{м}^3$.

За такой показатель обычно принимают затраты на добычу 1 м³ полезного ископаемого подземным способом $c_{п}$.

По величине граничного коэффициента вскрыши $k_{гр}$ устанавливают границы открытых горных работ. Наибольшее распространенное в мировой практике проектирования карьеров получил метод определения конечных границ карьеров, основанный на сравнении граничного и контурного коэффициентов вскрыши

Средний коэффициент вскрыши $k_{в.к}$ отношение объема вскрышных пород $V_{в.к}$ в конечных контурах карьера или его участка к объему полезного ископаемого $V_{и.к}$ в этих же контурах или на этом же участке (см. рис. 1.9, а),

$$k_{в.к} = V_{в.к} / V_{и.к} . \quad (1.5)$$

Если значения $V_{в.к}$ и $V_{и.к}$ получены по материалам геолого-разведочных работ, то $k_{в.к}$ называют геологическим, т.е. $k_{ср}$.

В проектной практике рассчитывают действительные значения $V_{в.к}$ в конечных контурах карьера и $V_{и.к}$ за вычетом потерь. В этом случае $k_{ср}$ называют также промышленным.

Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши $k_{ср.э}$ – 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:

$$k_{ср.э} = (V_{в.к} - V_{в.с}) / (V_{и.к} - V_{и.с}) . \quad (1.6)$$

Он служит для планирования горных работ и расчетов требуемого количества горного и транспортного оборудования на период эксплуатации.

Текущий коэффициент вскрыши $k_{т}$ – 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, (см. рис. 1.9, в) определяется из выражения:

$$k_{т} = V_{в.т} / V_{и.т} . \quad (1.7)$$

Он характеризует принятый порядок развития горных работ за период работы предприятия.

Контурный коэффициент вскрыши k_k – отношение объема вскрышных пород ΔV_v , прирезаемых к карьеру при увеличении глубины его в процессе проектирования на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого $\Delta V_{и}$ в этом слое (уступе), (см. рис. 1,9, б) устанавливается по формуле:

$$k_k = \Delta V_v / \Delta V_{и} . \quad (1.8)$$

При проектировании или исследовании контуры карьера расширяются обычно слоями, равными или кратными высоте уступа. В связи с этим контурный коэффициент вскрыши часто называют пригоризонтным и иногда слоевым, горизонтальным. В проектной практике нередко пользуются линейными показателями контурного коэффициента вскрыши, определяемыми на каждом геологическом разрезе. В этом случае контурный коэффициент вскрыши называют линейным контурным.

Для наклонных и крутых залежей увеличение глубины карьера вызывает расширение его контуров по всем бортам (рис. 1.9, б); для горизонтальных и пологих залежей объемы ΔV_v и $\Delta V_{и}$ прирезаются за счет увеличения размеров карьера в плане или только по отдельным бортам.

Слоевой коэффициент вскрыши $k_{сл}$ – отношение объема вскрышных пород $V_{в.сл}$ в границах горизонтального слоя карьера к объему полезного ископаемого $V_{и.сл}$ в этом же слое (см. рис. 1.9, г) определяется по формуле:

$$k_{сл} = V_{в.сл} / V_{и.сл} . \quad (1.9)$$

Первоначальный коэффициент вскрыши $k_{п.с}$ – отношение объема вскрышных пород $V_{в.с}$, вынимаемых за период строительства карьера, к общему объему извлекаемого полезного ископаемого $V_{и.с}$ за тот же период (см. рис 1.9, д) определяется из выражения:

$$k_{п.с} = V_{в.с} / V_{и.с} . \quad (1.10)$$

Плановый коэффициент вскрыши $k_{пл}$ используется при текущем планировании объемов вскрышных работ и производственной себестоимости полезного ископаемого c_T (тг/м³), когда в процессе производства открытых горных работ погашаются затраты на вскрышные работы:

$$c_T = c_{и.т} + k_{пл} c_{в.т}. \quad (1.11)$$

где $c_{и.т}$ – текущая себестоимость добычи единицы полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышные работы), тг/м³; $c_{в.т}$ – текущая себестоимость единицы вскрышных работ, тг/м³.

Плановый коэффициент вскрыши называют иногда стоимостным. При выполнении запланированных объемов горных работ значения планового коэффициента вскрыши совпадают с значениями текущего коэффициента вскрыши.

1.9. Режим открытых горных работ

Для выбора того или иного порядка развития рабочей зоны с учетом указанных факторов и обоснования его оптимальности при перспективном планировании горных работ в любом случае требуется проведение горно-геометрического анализа карьерного поля. Его результаты принимаются за основу при выборе режима горных работ на карьере.

Карьер с конечным или промежуточным положением его бортов может быть представлен как некоторый объем, заключенный между двумя топографическими поверхностями (рис. 1.10). Одна из этих поверхностей есть действительная топографическая поверхность участка земной поверхности, относящегося к карьерному полю. Другая поверхность возникает и перемещается в пространстве земной коры в результате производства открытых горных работ. Размер и положение этой поверхности меняются по мере ведения горных работ.

Изменение объема карьера с течением времени происходит в связи с увеличением его глубины (по оси z), а также расширением контуров в плане (по направлениям x и

у) при разносе бортов. Функция извлекаемого объема горной массы обязательно непрерывна, а функции объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, как слагаемые функции горной массы, также непрерывны, но могут быть и прерывными. Характер их изменения по мере развития рабочей зоны карьера в конкретных условиях выявляется в результате горно-геометрического анализа карьерного поля.

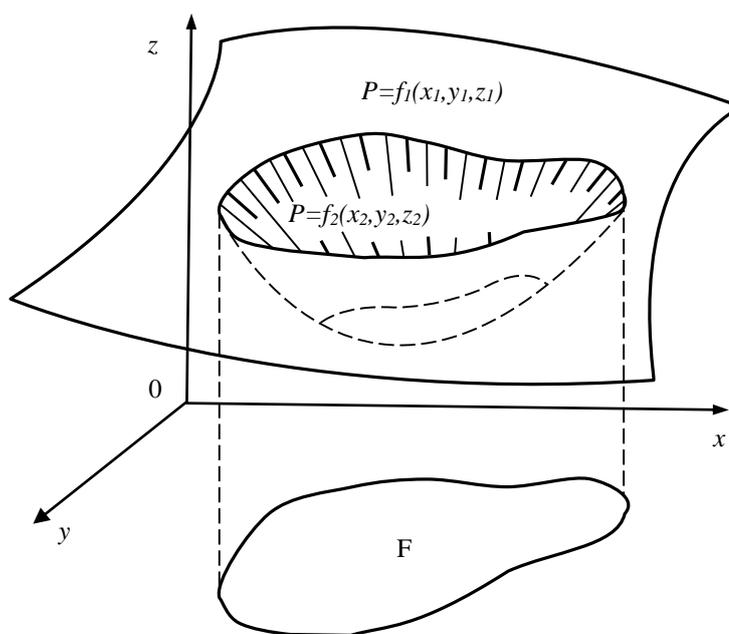


Рис. 1.10. Схематическое изображение объема карьера между двумя топографическими поверхностями

Аналитическое выражение функций изменения объемов можно найти только для простейших условий залегания. При залежах неправильной формы и сложном рельефе поверхности (отличном от равнины) величину объемов добычи полезного ископаемого и удаления вскрышных пород можно определить только графическими способами.

Для этого на чертежах, изображающих залежь и породы в карьерном поле, наносятся промежуточные положения горных работ (этапов) с учетом указанных выше факторов и в установленных таким образом контурах для каждого из них определяются значения функций объемов. Число этапов в зависимости от степени сложности исследуемого карьерного поля должно быть достаточным для обеспечения необходимой точности графического отображения функций.

На графиках, изображающих функции объемов, в качестве независимой переменной по оси z может приниматься возрастающая глубина карьера для наклонных залежей или подвигание фронта работ (по оси x или y) для горизонтальных и пологих залежей. По полученным данным графиков поэтапного изменения объемов вскрышных пород и объемов добываемых полезных ископаемых определяются значения текущего коэффициента вскрыши и отстраивается график его изменения по мере развития рабочего карьерного пространства.

По указанным функциям с учетом затрат на единицу объема вскрышных и добычных работ представляется возможным построить функции расходов средств, прибыли и т. п. по мере разработки месторождения для оценки различных вариантов развития рабочей зоны, в том числе, для установления *режима горных работ*.

Понятие о *режиме горных работ* введено акад. В.В.Ржевским. Под *режимом горных работ* понимается установленная проектом последовательность выполнения объемов вскрышных и добычных работ во времени и в пространстве, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за срок существования карьера. Режим горных работ оценивается по графику изменения объемов добычи и вскрышных работ по годам за весь период существования карьера (рис. 1.11).

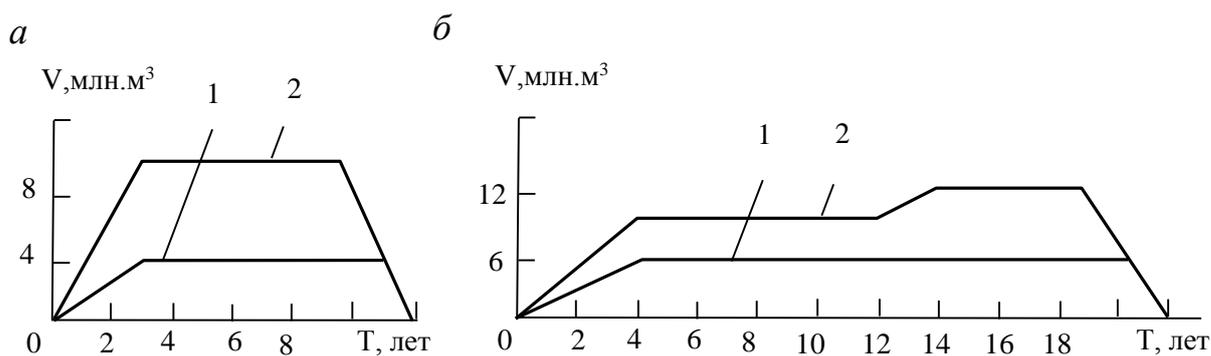


Рис. 1.11. Графики изменения объема V добычи (1) и вскрыши (2) по годам T :
 а и б – соответственно при продолжительности существования карьера в течение 10 и 20 лет

Режим горных работ считается установленным, если известны: начальное положение горных работ, главное направление их дальнейшего развития, календарное распределение объемов вскрышных и добычных работ, а также качество добываемого полезного ископаемого по годам существования карьера.

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. 1.11, а); 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. 1.11, б).

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 среднеэксплуатационному. Во втором случае получается ступенчато возрастающий по этапам график режима горных работ (см. рис. 1.11, б). Продолжительность каждого этапа увязывают со сроками амортизации основного оборудования; переход от этапа к этапу (рис. 1.12) обычно приурочивают к периоду, когда становится необходимой реконструкция карьера и замена физически и морально устаревшего горного и транспортного оборудования.

Поддержание равномерных объемов вскрышных работ на каждом этапе способствует устойчивой экономической деятельности предприятия. Неравномерный режим горных работ внутри этапа приводит в отдельные годы к выполнению «пиковых» объемов вскрышных работ. При этом ухудшаются экономические показатели разработки, так как на сравнительно короткий период возникает необходимость увеличения числа горного и транспортного оборудования, энергомощностей, штатов рабочих и служащих, а также дополнительного строительства вспомогательных цехов и бытовых сооружений.

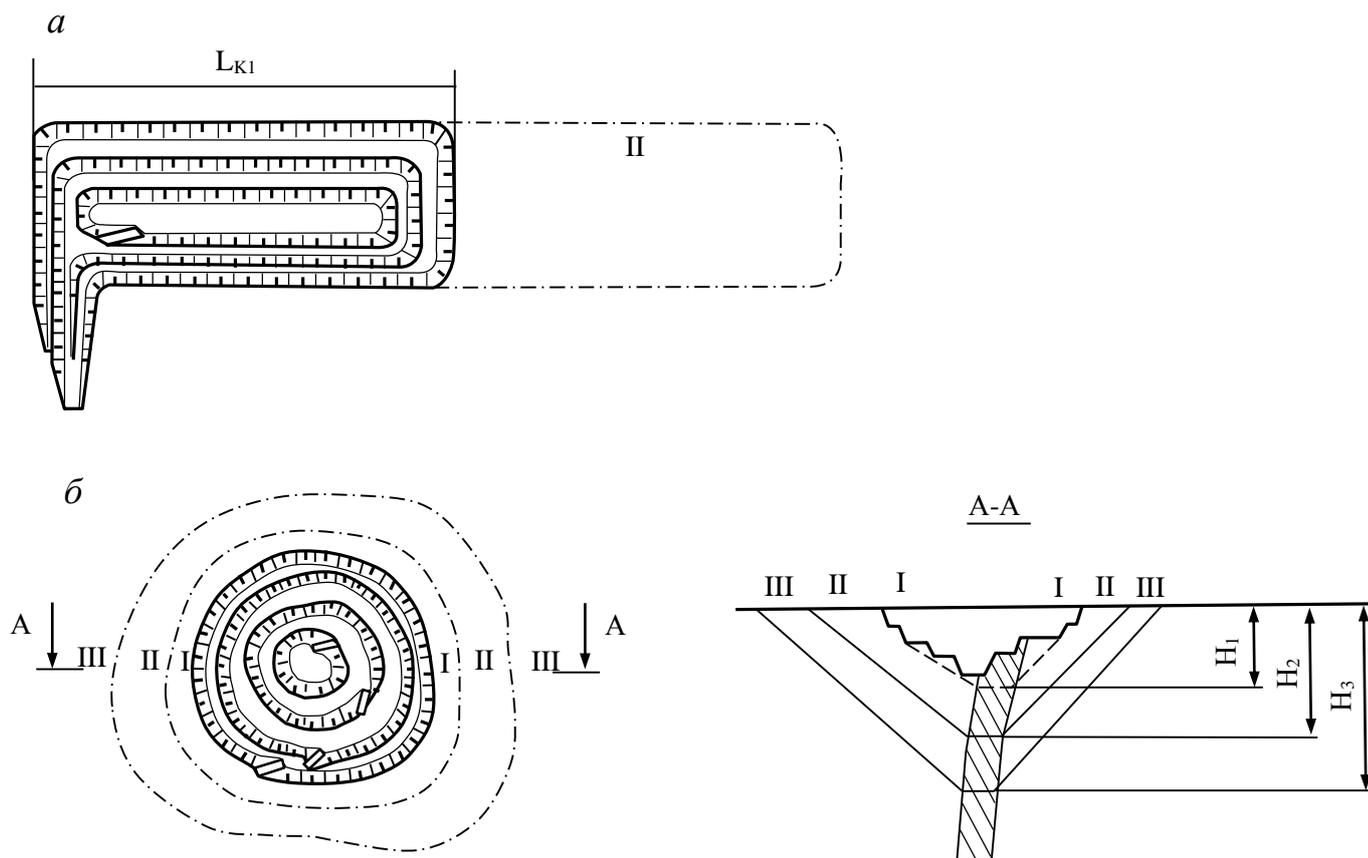


Рис. 1.12. Схемы этапных контуров развития карьера:
a и *б* – на карьерах соответственно вытянутой и округлой формы

Особенно остро ощущаются недостатки неравномерного режима работ на карьерах с относительно коротким сроком существования и при сооружении их в недостаточно освоенных районах страны.

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. 1.12). Установление таких поэтапных контуров, а внутри них годовых контуров (положения горных работ) по каждому уступу и является задачей установления рационального режима горных работ.

Контрольные вопросы:

1. Назовите факторы, влияющие на выбор порядка развития открытых горных работ.
2. Чем оценивается соотношение объемов вскрышных пород и полезного ископаемого?
3. Как определяется и что характеризует средний коэффициент вскрыши?
4. Как определяется и что характеризует средне эксплуатационный коэффициент вскрыши?
5. Как определяется и что характеризует текущий коэффициент вскрыши?
6. Как определяется и что характеризует граничный коэффициент вскрыши?
7. Как определяется и что характеризует слоевой коэффициент вскрыши?
8. Что понимается под режимом горных работ?
9. Какой график режима горных работ можно признать рациональным?

2. ФОРМИРОВАНИЕ ГРУЗОПОТОКОВ И ИХ ВИДЫ

2.1. Порядок формирования карьерных грузопотоков

Расходы на транспортировку горной массы из карьера, как правило, имеют наибольший удельный вес в общей смете затрат на добычу полезного ископаемого. Эффективность процесса перемещения горной массы достигается организацией устойчиво действующих грузопотоков полезных ископаемых и вскрышных пород, применительно к которым решаются вопросы вскрытия рабочих горизонтов карьерного поля, а также выбора мощностей используемых транспортных средств.

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.

Формирование карьерных грузопотоков базируется на данных графиков горно-геометрического анализа конкретного карьерного поля и режима горных работ. При построении поэтапного графика режима горных работ необходимо предусматривать минимальные сроки начала добычи полезного ископаемого и целесообразное отнесение на более поздние периоды выемки и перемещении 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.

Таким образом, для формирования грузопотоков на основании результатов горно-геологического анализа данных конкретного месторождения составляется сводная таблица поступления с каждого горизонта объемов различных грузов для: каждого этапа развития и для каждого рабочего борта карьера.

На основании данных такой 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, на которых по оси ординат откладываются годы существования карьера.

Такое построение 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 рассматриваемого месторождения 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.

2.2. Горно-геометрический анализ модельного карьерного поля

Динамика рабочей зоны карьера оказывает сильное влияние на распределение затрат и прибылей во времени. Поэтому при проектировании необходимо, прежде всего, провести горно-геометрический анализ карьерного поля с целью установления оптимального варианта формирования рабочей зоны карьера и распределения объемов полезного ископаемого и вскрыши за время разработки месторождения. Результаты горно-геометрического анализа служат основой для составления календарных графиков разработки месторождения и формирования грузопотоков карьера.

Ниже для примера приведен горно-геометрический анализ модельного карьера. Разрабатываемые и поставленные на учет месторождения цветных металлов Казахстана представлены обычно двумя, тремя и четырьмя рудными залежами, более или менее выдержанными по простиранию. Залежи имеют переменную мощность с разными углами падения, нет четких видимых контактов между рудными и безрудными участками, а также между разными видами руд. Протяженность залежей составляет 1000-4000 м, а их суммарная горизонтальная мощность с учетом породных прослоев достигает 500-700 м. Все месторождения руд цветных металлов сложены скальными породами.

На основе приведенных данных в качестве базового многокомпонентного месторождения полезных ископаемых можно принять модель, представляющую усредненный образ месторождений руд цветных металлов Казахстана со следующими горно-геологическими параметрами: рельеф местности слабохолмистый, месторождение представлено тремя отдельными рудными залежами протяженностью 2000 м, средней суммарной горизонтальной мощностью в контуре карьера 70-90 м, содержание полезных компонентов в залежах различное.

Вмещающие породы и руды по своим физико-механическим и физико-техническим свойствам не отличаются друг от друга и имеют среднюю плотность $2,7 \text{ т/м}^3$. Коэффициент их крепости по М.М. Протодяконову лежит в пределах 10-18.

Модельное месторождение слабообводненное, обрабатывается открытым способом. Предельная глубина карьера 240 м, длина дна карьера по простиранию 2000 м, ширина дна – 80 м, высота уступа – 15 м, угол его откоса – 65° и угол погашения бортов карьера – 42° (рис.2.1).

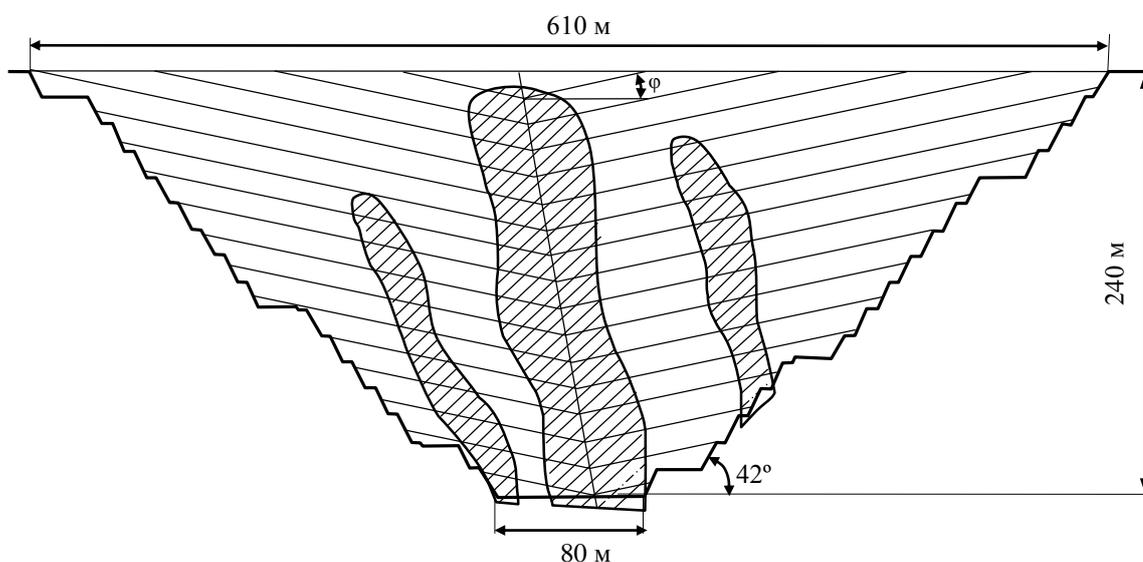


Рис. 2.1. Разрез модельного карьера при ширине рабочей площадки 62 м ($\phi=13^\circ$).

Исходным материалом для горно-геометрического анализа служат поперечные геологические сечения, на которые наносятся контуры рудных тел карьера и линии горизонтов. Развитие горных работ характеризуется направлением перемещении уступов, определяемым местом точек срединной линии дна углубляющейся разрезной траншеи. При этом линии рабочих бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков проводятся от центра разрезной траншеи на каждом горизонте под соответствующими углами.

Подсчет площадей (м^2) горной массы, вскрыши и полезного ископаемого на разрезах в пределах каждого этапа, а также выбор рационального направления развития горных работ были произведены с помощью системы автоматизированного

проектирования AutoCad. Линии откосов рабочих бортов со стороны висячего и лежащего боков залежи были проведены до встречи с поверхностью или с конечным контуром карьера. Результаты вычислений при углах откоса рабочего борта карьера 13, 16 и 21 градусов приведены в табл. 2.1, а их графическое изображение – на рис. 2.2.

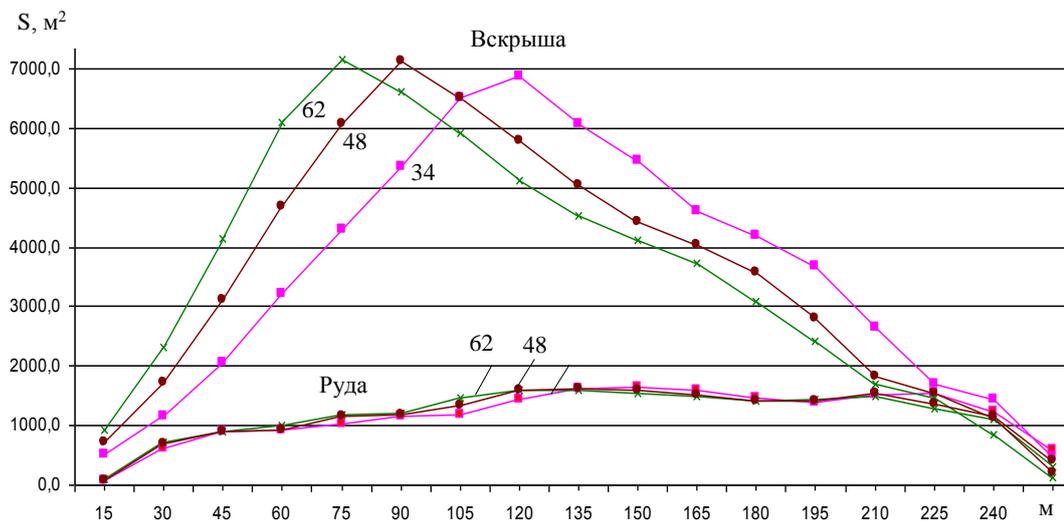


Рис. 2.2. Объемы вскрыши и руды по этапам разработки при различной ширине рабочей площадки

Анализ данных табл. 2.1 показывает при ширине рабочей площадки 34 м ($\varphi=21^\circ$) максимальный объем породы ($6877,7 \text{ м}^2$) достигается на 8 этапе (гор.120 м), руды ($1641,4 \text{ м}^2$) – на 10 этапе (150 м). При ширине рабочей площадки 48 м ($\varphi=16^\circ$) указанные объемы соответственно достигаются на 6, 9 этапах. При ширине рабочей площадки 62 м ($\varphi=13^\circ$) они соответственно достигаются на 5, 8 этапах. Эти показатели наглядно иллюстрируют графики, приведенные на рис.2.2.

Особенностью графика горно-геометрического анализа модельного карьера является то, что руда на всех этапах разработки при различных рабочих площадках колеблется в пределах $1000\text{-}1500 \text{ м}^2$. Это является надежной основой для установления стабильной производительности карьера по руде. При составлении

Таблица 2.1. Данные горно-геометрического анализа модельного карьера при различных углах рабочего борта φ

Этапы	$\varphi = 21^\circ (B_{pp} = 34м)$				$\varphi = 16^\circ (B_{pp} = 48м)$				$\varphi = 13^\circ (B_{pp} = 62м)$			
	$V_{ГМ}$	V_P	V_B	V_B / V_P	$V_{ГМ}$	V_P	V_B	V_B / V_P	$V_{ГМ}$	V_P	V_B	V_B / V_P
1	592,0	67,0	525,0	7,84	801,9	84,2	717,7	8,52	1011,9	97,7	914,2	9,36
2	1775,7	627,0	1148,7	1,83	2405,7	689,9	1715,8	2,49	3035,7	726,2	2309,5	3,18
3	2959,5	891,0	2068,5	2,32	4009,5	907,0	3102,5	3,42	5059,5	912,9	4146,6	4,54
4	4145,7	926,5	3219,2	3,47	5613,3	937,5	4675,8	4,99	7083,3	998,4	6084,9	6,09
5	5327,1	1022,7	4304,4	4,21	7217,1	1145,3	6071,8	5,30	8330,5	1176,0	7154,5	6,08
6	6510,9	1149,4	5361,5	4,66	8320,8	1185,1	7135,7	6,02	7827,3	1206,3	6621,0	5,49
7	7694,7	1185,1	6509,6	5,49	7837,4	1329,5	6507,9	4,89	7383,4	1474,4	5909,0	4,01
8	8306,5	1428,8	6877,7	4,81	7370,4	1586,3	5784,1	3,65	6769,6	1607,4	5122,2	3,19
9	7691,0	1618,3	6072,7	3,75	6660,5	1624,5	5036,0	3,10	6119,9	1605,1	4514,8	2,81
10	7105,0	1641,4	5463,6	3,33	6009,7	1586,2	4423,5	2,79	5668,6	1556,2	4112,4	2,64
11	6201,5	1594,9	4606,6	2,89	5552,5	1523,9	4028,6	2,64	5233,9	1485,8	3728,1	2,51
12	5647,0	1463,4	4183,6	2,86	5013,0	1426,1	3586,9	2,52	4514,1	1416,5	3097,6	2,19
13	5088,0	1400,0	3688,0	2,63	4238,0	1424,6	2813,4	1,97	3870,2	1445,3	2424,9	1,68
14	4158,2	1519,9	2638,3	1,74	3370,6	1537,5	1833,1	1,19	3181,0	1491,2	1689,8	1,13
15	3238,9	1534,7	1704,2	1,11	2903,5	1361,0	1542,5	1,13	2746,4	1279,7	1466,7	1,15
16	2682,0	1244,4	1437,6	1,16	2265,5	1145,2	1120,3	0,98	1962,9	1106,4	856,5	0,77
17	1033,7	583,2	450,5	0,77	596,0	401,1	194,9	0,49	445,5	306,7	138,8	0,45
Σ	80157,4	19897,7	60259,7	3,03	80185,4	19894,9	60290,5	3,03	80243,7	19892,2	60291,5	3,03

Примечания: $V_{ГМ}$ - объем горной массы (m^2), V_P - объем руды (m^2), V_B - объем породы (m^2), V_B / V_P - послойный коэффициент вскрыши

календарного графика горных работ излишние объемы вскрышных пород на среднем этапе (5-10) можно перенести на более ранние или поздние сроки. Причем чем больше ширина рабочей площадки, тем быстрее наступает момент больших объемов вскрыши. Это обстоятельство свидетельствует о повышенном значении коэффициента вскрыши на начальном этапе эксплуатации карьера и завышенной величине грузопотоков вскрыши.

2.3. Виды грузопотоков карьера

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, характеризуемый 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. 2.3, *а* и *б*), а также по виду транспорта (рис. 2.3, *б*), транспортных коммуникаций (рис. 1.11, *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. 2.3, *г*). При использовании конвейерного транспорта в таких условиях уже требуются отдельные

конвейеры, т. е. элементарные грузопотоки различаются транспортными коммуникациями и средствами (см. рис. 2.3, в).

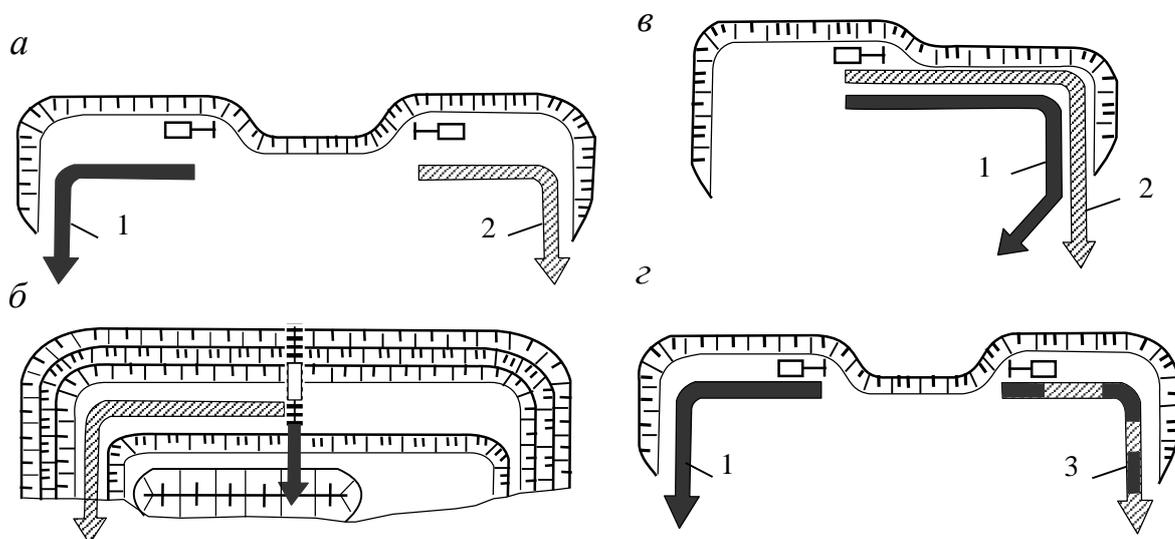


Рис. 2.3. Схемы элементарных грузопотоков:

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*. По тому же принципу объединяют грузопотоки уступов в однородные *грузопотоки группы или всех уступов карьера* (рис. 2.4, а и г).

Группа соединяющихся элементарных грузопотоков, имеющих общие коммуникации, образует *сходящийся грузопоток* (рис. 2.4, а). Общий грузопоток карьера или его участка, разделяющийся затем на отдельные грузопотоки, называется *расходящимся грузопотоком* (рис. 2.4, 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. 2.4, в). Если по пути следования грузов имеются перегрузочные или сортировочные пункты, грузопоток называют комбинированным. В практике открытых разработок преобладают сложные и комбинированные грузопотоки.

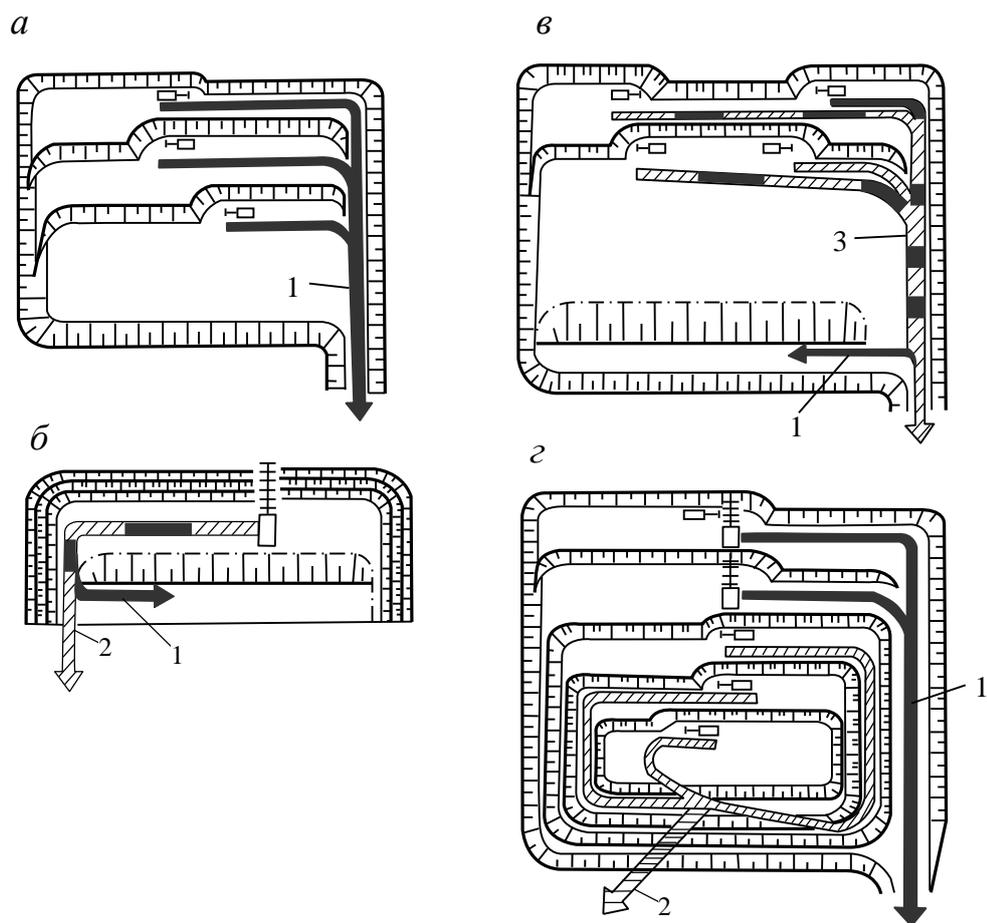


Рис. 2.4. Схемы грузопотоков из карьера:

1 – вскрышных пород, 2 – полезного ископаемого, 3 - попеременно пустых пород и полезного ископаемого

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 (рис. 2.4, *а*), и *рассредоточенным* (рис. 2.4, *г*), если грузопотоки перемещаются по различным коммуникациям.

Сокращение числа грузопотоков в карьере позволяет экономичнее использовать оборудование, улучшить качество дорог, а также сократить число вскрывающих выработок и затраты на их сооружение.

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).

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.

2.4. Предпосылки формирования грузопотоков.

Перемещение карьерных грузов определяется плановыми объемами вскрышных и добычных работ. Объем груза (в тоннах или в кубических метрах), перемещаемого в единицу времени (час, смену, сутки, год и т. д.), составляет грузооборот карьера. Большая доля грузооборота карьера обычно приходится на перемещение вскрышных пород в отвалы.

Во многих случаях, особенно при нескольких видах отдельно транспортируемых пород, технически и экономически целесообразна организация нескольких грузопотоков карьера, что упрощает разделение грузов, следующих к различным пунктам приема, и сокращает дальность транспортирования. Прежде всего, стремятся разделить грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого, особенно если они перемещаются различными средствами транспорта (рис. 2.5, а).

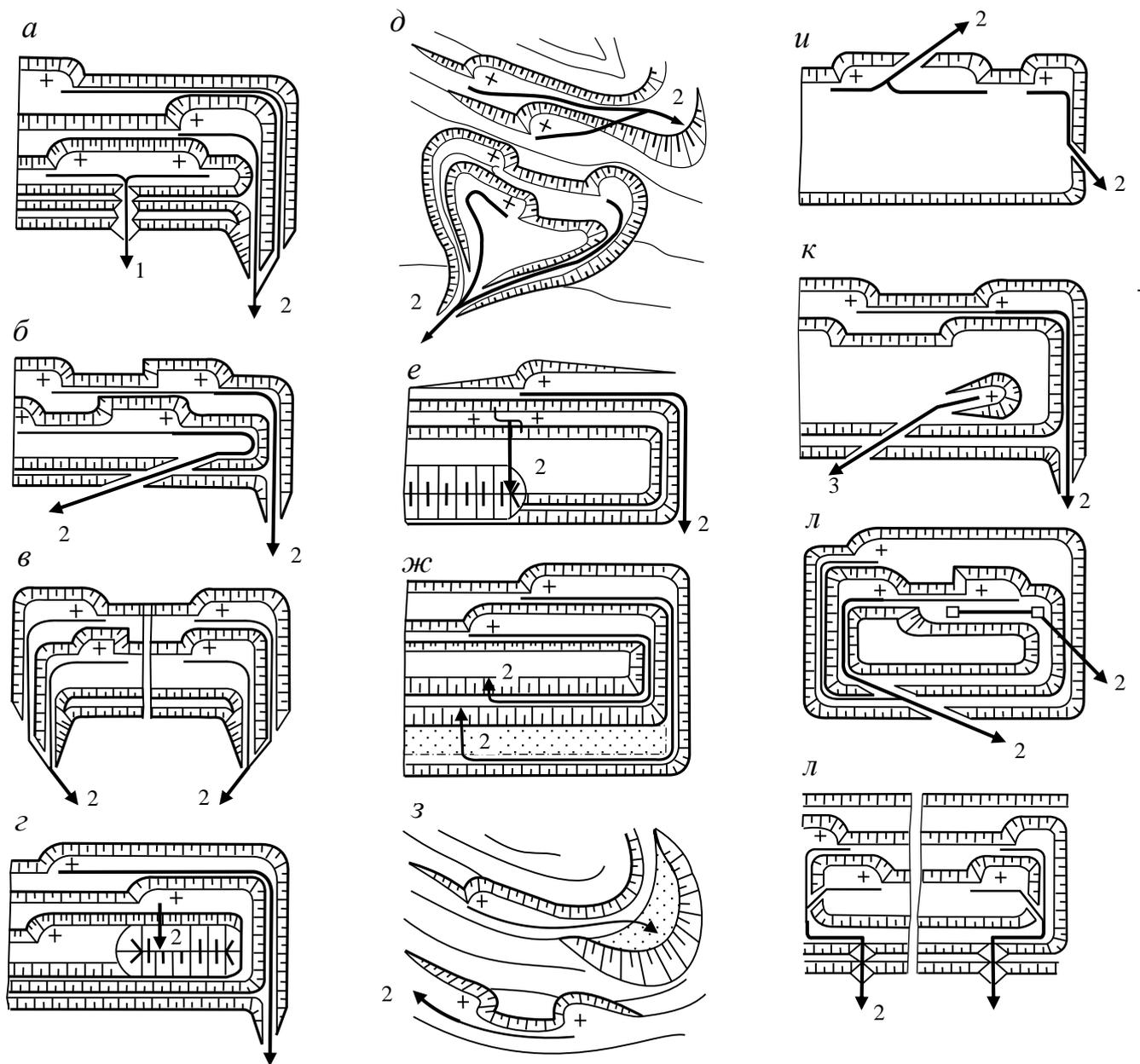


Рис. 2.5. Схемы рассредоточенных грузопотоков:

1 – полезного ископаемого; 2 – вскрышных пород; 3 – попеременно вскрышных пород и полезного ископаемого

1. Транспортируемые вскрышные породы разделяют на отдельные грузопотоки в следующих случаях:

1. При очень больших объемах вскрышных работ выделяют два-три грузопотока вскрышных пород и соответствующим образом группируют вскрышные выработки. В обычных условиях по однопутному железнодорожному пути можно перевезти до 20-30 тыс. м³ горной массы в сутки, по двухпутному пути – до 50-60 тыс. м³, по однопутной автодороге – до 18-25 тыс. м³ в сутки. Если грузообороты превышают указанные объемы, их разделяют на два-три грузопотока (рис. 2.5, б).

2. При больших размерах карьерных полей (рис. 2.5, *в, м*) целесообразно создавать два-три транспортных выхода с группы вскрышных уступов. Формирование общего грузопотока вскрышных пород в этих условиях связано с сокращением возможного числа размещаемых на одном горизонте экскаваторов, перепробега транспортных средств и увеличением длины соединительных коммуникаций в карьере и на поверхности.

3. При перевозке вскрышных пород с верхних горизонтов на внешние или внутренние отвалы и перевалке части пород во внутренние отвалы в целях сокращения затрат на транспортирование (рис. 2.5, *г и е*).

4. При использовании рассредоточенных отвалов из-за недостаточной их вместимости и приемной способности, а также для сокращения расстояния транспортирования на карьерах нагорного и нагорно-глубинного вида (рис. 2.5, *д и в*).

5. При перемещении вскрышных пород во внутренние отвалы по горизонтам и складировании пород в отдельные ярусы (рис. 2.5, *ж*).

6. При использовании мобильных транспортных средств (автосамосвалов, скреперов и т. д.), перемещающих породы через систему временных траншей на близрасположенные отвалы (рис. 2.5, *и*). Создание временных траншей и съездов особенно эффективно в период строительства карьера, так как способствует интенсификации горно-строительных работ и улучшению их экономических показателей.

7. Грузопотоки отдельных уступов или групп уступов, как правило, разделяются, когда для перевозок пород применяются различные виды транспорта (рис. 2.5, *к, л*).

Грузопотоки полезного ископаемого разделяются главным образом в тех случаях, когда необходимы его раздельная выемка и перемещение по типам и сортам. Например, при наличии нескольких дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик, принимающих различные типы и сорта полезных ископаемых.

Отдельные грузопотоки делят карьер на *технологические зоны*, каждая из которых включает в себя обслуживаемую часть рабочей зоны и ту нерабочую часть карьера, где расположены транспортные коммуникации данного грузопотока. В каждой такой зоне действуют свои комплексы погрузочного и транспортного

оборудования. Обычно в одной технологической зоне диапазон изменения качества и свойств горных пород ограничен, что позволяет подбирать комплекс оборудования применительно к этим породам в границах действия грузопотока.

При сходящихся грузопотоках наиболее загружены участки траншейных и магистральных путей, пропускающие часто весь грузооборот карьера. Один из таких участков (перегонов), имеющий самый сложный план и тяжелый профиль пути (при железнодорожном транспорте также и наибольшую длину), называется *ограничивающим*, так как именно он ограничивает мощность грузопотока. Организацию перевозок рассчитывают применительно к ограничивающему перегону, так как объем вывозимого по данной трассе груза определяется провозной способностью этого перегона.

Контрольные вопросы:

1. Что является основой для формирования грузопотоков в карьере?
2. Какие требования предъявляются к порядку формирования грузопотоков?
3. Назовите виды грузопотоков.
4. Что такое «грузооборот карьера»?
5. Какие факторы влияют на разделение грузопотоков?

3. ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

3.1. Вскрывающие горные выработки

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется посредством сооружения специально предназначенных для этого выработок. Для обеспечения перевозок горной массы каждый горизонт должен быть вскрыт капитальной траншеей (рис. 3.1), как правило, наклонной, так как она соединяет отметку вскрываемого горизонта с отметкой уже действующих горизонтов и поверхности.

Траншеи представляют собой канавообразные выемки в земной поверхности, которые ограничиваются снизу дном (почвой) и с боков наклонными плоскостями: по длине траншеи - бортами, по ширине - ее торцами. Угол наклона плоскости борта

траншеи к горизонту называется углом откоса борта траншеи. Величина этого угла, как и угол откоса уступа, зависит от крепости пород или полезного ископаемого, в которых проводится траншея. Различают наклонные и горизонтальные траншеи.

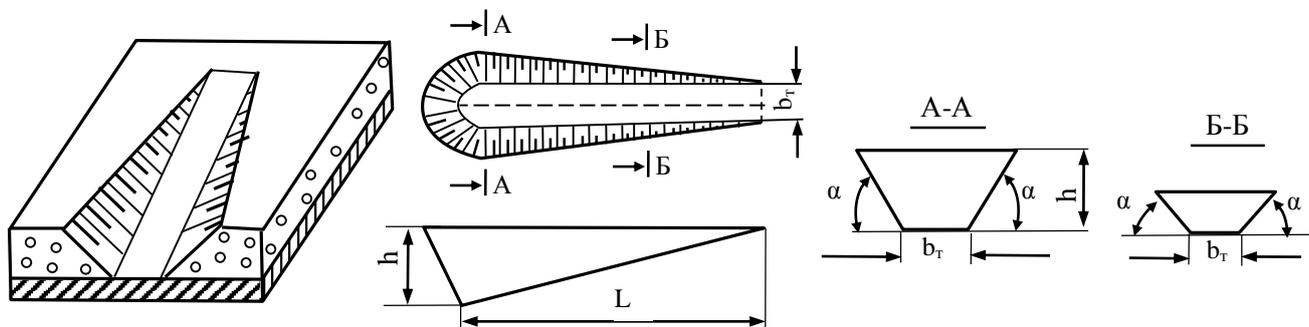


Рис. 3.1. Параметры наклонной траншеи

Обычно вскрывающие наклонные траншеи существуют в течение всего времени эксплуатации месторождения и служат для перемещения из карьера пустых пород и полезного ископаемого. Поэтому эти траншеи называются *капитальными*. Капитальные траншеи являются основанием для размещения транспортных коммуникаций, соответствующих средств перемещения вскрышных пород и полезного ископаемого. Поэтому наклон капитальных траншей определяется величиной руководящего подъема - i_p , принятого для данного вида транспорта. Обычно наклонные траншеи принято ограничивать подъемом, который допускают колесные виды транспорта (железнодорожный и автомобильный) до 40-80%. При большем подъеме траншеи носят название - крутые, что имеет место в случае применения конвейерного или гидравлического транспорт, канатных подъемников.

Разделение капитальных траншей приведено в табл. 3.1. 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.

Таблица 3.1

Разделение капитальных траншей (по Е.Ф. Шешко)

Признак разделения	Основные различия	Траншеи
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура карьера	Внешние
	Расположение внутри контура карьера	Внутренние
Число уступов обслуживаемых системой траншей	Один уступ	Отдельные
	Несколько (группа) уступов	Групповые
	Все уступы карьера до конечной глубины	Общие
Основное назначение траншей	Для движения груженых и порожних поездов (маятниковое движение транспорта)	Одинарные
	Для движения только груженых или только порожних поездов (поточное движение транспорта)	Парные
Стационарность траншей	Постоянное расположение за контуром или на бортах в конечном положении	Стационарные
	Временное расположение внутри конечных контуров на бортах, подлежащих разработке	Скользкие (временные)

Поперечное сечение отдельных капитальных траншей трапециевидное или треугольное. При расположении транспортных и предохранительных берм борта траншей 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 (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Характерные подъемы капитальных траншей

Вид карьерного транспорта	Величина подъема в направлении движения транспортных сосудов, %	
	груженых	порожних
Наклонные траншеи		
Железнодорожный:		
паровая тяга	0,02-0,03	0,025-0,035
тепловозная и электрическая тяга	0,025-0,04	0,025-0,06
моторные вагоны	0,04-0,05	0,06-0,08
Автомобильный	0,05-0,1	0,08-0,12
Крутые траншеи		
Бесклетевой подъем с тягачами	0,12-0,25	—
Ленточные конвейеры	0,25-0,33	—
Клетевой подъем	0,25-0,5	—
Скиповой подъем	0,50-1,0	—

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 необходимых площадок и кюветов, располагаемых по дну. Ширина дна капитальной траншеи, установленная по условиям размещения указанных элементов, 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.

3.2. 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 производится 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 (см. табл. 3.1).

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. Парные траншеи применяют в основном в неглубоких карьерах с интенсивным грузооборотом.

В соответствии с указанными главными признаками деления капитальных

траншей в табл. 3.3 приводится классификация основных способов вскрытия, построенная на основе классификации проф. Е.Ф. Шешко.

При вскрытии горизонтов, расположенных ниже господствующего уровня земной поверхности, продольный профиль капитальных траншей характеризуется подъемом в направлении движения груженых транспортных средств, а при вскрытии горизонтов, расположенных выше господствующего уровня земной поверхности, – подъемом в направлении движения порожних транспортных сосудов. По расположению

Таблица 3.3

Классификация способов вскрытия

Признак способа вскрытия	Способ вскрытия		
	открытыми выработками (траншейными)	подземными выработками	комбинацией открытых и подземных выработок
Положение вскрывающих выработок относительно конечного контура карьера	Внешними, внутренними или смешанными траншеями и полутраншеями	Внешними, внутренними или смешанными	Внешними, внутренними или смешанными
Стационарность выработок	Стационарными, полустационарными и временными (скользящими) траншеями или полутраншеями	Стационарными	Стационарными или комбинацией стационарных с полустационарными (временными)
Наклон выработок	Крутыми или наклонными траншеями и полутраншеями	Вертикальными, крутыми, наклонными или горизонтальными	Комбинацией вертикальных, крутых, наклонных или горизонтальных
Число обслуживаемых горизонтов	Отдельными, групповыми или общими траншеями и полутраншеями	Отдельными, групповыми или общими	Отдельными, групповыми или общими
Характер движения транспортных средств на уступе (поточное или маятниковое)	Одианными или парными траншеями и полутраншеями	Одианными или парными	Одианными или парными

вскрывающих выработок относительно карьерного поля и залежи различают вскрытие *фланговыми и центральными* траншеями (или подземными выработками), вскрытие со стороны лежащего или висячего бока залежи, а также с торца карьера.

Контрольные вопросы:

1. Какие выработки создаются для обеспечения первоначального фронта горных работ на горизонте?

2. На какие виды разделяются вскрывающие капитальные траншеи по их

расположению относительно контура карьера, по числу обслуживаемых ими уступов?

3. На какие виды разделяются вскрывающие капитальные траншеи по их назначению и степени стационарности?

4. Назовите основные признаки классификации способов вскрытия.

5. В каком случае создаются полутраншеи и их особенности?

3.3. Трассы вскрывающих выработок

Трасса траншеи или другой выработки – это полоса на поверхности основания горной выработки, предназначенная для размещения земляного полотна пути и других транспортных коммуникаций. Горизонтальная проекция трассы является планом полосы, а вертикальная ее проекция – продольным профилем полосы. Трасса 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 положения полосы основания горной выработки. Пункты, через которые должна проходить трасса, определяются совокупностью топографических, геологических, строительных и других факторов.

Трассы по положению относительно контура карьера различают соответственно выработкам внешние, внутренние и смешанные. 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 горизонтالي, ограничивающие уступы (рис. 3.2).

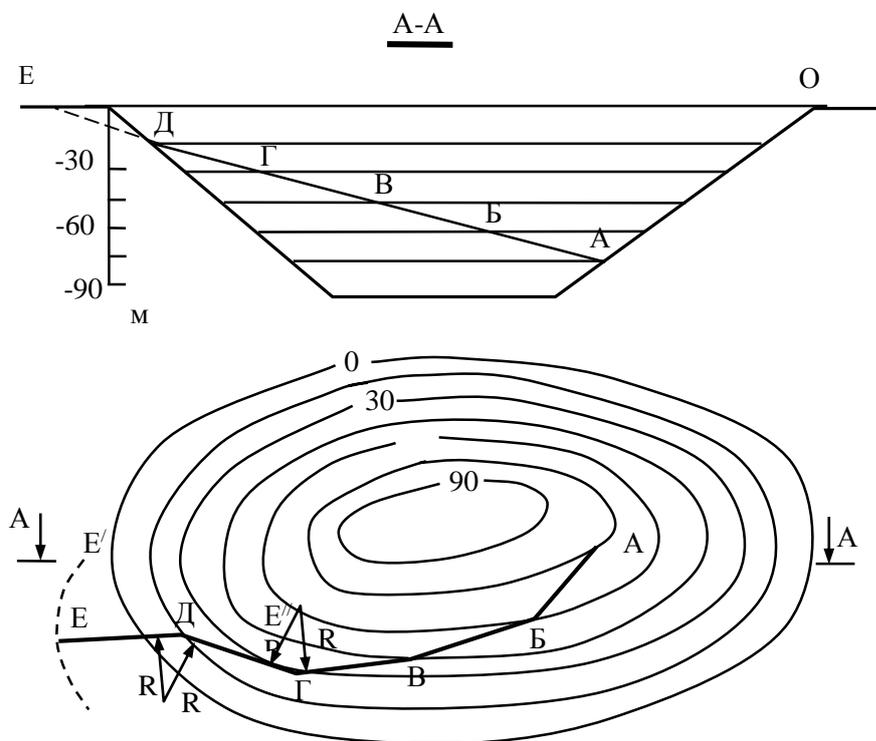


Рис. 3.2. Схема трассирования капитальных траншей:
 А, Б, В, Г, Д – пункты примыкания трассы к горизонтам; Е – начало трассы

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.

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):

$$L_T = (H_0 - H_x) / \text{tg} I = H / i_p, \quad (3.1)$$

где i_p – руководящий подъем (уклон) трассы.

Действительная длина трассы L_d (м) больше теоретической вследствие ее, 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 ω_k и необходимо смягчение подъема траншей до величины $i_d = i_p - \omega_k / g$, ‰. Величина ω_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.

Удлинение трассы от смягчения подъема на криволинейных участках вследствие дополнительного удельного сопротивления движению ω_k (Н/т) при длине одного участка l_k (м) и величине подъема i_p (‰) составляет

$$\Delta L_k = \omega \sum l_k / (i_p g) \quad (3.2)$$

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.

3.4. 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 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 n раз, сколько это необходимо для размещения трассы:

$$L_d = K_y H_k / i_p = n_1 \cdot L_k. \quad (3.3)$$

Величина n_1 может быть целым или дробным числом. Прямые участки трассы соединяют при этом посредством тупиков или петель малого радиуса. Петлевое соединение обычно применяют при автотранспорте, а тупиковое – при железнодорожном транспорте (рис. 3.3)

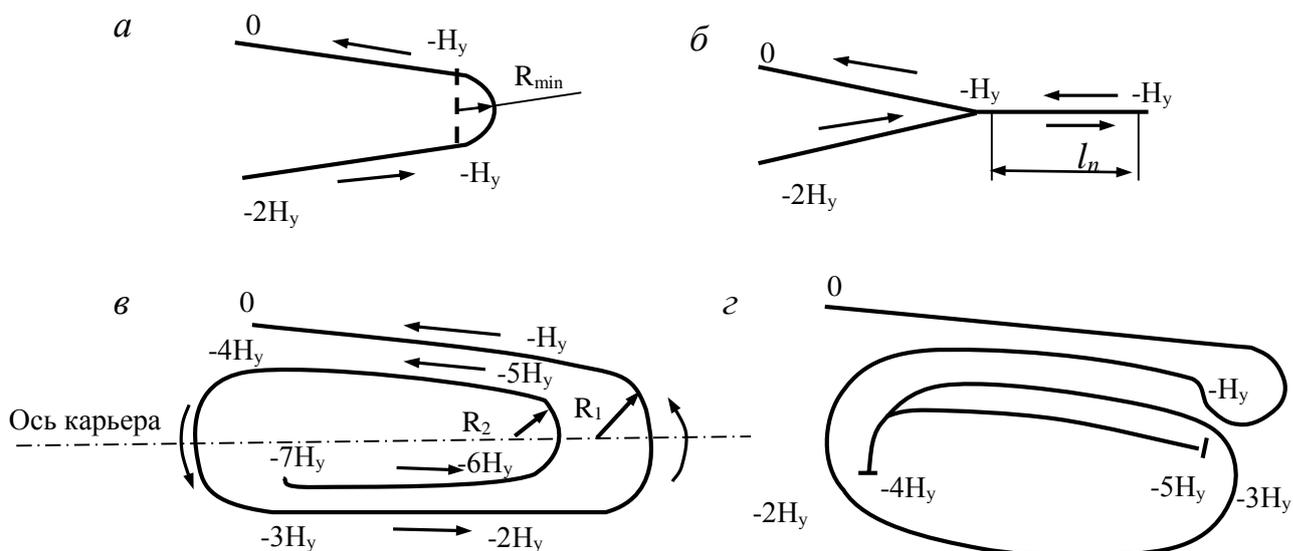


Рис. 3.3. Схемы трассы в плане:
петлевая (а), тупиковая (б), спиральная (в), комбинированная (г)

Размещение всей трассы на одном борту карьера рационально при разработке залежи от лежачего 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.

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 (м):

$$K_y H_k / i_p = n_2 \cdot P. \quad (3.4)$$

В этом случае трасса опоясывает карьер в виде спирали (рис. 3.3, в). Спиральная трасса включает криволинейные участки, которые располагаются на торцовых бортах карьера и обычно имеют большой радиус. Размещение кривых в этом случае не вызывает затруднений.

Часто внутренняя трасса включает одновременно прямые, спиральные и тупиковые (петлевые) участки (рис. 3.3, г). 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.

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.

3.5. Системы и схемы вскрывающих выработок

Система вскрывающих выработок – это совокупность всех вскрывающих горных выработок, обеспечивающих в данный период времени грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с сооружениями для приема и перегрузки горной массы в карьере и на поверхности.

Графическое изображение системы вскрывающих выработок представляет собой схему вскрытия карьерного поля. Схема вскрытия характеризуется видом, числом и пространственным положением вскрывающих выработок при определенном положении горных работ, или, иначе, при развитии горных работ в любой календарный период строительства и эксплуатации карьера.

В общем случае одна схема функционирует в течение определенного срока

существования карьера. Она осуществляется на каждом этапе горных работ в конкретных природных и организационных условиях одним, двумя или комбинацией способов вскрытия рабочих горизонтов карьера.

При разработке горизонтальных месторождений система вскрывающих выработок заканчивается с вводом карьера в эксплуатацию или, что чаще, с освоением производственной мощности карьера. После этого данная схема выработок при устойчивых грузопотоках действует обычно до окончания отработки карьера или до периода его реконструкции.

При разработке пологих, наклонных и крутонаклонных месторождений, особенно при разработке нагорных месторождений за относительно короткий период, измеряемый несколькими годами или даже месяцами, изменяются положение рабочей зоны карьера по высоте и размеры ее в плане. Это связано с введением в разработку новых выемочных слоев, изменением расстановки основного выемочно-погрузочного оборудования, что обуславливает техническую целесообразность формирования новых и перераспределения существующих элементарных и уступных грузопотоков и, следовательно, изменения и развития действующей схемы выработок.

Изменения схемы вскрывающих выработок реализуются проведением наклонных траншей на очередном нижнем горизонте (рис. 3.4, *а* и *б*), увеличением или сокращением числа вскрывающих выработок на действующих горизонтах (рис. 3.4, *в*), сооружением новых траншей (съездов) вместо старых (рис. 3.4 *г*), устройством вскрывающих выработок другого типа при замене одного вида транспорта другим (рис. 3.4, *д*) и т. д.

Варианты способов вскрытия, системы и схем вскрывающих выработок в целом оцениваются по видам, числу и объему вскрывающих выработок, затратам на их проведение, по продолжительности строительства карьера и подготовки отдельного горизонта, по расстоянию транспортирования, расходам на транспорт, использованию этих выработок в целях осушения, водоотлива или проветривания карьера, а в некоторых случаях – для разведки месторождения или подготовки к последующей подземной разработке.

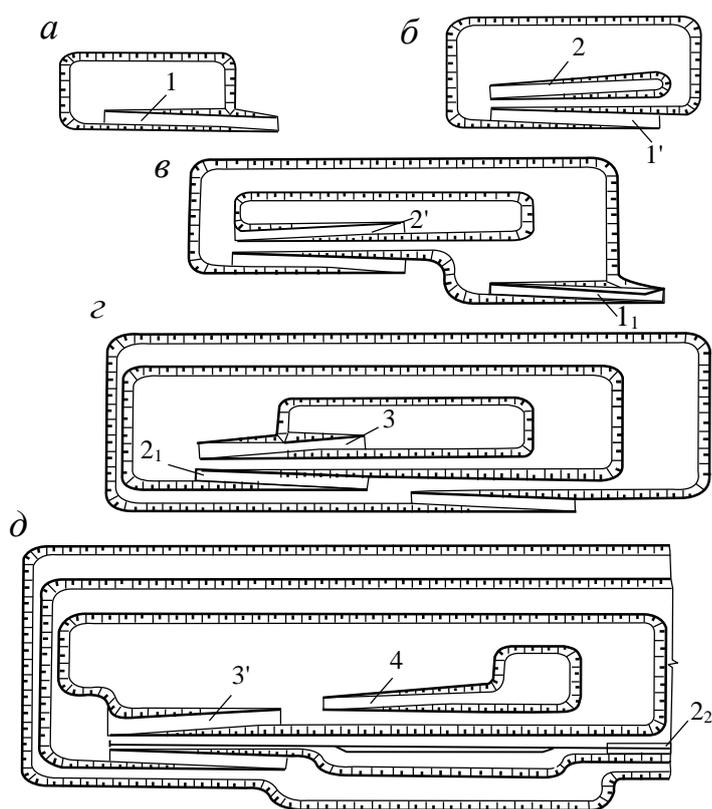


Рис. 3.4. Схемы вскрывающих трасс:

1, 2, 3 и 4 – соответственно первоначальные съезды на горизонтах I, II, III и IV; 1', 2' и 3' – соответственно последовательное изменение положения съездов 1, 2 и 3; 1₁, 2₂ и 2₂ – дополнительно проводимые съезды

При выборе способов, систем и схем вскрывающих выработок определяющее значение имеют: рельеф поверхности, размеры карьера в плане и по глубине, возможный порядок разработки залежей, грузооборот карьера и его разделение на грузопотоки, элементы залегания пластов и рудных тел, пространственное положение различных сортов полезного ископаемого. От принятых решений зависят общие объемы горно-капитальных и горно-подготовительных работ в период эксплуатации, календарный план подготовки и разработки

залежей на различных горизонтах показатели использования горного, транспортного оборудования в период эксплуатации и производственная мощность предприятия.

Способы вскрытия и система вскрывающих выработок органически связаны с применяемой системой разработки и ее параметрами. Иными словами, применение определенной системы разработки, как правило, зависит от способа вскрытия и ограниченного числа технически возможных и экономически целесообразных вариантов системы вскрывающих выработок. На возможности их выбора влияет не только сама система разработки, но и ее параметры: высота и число рабочих уступов, длина фронта их работ, положение рабочей зоны карьера, требуемая интенсивность ведения горных работ и т. д. И, наоборот, применение конкретных способов, системы и схем вскрывающих выработок в целом обуславливает определенные требования к выбору системы разработки и ее параметров. Эти вопросы взаимосвязи систем разработки со вскрытием месторождения, определяющие возможные или требуемые

календарные объемы горных работ, их пространственное местоположение, грузопотоки карьера и возможные к применению комплексы горного и транспортного оборудования, рассматриваются в дисциплине «Проектирование карьеров»

В сложных условиях разработки, т. е. при большом числе горизонтов, неправильных контурах и сложной форме залежей перемещаемости типов и сортов полезного ископаемого и пустых пород на одном и том же горизонте и при разных физико-технических характеристиках пород, применяются сложные комбинации способов вскрытия карьерных полей и вскрывающих выработок, основанные на использовании нескольких видов транспорта. При выборе способа, системы и схем вскрывающих выработок и расположения подъездных путей и автодорог, связывающих карьерные коммуникации с путями и дорогами общего назначения, необходимо учитывать возможное или требуемое перемещение контуров карьера (по этапам) за период его существования.

3.6. Технологическое значение руководящего подъема

При независимых грузопотоках руководящий подъем каждой независимой трассы может иметь свою, отличную от других трасс величину. При зависимых и жестко зависимых грузопотоках необходимость периодического или постоянного перераспределения технических транспортных средств по грузопотокам предопределяет целесообразность принятия одинакового руководящего подъема для всех действующих трасс.

Технологическое значение руководящего подъема капитальных траншей и теоретические основы его расчета применительно к железнодорожному транспорту были разработаны в трудах проф. Е.Ф. Шешко.

Как известно, через каждый перегон карьерных путей в единицу времени проходит различное число поездов. Наиболее загруженные перегоны траншейных и магистральных путей обычно являются ограничивающими перегонами.

На любом перегоне в любой момент времени может находиться только один локомотивосостав. При этом полезная масса одного поезда из n вагонов

грузоподъемностью q (т) каждый должна соответствовать грузообороту $W_{\text{ч}}$ (т/ч), отнесенному к одному пути данной выработки, за интервал времени $t_{\text{и}}$ (ч) между проходом двух смежных груженых поездов:

$$W_{\text{ч}} t_{\text{и}} = nq \quad (3.5)$$

Рассматриваемая выработка должна иметь провозную способность $M_{\text{ч}}$ (т/ч), соответствующую необходимому грузопотоку, величина которой больше, чем провозная способность каждого из двух грузовых путей.

Уравнение, связывающее руководящий подъем перегона $i_{\text{р}}$ с силой тяги локомотива $F_{\text{к}}$ (Н), его массой $P_{\text{р}}$ (т) и массой прицепной части поезда $nq/k_{\text{в}}$ (т):

$$i_{\text{р}} + \omega_{\text{о}} = k_{\omega} i_{\text{р}} = F_{\text{к}} / [(P_{\text{р}} + nqk_{\text{в}})g] = F_{\text{к}} / [(P_{\text{р}} + W_{\text{ч}} t_{\text{и}} k_{\text{в}})g], \quad (3.6)$$

где $\omega_{\text{о}}$ – основное удельное сопротивление движению поезда (Н/т); k_{ω} – коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению ($k_{\omega} \approx 1,1 \div 1,2$); $k_{\text{в}}$ – коэффициент общей массы вагона, учитывающий массу тары ($k_{\text{в}} = 1 + k_{\text{т}}$, $k_{\text{т}}$ – коэффициент тары вагона).

Выражение (3.6) не является единственным критерием для определения руководящего подъема. Оно показывает зависимость между факторами, характеризующими технологический режим работы карьерного оборудования, и связывает основной параметр вскрывающих выработок $i_{\text{р}}$ с мощностью и массой локомотива, массой поезда, параметрами вагонов и условиями обмена поездов. Для наилучшего использования оборудования сочетание этих факторов в каждый данный момент времени должно удовлетворять указанной взаимосвязи.

Рассмотрим значение каждого из факторов, входящих в выражение (3.6).

1. Техничко-экономический анализ, проведенный Е.Ф. Шешко, показал, что экономические результаты применения уклонов $i_{\text{р}}$ в пределах от 20 до 40 % (при условии правильного подбора оборудования) приблизительно равнозначны. Поэтому главное внимание при технологической оценке транспортной схемы следует уделять не определению численной величины руководящего подъема, а выбору рациональных схем путевого развития в карьере и на отвале, а также установлению мощности, числа

и взаимного расположения горного и транспортного оборудования, позволяющих получить наилучшие технико-экономические результаты на каждом этапе горных работ.

2. При утвержденном календарном плане развития горных работ анализ технологического режима должен производиться для каждого грузопотока на всех этапах, характеризующихся определенным заданным грузооборотом $W_{\text{ч}}$ и числом путей.

3. Мощность и масса локомотивов при анализе технологии перевозок лимитируются конкретными значениями P_p и F_k , так как промышленность выпускает определенное число моделей электровозов, тепловозов и тяговых агрегатов.

4. Коэффициент действительной общей массы вагона k_v изменяется от 1,63 для взорванных скальных пород до 2,1 для разрыхленных мягких пород.

5. Расчетный часовой грузооборот каждого грузопотока $W_{\text{ч}}$ определяется по планам горных работ. Однако действительная провозная способность данной трассы $M_{\text{ч}}$ при одном или двух путях отличны. При грузообороте до 2-3 тыс. т/ч достаточны однопутные перегоны, при большем грузообороте необходимы двухпутные трассы. Возможность эффективного использования трех-четырёхпутных внутренних трасс исключается.

3.7. Схемы развития железнодорожных путей карьера

Развитие железнодорожных путей как в карьере, так и на поверхности связано с увеличением капитальных затрат на строительство. Развитие путевых схем осуществляется по мере необходимости в этом в соответствии с планами развития горных работ и объемами производства. Обычно этапы развития путевых схем (рис. 3.5) начинают с простейших и связывают их с этапами горных работ карьера и с реконструкцией вскрытия.

Схемы развития железнодорожных путей карьера следующие.

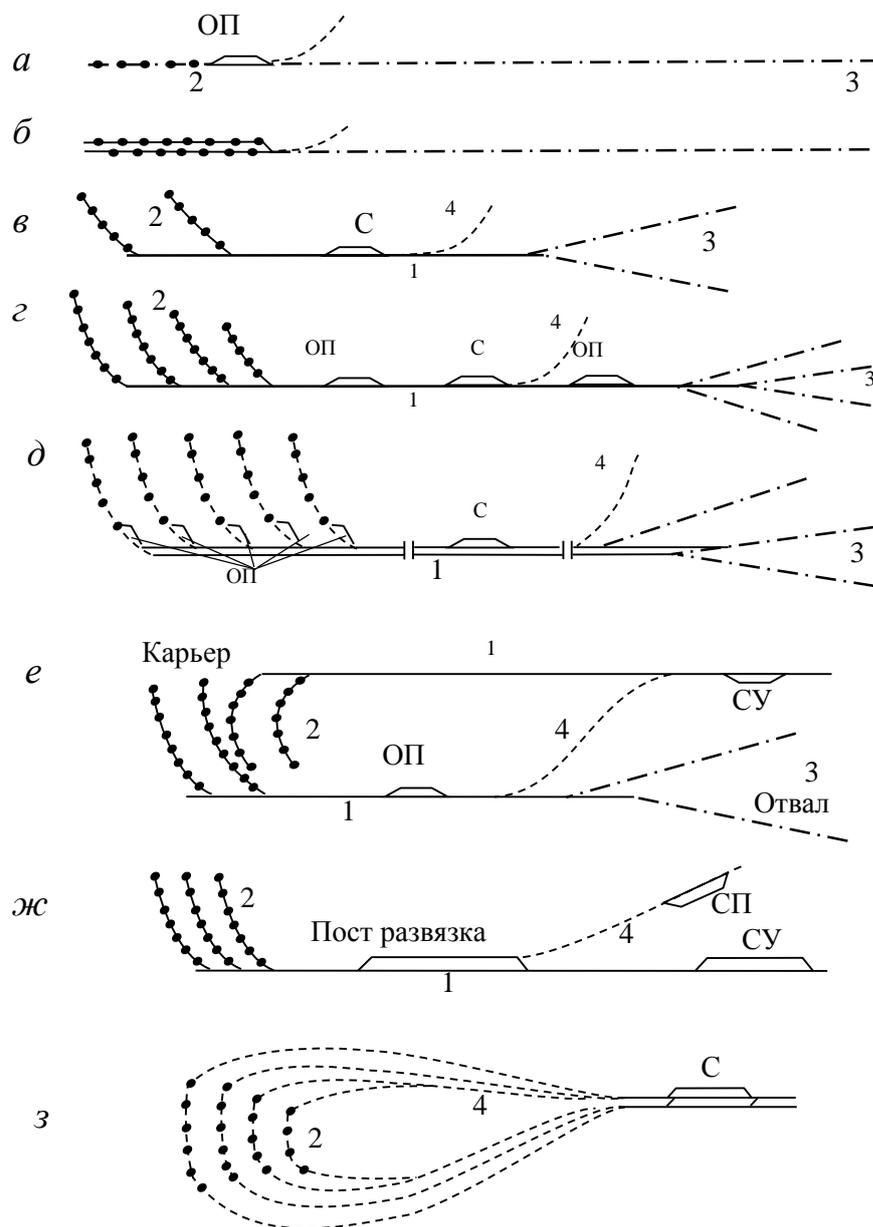


Рис. 3.5. Принципиальные схемы развития железнодорожных путей на карьерах: С – станция Карьерная; СП – станция Породная; СУ – станция Угольная (Рудная); ОП – обменный пункт; 1, 2, 3 и 4 – соответственно главные, забойные, отвальные и соединительные пути

Схема на рис. 3.5. а. Скрещение и обмен поездов происходят на обменном пункте; поезда курсируют на участке забой - отвал или забой - обогатительная фабрика (склад) без выхода на станцию. Для технических целей соединительный путь связывает разъезд со станцией. Применение этой схемы целесообразно при отдельном элементарном грузопотоке: одном забое на уступе, ограниченном числе курсирующих составов (до трех) и наличии местного отвала. Она возможна при работе однопортальных многоковшовых экскаваторов, при разработке уступов на косогорах

и применяется как составная часть более сложных схем при сходящемся грузопотоке.

Схема на рис. 3.5, б. Типична для элементарного грузопотока при использовании двухпортального многоковшового экскаватора, когда каждый из забойных путей служит погрузочным и ходовым. Так же, как и в схеме, показанной на рис. 3.5, а, на станции не происходит обмена поездов и разъезды отсутствуют, так как обычно для перевозок достаточно двух поездов.

Схема на рис. 3.5, в. Характерна для небольших карьеров со сложным сосредоточенным разнородным грузопотоком. Пути одноколейные, обмен поездов происходит на станции С. Порода транспортируется на отвалы, а полезное ископаемое по соединительному пути к месту назначения.

Схема на рис. 3.5, г. Применяется при сложных сосредоточенных разнородных грузопотоках карьеров средней мощности и значительном удалении внешних отвалов. Станция регулирует движение на прилегающих к ней перегонах до карьерного и отвального обменных путей, где производится обмен поездов. При наличии одного разъезда в схеме функции другого разъезда выполняет станция. Поезда с полезным ископаемым со станции следуют по соединительному пути.

Схема на рис. 3.5, д. Характерна для мощных карьеров с двухколейными главными путями при сложных сосредоточенных разнородных грузопотоках. Разъезды (ОП), где производится обмен поездов, расположены на бермах рабочих уступов и выполняют также роль пунктов примыкания. При необходимости их устраивают и на отвалах. Данная схема наиболее распространена, обеспечивает большой грузооборот и высокое использование подвижного состава и экскаваторов во времени.

Схема на рис. 3.5, е. Применяется при сходящихся и сложных рассредоточенных однородных грузопотоках карьера. Порода поступает через станцию Породная (СП), а полезное ископаемое – через станцию Угольная или Рудная (СУ). Схема рациональна для карьеров большой глубины и значительных размеров в плане.

Схема на рис. 3.5, ж. Здесь сложный сосредоточенный разнородный грузопоток на поверхностном посту «Развязка» разделяется на два однородных грузопотока. В остальном она аналогична схеме, показанной на рис. 3.4, д.

Схема на рис. 3.5, з. В отличие от предыдущих, данная схема обеспечивает поточное движение поездов без их пересечения при сквозном фронте работ уступов. Обычно для этого прокладываются одноколейные пути без разъездов.

Существенной составной частью общей схемы развития железнодорожных путей карьера является путевое развитие на рабочих уступах. Оно в первую очередь зависит от числа и типа экскаваторов на уступе и числа транспортных выходов с фронта работ уступа.

3.8. Пункты примыкания капитальных траншей к горизонтам при железнодорожном транспорте

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.

При железнодорожном транспорте различают три вида *примыкания капитальных траншей* к рабочим горизонтам карьера: примыкание на руководящем подъеме (рис. 3.6, а), на смягченном подъеме (рис. 3.6, б) и на площадках (рис. 3.6, в).

Примыкание на руководящем подъеме упрощает трассирование и обеспечивает минимальную действительную длину трассы и соответствующий объем горно-подготовительных работ. Смягчение профиля в этом случае производится только в местах укладки стрелочных переводов и кривых. При таком продольном профиле требуется увеличение мощности локомотивов на 10-15 %, так как при трогании поездов на руководящем подъеме необходимо преодолевать дополнительные сопротивления движению от ускорения и от трогания. Последнее сопротивление в 3-4 раза больше основного при движении локомотивов.

Второй вид продольного профиля предусматривает *смягчение уклона капитальной траншеи* при подходе ее к рабочему горизонту на 35 % от руководящего подъема

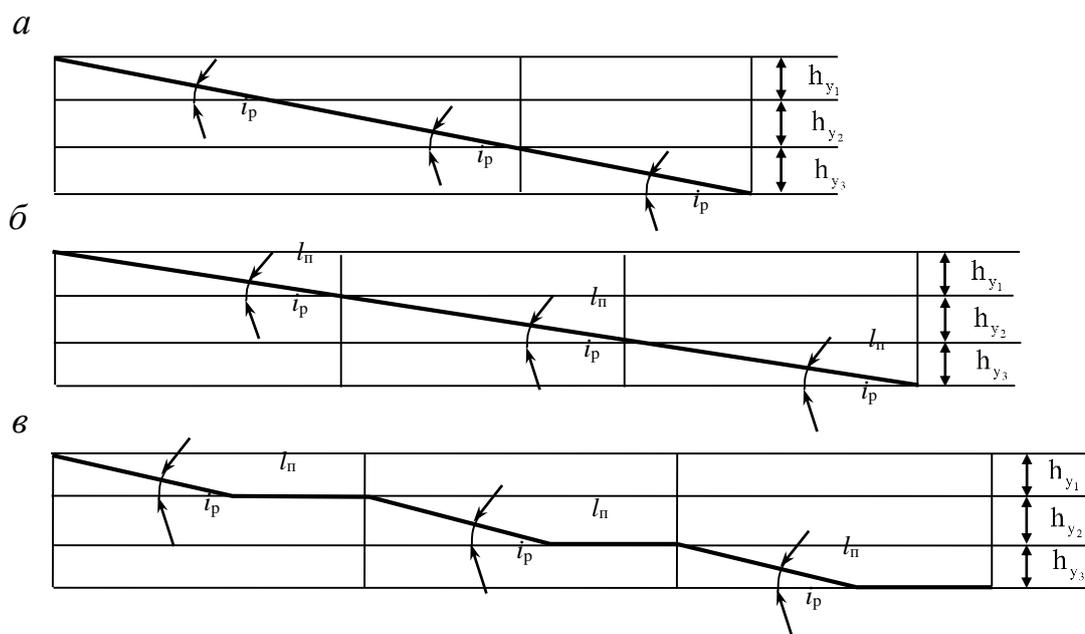


Рис. 3.6 Схемы пунктов примыкания капитальных траншей к горизонтам

($i_{п}=0,65i_{р}$). Смягчение подъема обеспечивает трогание и разгон поезда, полезная масса которого рассчитана из условия равномерного движения на подъеме при локомотиве нормальной мощности. Такое примыкание эффективно при высоте уступов более 12-15 м и длинных перегонах. Длина участка смягченного уклона $l_{п}$ зависит от применяемой конструкции поста примыкания. Увеличение длины трассы (м) за счет смягчения профиля

$$\Delta L_{п} = n l_{п} (1 - i_{п}/i_{р}), \quad (3.7)$$

где n – число участков примыкания.

В зависимости от интенсивности движения пункты примыкания со смягченным подъемом устраивают на каждом уступе или реже.

Примыкание на площадках обеспечивает наиболее благоприятный режим работы локомотивов. Площадки используются для устройства разъездов и постов. Однако при таком профиле удлинение трассы ($\Delta L_{п} = n l_{п}$), и объем горно-подготовительных работ максимальны, трасса усложняется ввиду увеличения числа пунктов примыкания, что ведет к перепробегу и дополнительным простоям поездов. Примыкание на площадках обязательно в тех случаях, когда поезда с данного

горизонта поступают в траншею с двух сторон («по шерсти» и «против шерсти»), в частности при скользящих съездах и сквозных схемах путевого развития на рабочих уступах, т.е.

Длина площадок примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам зависит от конструкции применяемых разъездов и постов примыкания. Посты примыкания путей рабочих горизонтов к путям съездов предназначаются для обеспечения нормальной и безопасной работы по приему поездов с рабочих горизонтов и их отправлению, пропуску груженых поездов с нижележащих горизонтов и порожних – с верхних горизонтов. При выборе путевых схем постов учитывают условия безопасности движения поездов и обеспечения требуемой пропускной способности поста. Схема поста должна предусматривать возможность организации поточного движения поездов на рабочих горизонтах как по часовой, так и против часовой стрелке.

С учетом приведенных поправок действительная длина трассы (м) должна равняться сумме ее теоретической длины и удлинений от смягчения подъема и кривых участков:

$$L_d = L_T + \Delta L_{\Pi} + \Delta L_K = H/0,001i_p + n l_{\Pi} (1 - i_{\Pi}/i_p) + \omega_k \sum l_k / (i_p g) \quad (3.8)$$

Ориентировочные значения *коэффициента удлинения или развития трассы* как отношение действительной длины трассы к теоретической ($k_y = L_d/L_T$) составляют для внешних траншей – 1,1-1,2, для внутренних с примыканием: на смягченном уклоне – 1,2-1,3; на площадках – 1,4-1,6.

3.9. Схемы автомобильных дорог карьера и их основные параметры

Карьерные автодороги разделяются на *основные* – между приемными пунктами полезного ископаемого или отвалами и рабочими горизонтами карьера и *соединительные* – по рабочим горизонтам и отвальным уступам. Основные автодороги располагают в системе траншей, на поверхности и на въездах на отвалы.

Дороги состоят из *участков*, различающихся положением и характеристиками:

уклоном, шириной, радиусом закругления и типом дорожной одежды, что характерно для отдельных зон карьерного поля.

Обычно месторождения, разрабатываемые с использованием автотранспорта, имеют сложную форму, горные работы развиваются неравномерно, в рабочей зоне карьера часто изменяются положение и число вскрывающих выработок, дорог и их участков.

Первоначально горизонты часто вскрывают временными наклонными траншеями, проведенными при разработке мягких пород по целику, а при разработке скальных пород – по взорванной горной массе на высоту уступа. Они обеспечивают быстрый транспортный доступ к полезному ископаемому. Срок службы этих траншей изменяется от 2 до 12 мес. Уклон таких дорог достигает 9-12 %, а радиус кривых составляет 15-40 м.

После подготовки фронта горных работ уступа грузотранспортная связь забоев с поверхностью осуществляется обычно по временным съездам, располагаемым на откосах уступов. Уклон этих съездов в средней зоне карьера составляет 7-8 %, а радиус кривых – 20-60 м (реже 15 м). Число временных съездов на мощных карьерах достигает трех–семи на горизонт. Увеличение размеров горизонта в плане и соответственно длины фронта работ связано с уменьшением скорости его подвигания. При этом срок службы временных съездов увеличивается (обычно превышает 6 мес), что позволяет устраивать на них дорожную одежду усовершенствованного или переходного типа. По мере развития горных работ эти съезды, как правило, переносят, смещая в плане вдоль фронта работ на 50-150 м.

После достижения верхними уступами конечного или промежуточного (этапного) контура карьера устраивают капитальные съезды по этим нерабочим бортам карьера и постоянные автодороги на них с покрытием усовершенствованного типа, уклоном 5-7 % и радиусом кривых 20-120 м. При этом число съездов сокращается ввиду уменьшения грузопотоков с верхних горизонтов. При применении комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на верхних горизонтах обычно сохраняют железнодорожные пути.

С углублением карьера уменьшается длина рабочего фронта и снижаются общие

объемы горных работ на горизонтах. Поэтому в нижней части рабочей зоны карьера сокращают число съездов на каждом горизонте и постоянные дороги устраивают с параметрами, характерными для временных дорог: повышенными уклонами, дорожной одеждой переходного и низшего типа, малыми радиусами кривых и т. д.

Как и при железнодорожном транспорте, автомобильные съезды могут примыкать к горизонтам на руководящем подъеме, смягченном подъеме (с пологой вставкой) и на площадке (с горизонтальной вставкой).

Примыкание на руководящем подъеме типично для съездов на верхних, уже отработанных горизонтах при сквозном движении автомобилей по этим съездам, расположенным на нерабочем борту карьера, между поверхностью и ниже лежащими рабочими горизонтами.

Конструкция *пунктов примыкания стационарных съездов на нерабочих уступах к соединительным дорогам на рабочих горизонтах* зависит в первую очередь от формы трассы.

При простой форме трассы соединительные автодороги примыкают к съездам на горизонтальной или чаще пологой (уклон 2-4 %) вставке длиной 20-40 м. При петлевой форме трасс и примыкании основного съезда на петле, выполняемой обычно в виде серпантины, целесообразно устройство горизонтальной вставки (рис. 3.7, а).

Съезды выполняются не только в пунктах примыкания, но и на криволинейных участках с радиусом менее 50 м для уменьшения общего сопротивления движению автомобилей, а также при затяжных спусках на нерабочем борту и на поверхности для обеспечения безопасности движения. В последнем случае предусматривается устройство через 500-600 м вставок длиной не менее 50 м с уклоном не более 2 %. Уклон (%) на криволинейном участке

$$i_k = i_p - 6 + 0.1R, \quad (3.9)$$

где R – радиус кривой, м.

При минимальном радиусе поворота 20-30 м уклон криволинейного участка трассы не должен превышать 4-5 %.

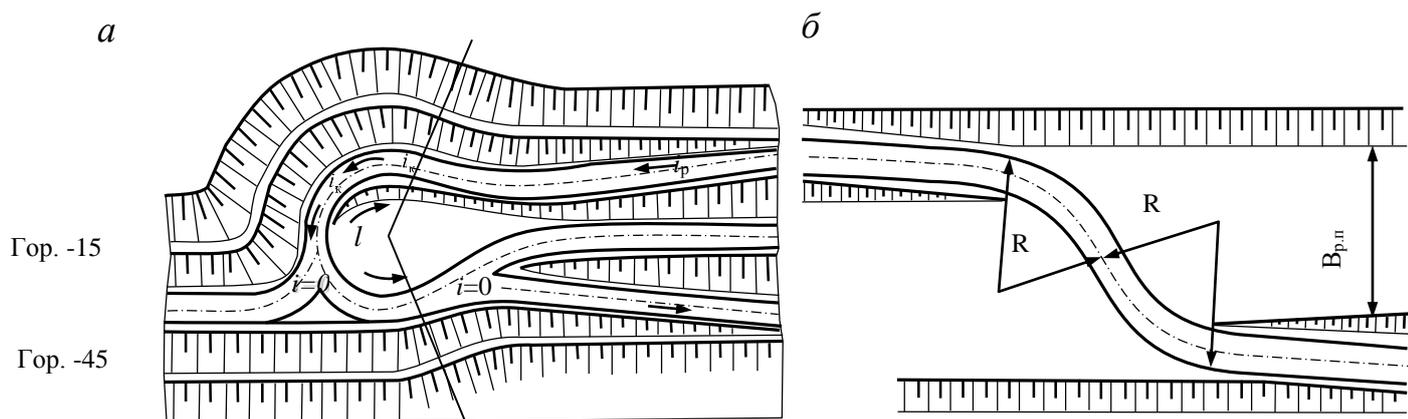


Рис. 3.7. Схемы пунктов примыкания автомобильных съездов к рабочим горизонтам

В пунктах примыкания к забойным автодорогам съездов, расположенных на рабочем борту карьера, устраиваются горизонтальные вставки (рис. 3.7, б), минимальная длина которых приближенно равна сумме радиуса поворота дороги и ширины рабочей площадки.

Коэффициент удлинения трассы составляет:

при сквозных съездах без примыкания на горизонте:

простой трассы (прямые съезды) – 1,07-1,12;

сложной трассы (петлевые съезды) – 1,04-1,16;

при примыкании съездов, расположенных на нерабочем борту карьера, к соединительным автодорогам:

прямых съездов – 1,08-1,16;

петлевых с односторонним примыканием – 1,1-1,25;

то же, с двусторонним примыканием – 1,4-1,7;

при примыкании временных съездов к забойным дорогам:

съездов, занимающих фиксированное положение по длине фронта работ, при минимальной ширине рабочей площадки – 1,25-1,6;

съездов, перемещаемых вдоль фронта работ уступа, при широких рабочих площадках – 1,4-2.

Для трасс сложной формы k_y определяются отдельно для простых и петлевых участков. При увеличении глубины карьера k_y для внутрикарьерных дорог уменьшается с 1,3-1,8 до 1,1-1,2 в результате увеличения удельного веса постоянной

части трассы на верхних горизонтах. Коэффициент удлинения трассы возрастает с увеличением максимального уклона, ширины площадок на уступах, минимального радиуса поворота дороги, высоты рабочей зоны и с уменьшением размеров карьера в плане.

3.10. Скользящие и полустационарные съезды

При развитии горных работ от центра карьерного поля к его границам все или часть внутренних съездов расположены на рабочих бортах карьера. По мере подвигания бортов эти съезды периодически перемещаются (скользят) вместе с рабочими бортами к конечному контуру карьера (рис. 3.8).

Ширина скользящего съезда должна быть достаточной для размещения экскаватора, развала взорванной породы, путей съезда и дополнительного погрузочного пути при отработке верхнего подступа с нижней погрузкой. Вследствие ухудшения условий эксплуатации подвижного железнодорожного состава подъем скользящих съездов меньше, чем стационарных. Максимальное снижение подъема (до 30 % от величины его при стационарной трассе) необходимо при остановке поездов на съезде для погрузки, когда требуется обеспечить трогание груженого состава. В этих условиях при постоянном подъеме съезда полезная масса поезда уменьшается в среднем на 15 %.

При использовании скользящей трассы сокращается срок ввода карьера в эксплуатацию в результате уменьшения объема горно-строительных работ, так как скользящие съезды устраивают вблизи залежи или непосредственно на ней (см. рис. 3.8).

При карьерных полях вытянутой формы и относительно малой мощности залежи вскрытие глубоких горизонтов стационарными трассами затруднено, так как ширина карьера на некоторой глубине от поверхности меньше двух минимально допустимых радиусов кривых. В этом случае необходимо соединять забойные и траншейные пути с применением тупиков (рис. 3.9). Это необходимо и в начальный период отработки верхних уступов.

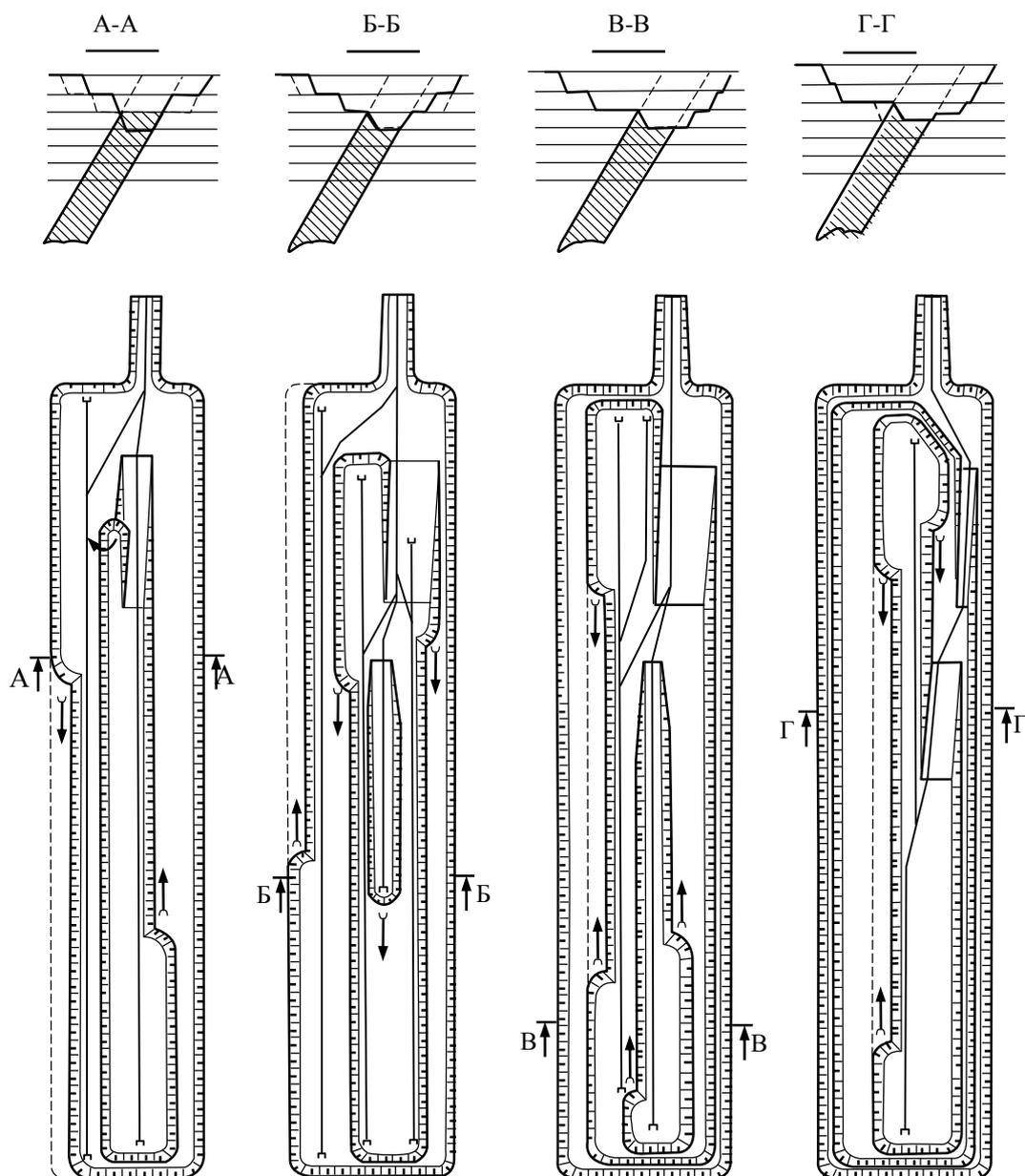


Рис. 3.8. Схемы развития горных работ при вскрытии горизонтов скользящими съездами

В таких случаях соединение забойных путей рабочего борта с путями съездов по торцовому борту невозможно и продолжении стационарной трассы на нижние горизонты нецелесообразно. Расположение тупиков на залежи затрудняет вскрытие нижележащих горизонтов и приводит к потерям полезного ископаемого или к большому, неоправданному разнесу торцового борта, если тупик укладывается вне залежи. Нарушается график вскрышных работ, так как на верхних уступах они должны быть уже полностью закончены, а значительные запасы на нижних горизонтах извлекаются медленно.

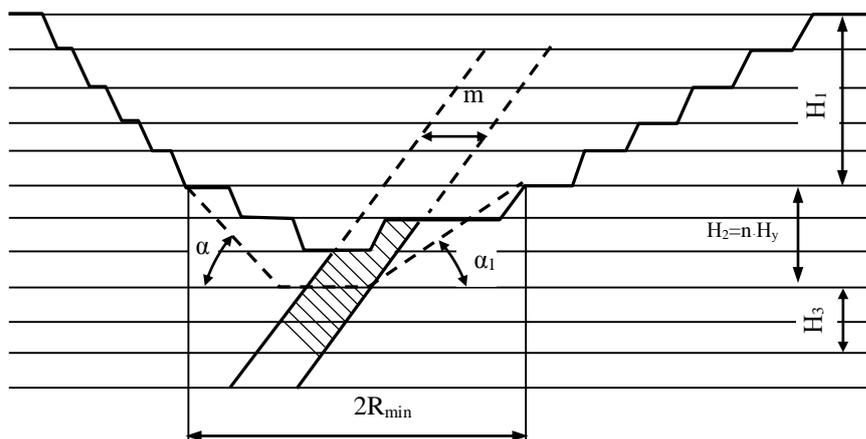


Рис. 3.9. Схема к определению числа нижних уступов, вскрываемых скользящими съездами

Число нижних горизонтов карьера, n_r , которые почти невозможно вскрыть с применением стационарной простой или тупиковой трассы, при высоте уступа H_y и горизонтальной мощности залежи m (см. рис. 3.9) определяется из выражения

$$n_r = (2R_{\min} - m) / [H_y (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_1)]. \quad (3.10)$$

Таким образом, рационально использование стационарного участка трассы для верхних горизонтов и нестационарного (скользящего) – для нижних горизонтов (на глубине H_2) в каждый период эксплуатации, в том числе и при доработке карьера.

Определенные трудности в развитии тупиковой трассы возникают и при создании фронта работ со стороны висячего бока залежи. В этом случае между разрезной и наклонной траншеями должна быть дополнительно проведена горизонтальная соединительная траншея (рис. 3.10, а), а это в свою очередь связано с увеличением объема проходческих работ и нарушением планомерной подготовки очередного горизонта. Если же нижний отрезок трассы (на один–два уступа) принять скользящим (рис. 3.10, б), то вскрытие осуществляется со стороны висячего бока залежи и повышается темп углубления горных работ.

При применении скользящих съездов для вскрытия не только нижних, но и верхних горизонтов график выполняемых работ по периодам существования карьера не нарушается. Условия трассирования могут быть улучшены и при использовании верхней погрузки и кратной перевалки пород с нижних горизонтов на верхние. Так как объемы горной массы на нижних уступах невелики, то расходы на их кратную

перевалку (на высоту H_3 , см. рис. 3.10) компенсируются сокращением расходов на прокладку путей и дополнительный разнос борта для размещения съездов.

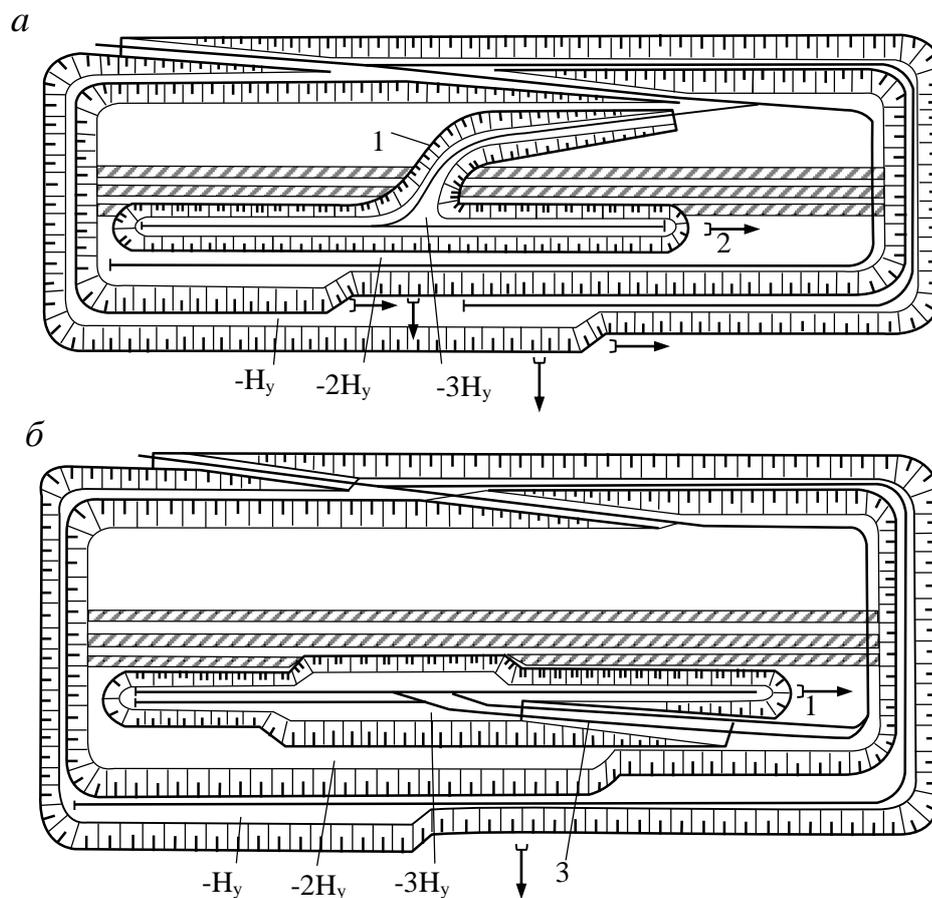


Рис. 3.10. Схема подготовки горизонта со стороны висячего бока залежи:
a и *б* – соответственно при вскрытии стационарными и скользящими съездами: 1 – соединительная траншея; 2 –
 разрезная траншея; 3 – скользящий съезд

Применение скользящих съездов позволяет интенсивно увеличивать глубину карьера в период строительства внешних траншей и стационарных съездов. После устройства стационарных съездов на рабочих горизонтах скользящие съезды ликвидируют. Во всех случаях необходимо применять простую трассу скользящих съездов уменьшая число вскрываемых ими уступов при ограниченной длине карьерного поля.

Вскрытие с применением скользящих трасс имеет и существенные недостатки, которые заключаются в уменьшении уклона пути на съезде, выполаживании рабочих бортов, разделении рабочих уступов съездами на две части с переменной высотой, увеличении объема буровых и путеукладочных работ, а также в ухудшении транспортных условий. В результате этого затраты на вскрышные работы в границах

скользящего съезда увеличиваются на 25-35 %.

При одновременной переукладке путей съездов и забойных путей возникают дополнительные простои экскаваторов. Для сокращения их необходимо производить укладку резервных путей на съезде *после* подвигания верхнего подустапа. В целом в результате ухудшения транспортных условий пропускная способность и годовой грузооборот скользящей трассы уменьшаются по сравнению со стационарной трассой соответственно на 12-15 % и 15-20 %.

Указанные недостатки скользящих съездов резко снижают свою значимость, а их достоинства становятся более эффективными при использовании автотранспорта, при применении которого скользящие, временные и полустационарные съезды (трассы) в настоящее время получили широкое распространение.

Контрольные вопросы:

1. Что называется «трассой траншеи» и чем она характеризуется?
2. Чем отличается теоретическая длина трассы от действительной?
3. Какие бывают схемы трассы в плане?
4. Какие различают пункты примыкания капитальных траншей к горизонтам при железнодорожном транспорте?
5. Охарактеризуйте понятие «коэффициент удлинения или развития трассы».
6. Какие принципиальные отличия имеют схемы автомобильные дороги от железнодорожных?
7. Каково технологическое назначение скользящих и полустационарных съездов?

3.11. Вскрытие наклонными внешними траншеями

Вскрытие *наклонными внешними траншеями* применяют главным образом в случае горизонтального или пологого залегания месторождений, расположенных на относительно небольшой глубине (до 50-60 м). Внешние траншеи располагают за контуром карьерного поля. По количеству вскрываемых горизонтов и своему назначению они могут быть отдельными, общими, групповыми и парными. Вскрытие

карьерных полей наклонными траншеями всех видов предусматривает применение колесного транспорта горной массы из карьера (железнодорожного или автомобильного).

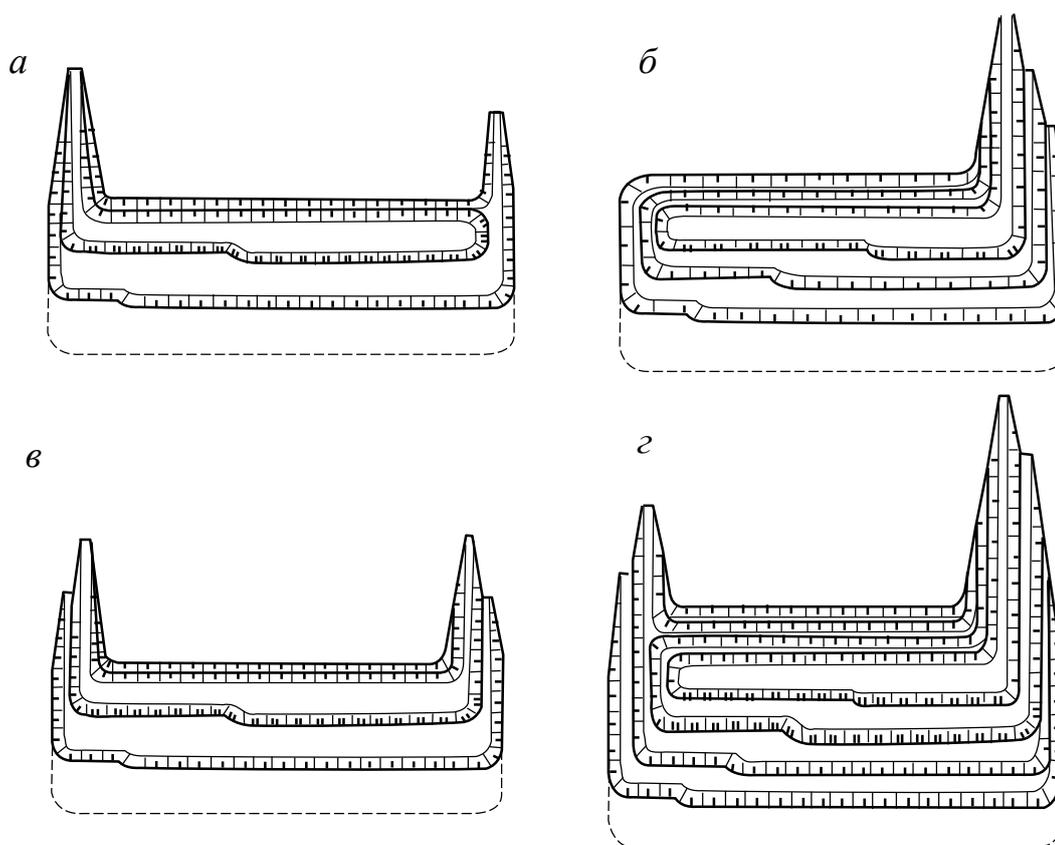


Рис. 3.11. Конструкции системы внешних наклонных траншей:

а – отдельных; б – общих; в – групповых; г – парных

При вскрытии *отдельными траншеями* (рис. 3.11, а) доступ к нужному горизонту (уступу) осуществляют посредством самостоятельных отдельных траншей, закладываемых за пределами контура карьера по его флангам. Этот способ применяют для вскрытия неглубоких горизонтальных и пологих месторождений различных полезных ископаемых малой и средней мощности. При равнинной местности отдельными внешними траншеями можно вскрыть не более двух уступов карьера (до глубины 30-40 м).

При вскрытии *общими внешними траншеями* одной выработкой вскрывают несколько уступов (рис. 3.11 б). При этом по сравнению с отдельными траншеями общий объем горно-капитальных работ в равных условиях уменьшается, что дает

возможность увеличить число вскрываемых горизонтов уступов до 4-5 (то есть до глубины 50-60 м) В данном случае сохраняется независимость пути грузопотоков с горизонтов, но становится зависимым их общее направление.

При вскрытии *групповыми внешними траншеями* проводят как бы обособленные общие траншеи к отдельным группам уступов (горизонтам) (рис. 3.11 в). При этом обычно одна общая траншея вскрывает группу из 2-3 добычных уступов. Благодаря такому разделению грузопотоков вскрыши и добычи упрощается организация транспортных работ и достигается большая производительность карьера по горной массе.

Групповые траншеи обычно закладывают на флангах карьерного поля, ориентируя их оси по ширине карьерного поля. По количеству вскрываемых уступов, то есть возможной глубине разработки месторождения вскрытие групповыми внешними траншеями занимает промежуточное положение между вскрытием отдельными и общими внешними траншеями.

Вскрытие *парными внешними траншеями* применяется в рассмотренных выше условиях общих траншей при большой мощности карьера и значительных объемах работ. В данном случае в дополнение к одной общей траншее с противоположной стороны карьерного поля проводится вторая аналогичная общая траншея. При этом каждая из двух траншей, входящих в соответствующую пару, является однопутевой и предназначена для прохода порожняка, другая для выдачи груза, причем первая траншея может иметь уклон больше руководящего. Таким образом, две парные однопутные траншеи, заменяющие одну двухпутевую одинарную обычно имеют лишь незначительно больший объем.

Вскрытие парными траншеями особенно показательно при применении автомобильного транспорта. Существенным преимуществом парных траншей является более четкое обеспечение экскаваторов порожняком, особенно при большой протяженности фронта работ уступов.

3.12. Вскрытие отдельными и общими внутренними траншеями

Вскрытие наклонными внутренними траншеями применяют при разработке наклонных и крутопадающих месторождений глубокого залегания или мощных штокообразных залежей при четком положении границ карьерного поля (рис. 3.12). В данном случае эти траншеи проводятся внутри карьерного поля по бортам карьера в конечном их положении. При этом также как при вскрытии внешними траншеями по числу вскрываемых горизонтов и назначению вскрывающих выработок имеет место вскрытие внутренними отдельными, общими, групповыми и парными траншеями.

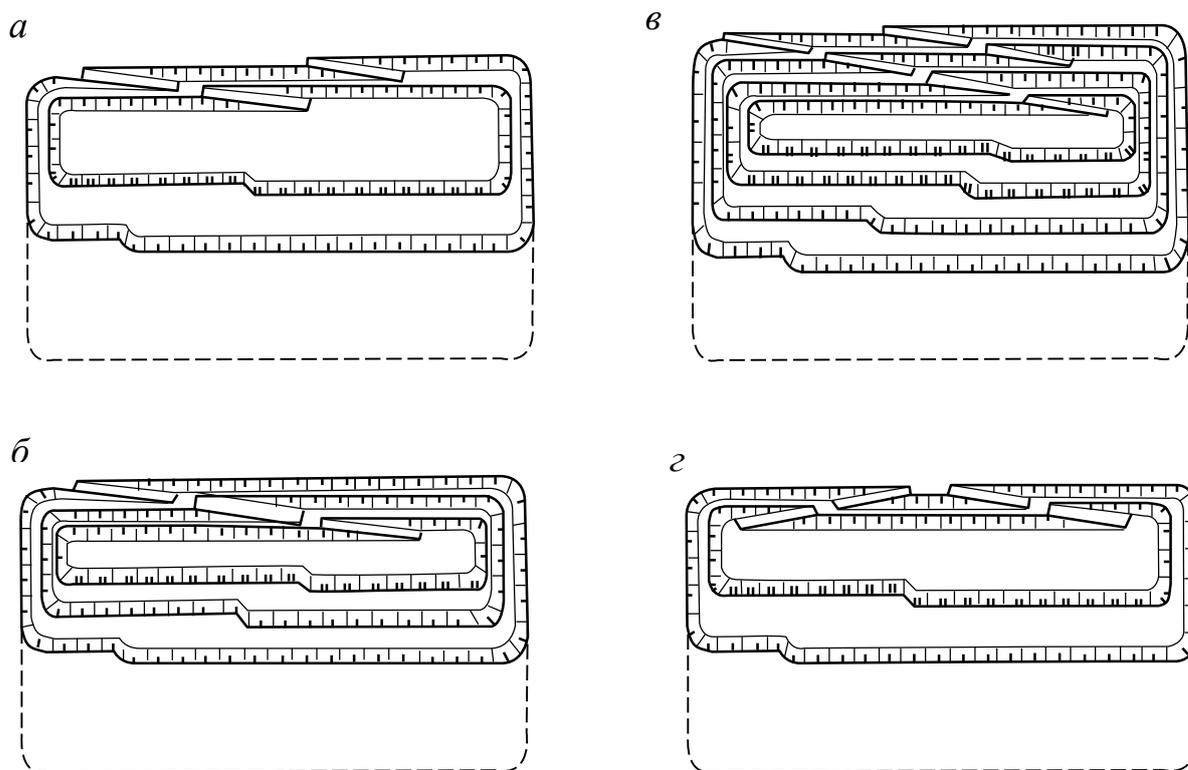


Рис. 3.12. Конструкции системы внутренних наклонных траншей:
а – отдельных; *б* – общих; *в* – групповых; *г* – парных

Вскрытие *отдельными внутренними траншеями* характеризуется наличием самостоятельной внутренней траншеи для каждого горизонта. Особенностью внутренних траншей является то, что располагаясь в контурах карьерного поля, они имеют полный профиль только в период проходки. В последующем, в процессе разработки месторождения, в результате разноса одного из бортов внутренних траншей они приобретают неполный профиль и становятся полутраншеями. При вскрытии отдельными внутренними траншеями полный профиль имеет траншея, вскрывающая самый глубокий горизонт. Все вышерасположенные отдельные

траншеи уже в процессе проходки имеют неполный объем, так как они проходятся по обнаженному борту карьера.

Все рабочие горизонты при вскрытии их отдельными внутренними траншеями имеют независимый друг от друга выход на поверхность с обеспечением требуемого рассредоточения грузопотоков карьера. Независимость траншей создает значительные удобства в организации горных работ. Однако при большом числе уступов такой способ вскрытия затрудняется, так как увеличивается объем работ по проведению капитальных траншей. Поэтому его можно применить при относительно неглубоком залегании месторождения.

Вскрытие *общими внутренними траншеями* характеризуется тем, что внутренняя траншея, вскрывающая данный горизонт, является одновременно частью траншеи, вскрывающей все выше и ниже лежащие горизонты. Такое вскрытие является наиболее распространенным и применяется для глубоких месторождений любой формы и любого угла залегания. Общие внутренние траншеи в зависимости от условий залегания месторождения могут иметь простую, тупиковую, петлевую и спиральную формы трассы.

Внутренняя траншея с простой формой трассы размещается обычно на одном из бортов карьера, не меняя своего направления (рис. 3.12, б).

Вскрытие общими внутренними траншеями с тупиковой формой трассы весьма широко используется при разработке наклонных и крутопадающих залежей месторождений глубокого залегания с применением железнодорожного транспорта, когда трасса траншей не размещается на борту карьера в одном направлении (рис. 3.13).

Сущность способа заключается в последовательном вскрытии отдельных горизонтов месторождения наклонными траншеями, которые проводят в предельном положении одного из бортов карьера во взаимно обратных направлениях, оканчивающихся на соответствующих рабочих горизонтах тупиковыми площадками. Каждая тупиковая площадка оборудуется маневровыми путями для разминовки

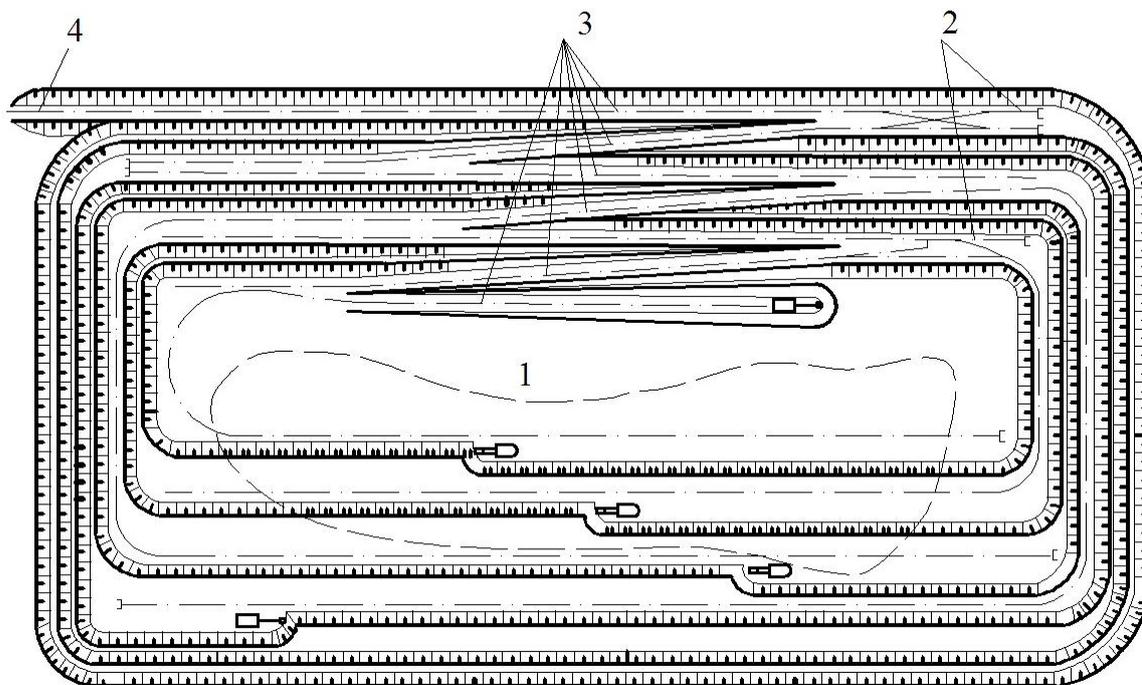


Рис. 3.13. Схема вскрытия внутренней траншеей с тупиковой формой трассы:
1 – контур залежи; 2 – тупики; 3 – наклонные траншеи; 4 – начало трассы

груженых и порожних составов и перемены направления их движения.

При вскрытии общими внутренними траншеями с петлевой формой трассы вместо относительно узких тупиковых площадок в пунктах поворота трассы устраивают широкие площадки, которые оборудуют петлевыми съездами, обеспечивающими сквозное движение транспортных средств без сложных маневровых операций (рис. 3.14).

Ширина площадки для петлевого съезда не должна быть меньше радиусов кривых, допускаемых соответствующими транспортными средствами. При железнодорожном транспорте ширина площадки обычно составляет 180-360 м, при автомобильном – 40-60 м.

Вскрытие внутренними траншеями с петлевой формой трассы наиболее удобно при разработке глубоких месторождений с углом падения до 30° .

При вскрытии общими внутренними траншеями со спиральной формой трассы капитальные траншеи располагают на бортах карьера в виде пространственной спирали, огибающей контур карьера (рис. 3.15). При таком вскрытии начиная с поверхности по предельному положению контура карьера проводят первую наклонную траншею.

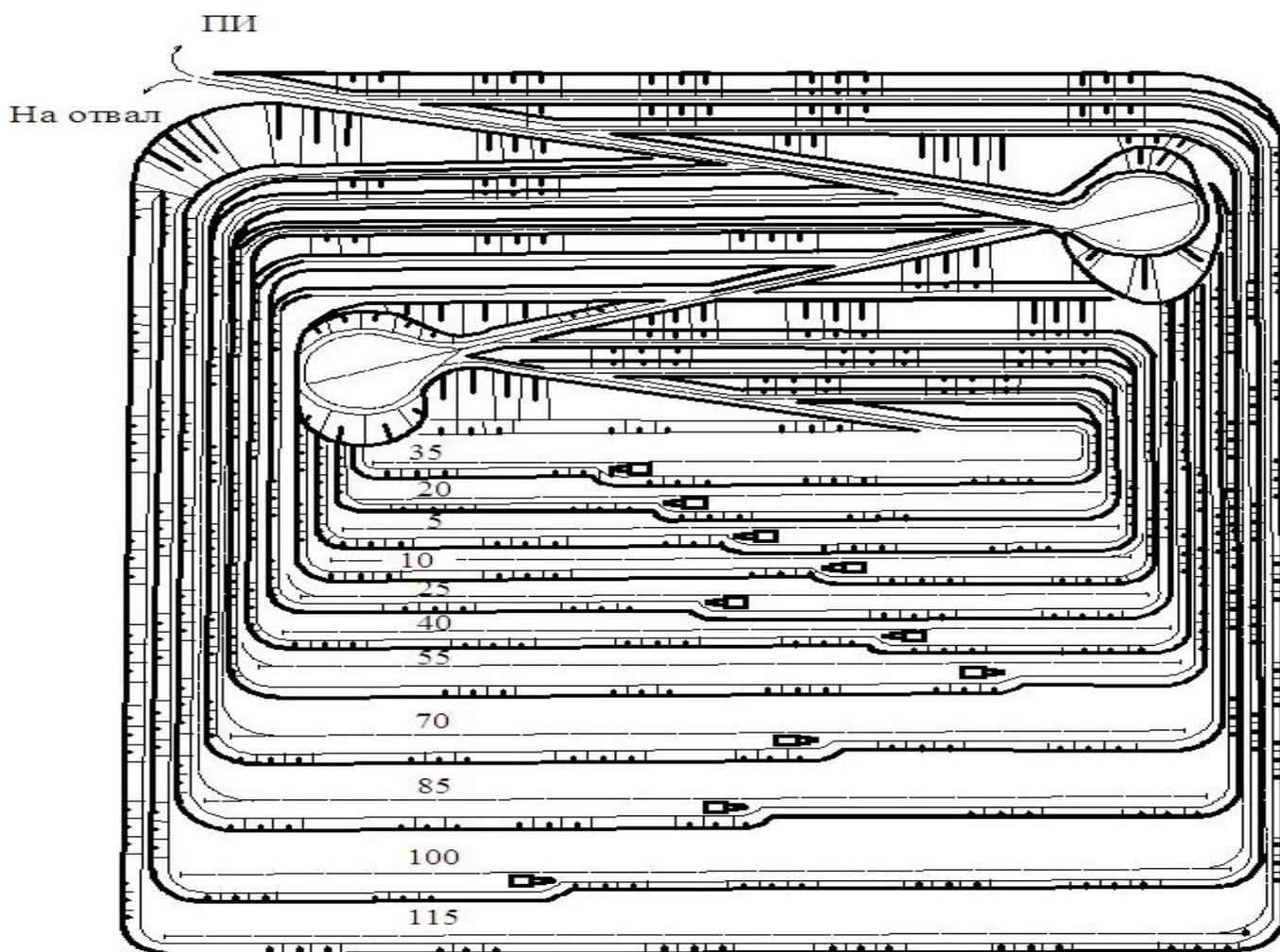


Рис. 3.14. Схема вскрытия общей внутренней траншеей с петлевой формой трассы

После соответствующего развития горных работ на вскрытом горизонте вскрытие последующих горизонтов осуществляется аналогичным образом. При этом очередная наклонная траншея берет начало от конца предыдущей наклонной траншеи и, являясь как бы ее продолжением, проходится далее по предельному контуру борта карьера.

При таком вскрытии горные работы на определенном горизонте начинаются от разрезной траншеи и развиваются веером с пунктом поворота на участке примыкания этой траншеи к соответствующей наклонной траншее. Как видно (рис. 3.15), при вскрытии общими внутренними траншеями со спиральной формой трассы нельзя организовать одновременную отработку большого числа уступов. Это вызвано тем, что в данном случае горные работы на каждом горизонте, развиваясь веером из различных участков периметра карьера, требуют для вскрытия соответствующего горизонта почти полной отработки предыдущего горизонта.

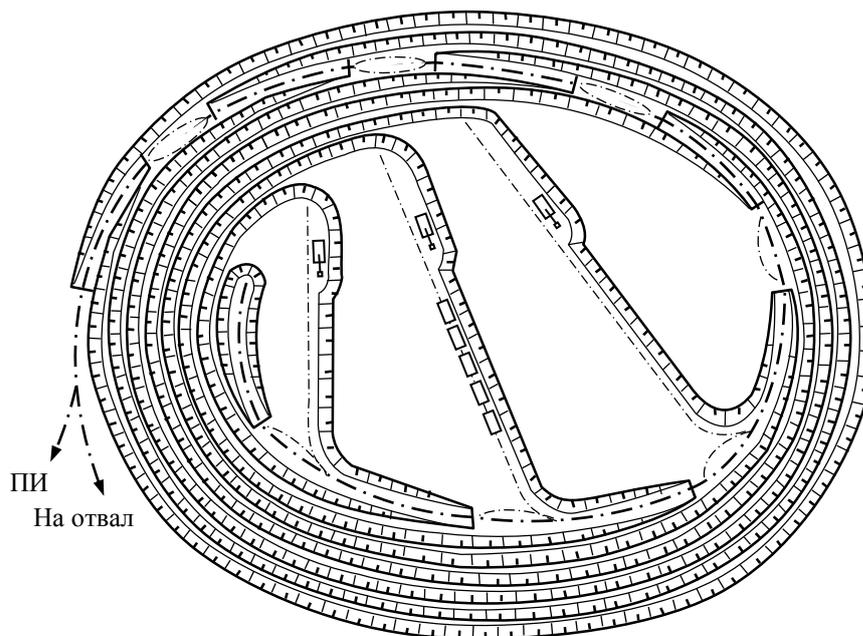


Рис 3.15. Схема вскрытия общей внутренней траншеей со спиральной формой трассы

Практически вскрытие траншеями со спиральной формой трассы при железнодорожном транспорте обеспечивает одновременную работу трех-четырех рабочих уступов, что для крупных карьеров не всегда достаточно. Применение автомобильного транспорта в данном случае позволяет иметь одновременно в работе примерно в два раза больше рабочих уступов чем при железнодорожном.

Основное преимущество вскрытия спиральными траншеями заключается в непрерывности движения транспорта от забоев до места разгрузки на поверхности, благодаря чему достигается высокая производительность подвижного состава, по сравнению с тупиковой или петлевой формой трасс и увеличивается пропускная способность капитальной траншеи.

Траншеи со спиральной формой трассы применяют, когда размеры карьера в плане являются достаточными для свободного ее вписывания. Подобное вскрытие целесообразно главным образом для месторождений, имеющих в плане округлую форму, например, штокообразных или очень мощных пластовых залежей. При этом необходимы точные геологические данные об элементах залегания месторождения, обеспечивающие правильное определение предельного положения контура бортов карьера.

3.13. Вскрытие групповыми внутренними и парными траншеями

Вскрытие *групповыми внутренними траншеями* осуществляется путем проведения независимых друг от друга общих траншей (обычно простой формы) для соответствующих групп уступов (рис. 3.12, *в*). В данном случае грузопотоки породы и полезного ископаемого могут быть разделены на две самостоятельные ветви с независимыми выходами на поверхность карьера. При этом часто применяют различные виды транспорта для перевозки вскрыши и полезного ископаемого.

Вскрытие внутренними групповыми траншеями по сравнению со вскрытием отдельными траншеями, отличается меньшим объемом работ, но большим по сравнению со вскрытием общими траншеями.

Этот способ применяют для вскрытия мощных месторождений горизонтального и пологого залегания.

При вскрытии *внутренними парными траншеями* для всех уступов карьера проводится не одна, а две соответствующих данным условиям группы внутренних траншей. При этом одна группа траншей служит для транспортировки груза, а другая для порожняка. Парные траншеи в большинстве случаев могут представлять собой две общие внутренние траншеи с простой (рис. 3.12, *г*), тупиковой, петлевой или спиральной формой трассы. Вскрытие внутренними парными траншеями с петлевой и спиральной формой трассы особенно благоприятно в соответствующих условиях глубоких карьеров при применении автомобильного транспорта.

Как и при внешнем заложении траншей, внутренние порожняковые траншеи могут иметь больший подъем по сравнению с траншеями для прохода груза. При этом, если для вскрытия месторождения при применении железнодорожного транспорта требуется проведение двухпутевой общей траншеи, последняя может быть заменена соответствующими однопутевыми парными траншеями.

Таким образом, в отдельных случаях проведение парных внутренних траншей может способствовать лишь незначительному увеличению объема горно-капитальных работ по сравнению с общей траншеей, что будет компенсировано увеличением производительности экскаваторов и транспортных средств за счет

поточности движения.

3.14. Вскрытие наклонными внешними полутраншеями и крутыми траншеями

Вскрытие наклонными внешними полутраншеями имеет место при разработке месторождений высотного и высотно-глубинного типов с гористым рельефом поверхности.

В данном случае вскрывающие выработки (траншеи) располагают за пределами карьерного поля на наклонной поверхности косогора. При таких условиях сами траншеи уже в процессе проходки имеют вид полутраншей, а их конструктивные схемы уподобляются внешним траншеям глубинных месторождений и могут быть отдельными (рис. 3.16, *а*), а также общими с тупиковой (рис. 3.16, *б*) и петлевой (рис. 3.16, *в*) формами трассы.

Породные уступы или группы из двух-трех уступов вскрытые внешними полутраншеями (отдельными, общими или групповыми), могут располагать независимыми местными отвалами, которые можно разместить на косогоре в непосредственной близости от породных уступов. В этом случае перевозка породы будет происходить на короткие расстояния по путям благоприятного профиля.

Вскрытие *крутыми траншеями* предусматривает применение для транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого из карьера конвейерных или канатных подъемников, допускающих большие углы подъема трассы траншей (от 18 до 40° и более).

В случае применения тех или иных подъемников сущность такого способа вскрытия заключается в создании соответствующих крутых траншей, обычно по нерабочему борту карьера в его предельном положении. В зависимости от величины угла откоса нерабочего борта карьера и угла подъема, допускаемого применяемым подъемником, траншеи сооружают диагонально или под прямым углом к борту карьера.

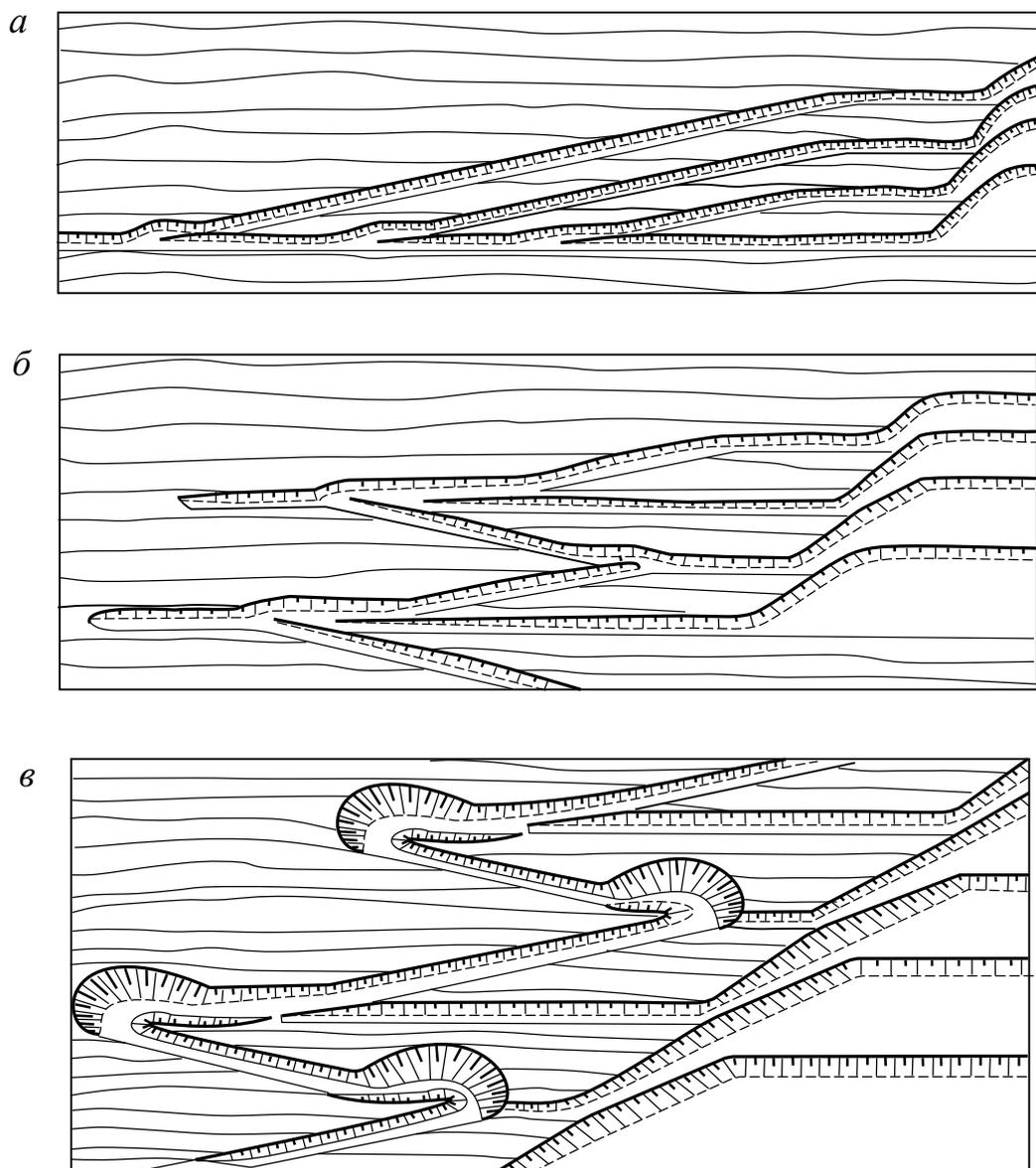


Рис. 3.16. Схемы вскрытия нагорных месторождений внешними наклонными полу
траншеями:

а – отдельными; *б* – общими с тупиковой формой трассы; *в* – общими с петлевой формой трассы

Если угол откоса нерабочего борта карьера меньше или равен углу подъема, который допускается применяемым подъемником, крутые траншеи располагаются под прямым углом к контуру карьера путем некоторого разноса борта карьера.

Траншеи для конвейерных подъемников могут располагаться по отношению к контуру борта карьера перпендикулярно и под углом (рис. 3.17).

Траншеи для скипового подъемника располагают строго перпендикулярно к контуру борта карьера.

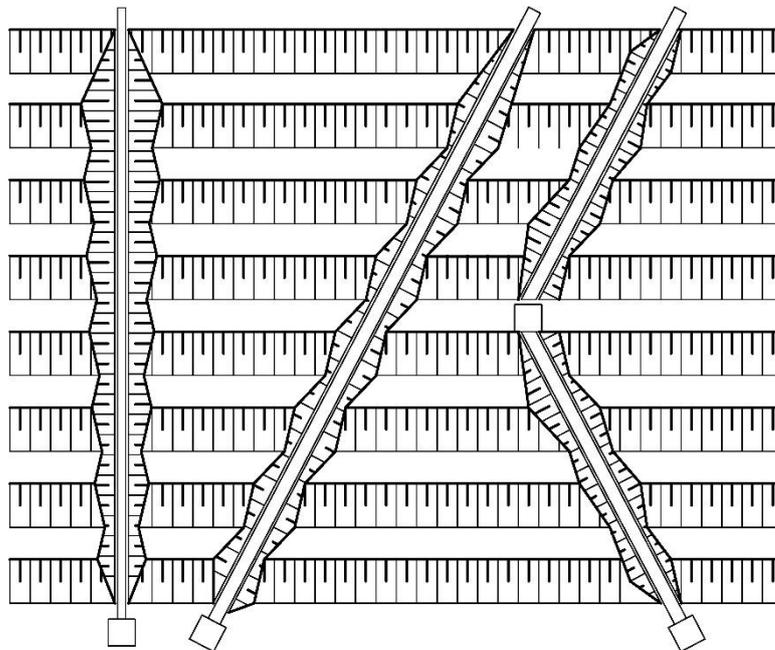


Рис. 3.17. Схемы размещения крутых траншей на борту карьера

Для увеличения срока службы и уменьшения числа переносов подъемника при углублении горных работ разделение контура карьера на этапы I-IV по глубине выбирают таким образом, чтобы на последующем этапе совмещенный борт был в районе установки подъемника (рис. 3.18).

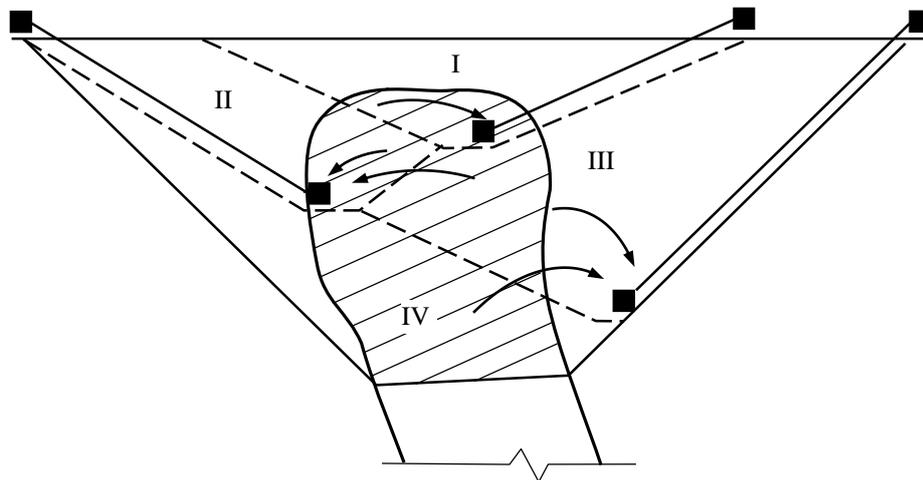


Рис. 3.18. Схема вскрытия крутой залежи с размещением подъемника на совмещенном борту промежуточных этапов:
I, II, III, IV – этапы отработки

Оборудование крутых траншей подъемниками связано с сооружением двух перегрузочных пунктов приемных площадок: нижней - в карьере и верхней - на его

поверхности. При этом необходимо три обособленных звена транспорта горной массы: перемещение от забоев карьера до подъемника, подъем на поверхность и перемещение от подъемника к потребителям или местам разгрузки.

Основными преимуществами вскрытия карьерных полей крутыми траншеями является возможность подъема горной массы со значительной глубины кратчайшим путем; минимальный объем горно-капитальных работ и малый срок подготовки карьера к эксплуатации.

К недостаткам такого способа вскрытия относятся:

- сложность подготовки новых горизонтов через одну действующую траншею и приема грузов на одну траншею при одновременной разработке нескольких уступов;
- необходимость сооружения верхней и нижней приемных площадок (станций), разрывающих поточность транспорта.

3.15. Вскрытие с использованием рудоспусков

Подземные вскрывающие выработки разделяются на перепускные (рудоспуски, породоспуски) и транспортные (тоннели, штольни, наклонные и вертикальные стволы, квершлагги и др.).

Тоннели – это горизонтальные или наклонные выработки, предназначенные для движения колесного транспорта. Наклонные и вертикальные стволы оборудуются подъемниками (конвейерными, скиповыми и др.).

Вскрытие подземными *перепускными выработками (рудоспусками)* в сочетании с подземными транспортными выработками возможно в карьерах как высотного, так и глубинного вида.

На нагорных карьерах такое вскрытие возможно, начиная с первого периода эксплуатации, при значительной разнице отметок между добычными горизонтами и господствующей поверхностью и крутых (более 20°) склонах.

По углу наклона β различаются вертикальные ($\beta=90^\circ$) и наклонные ($\beta= 65\div 80^\circ$) рудоспуски, а по местоположению относительно контура карьера – внешние и внутренние; последние периодически погашаются по мере отработки уступов.

Внешние рудоспуски применяются при неустойчивых породах в границах карьера, а также при небольших его размерах. Форма поперечного сечения рудоспуска обычно круглая; площадь его сечения составляет 4-30 м², а иногда больше.

На нагорных карьерах транспортными подземными выработками для перемещения на поверхность руды, поступающей из рудоспусков, являются тоннели. В настоящее время характерно применение горизонтальных и наклонных тоннелей для железнодорожного транспорта широкой колеи (рис. 3.19, *а*). Во многих случаях возможная производительность рудоспуска ограничивается полезной массой поездов и схемой путевого развития погрузочной станции, которая располагается на горизонтальном участке тоннеля.

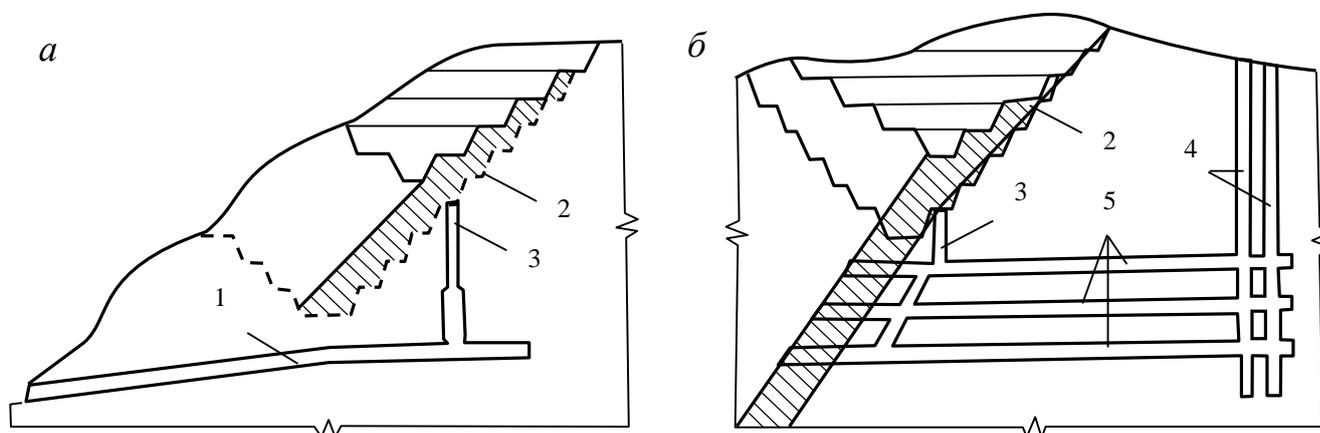


Рис. 3.19. Схемы вскрытия рудоспусками и подземными транспортными выработками:

а – месторождения высотного типа; *б* – месторождения глубинного типа при комбинированной разработке; 1 – тоннель; 2 – контур карьера; 3 – рудоспуск; 4 – стволы; 5 – квершлаг

Местоположение, число и диаметр рудоспусков зависят от производственной мощности карьера, его глубины и размеров разрабатываемых залежей. Минимальное расстояние между рудоспусками составляет 90 - 100 м. При рассредоточении рудоспусков возрастают капитальные затраты на их сооружение, а также на удлинение тоннелей, но уменьшается пробег автосамосвалов в карьере и увеличивается срок службы рудоспусков. В большинстве случаев необходимо предусматривать резерв рудоспусков из условия обеспечения грузопотока в период погашения одного из рудоспусков, ликвидации завесаний руды и т. д. Фактическое число рудоспусков на карьерах изменяется от 2 до 5.

На нагорных карьерах глубина и срок службы рудоспусков, протяженность тоннелей, вид транспорта и развитие коммуникаций на поверхности, а также срок строительства карьера обычно взаимосвязаны и устанавливаются при сопоставлении различных схем транспортирования руды. Глубина рудоспусков на карьерах составляет 40-600 м и более.

Рассмотренный способ вскрытия позволяет обеспечить производственную мощность карьера по руде 15-20 млн. т/год и более. По мере включения в разработку крупных высокогорных месторождений (в районах БАМа и др.) этот способ найдет широкое применение.

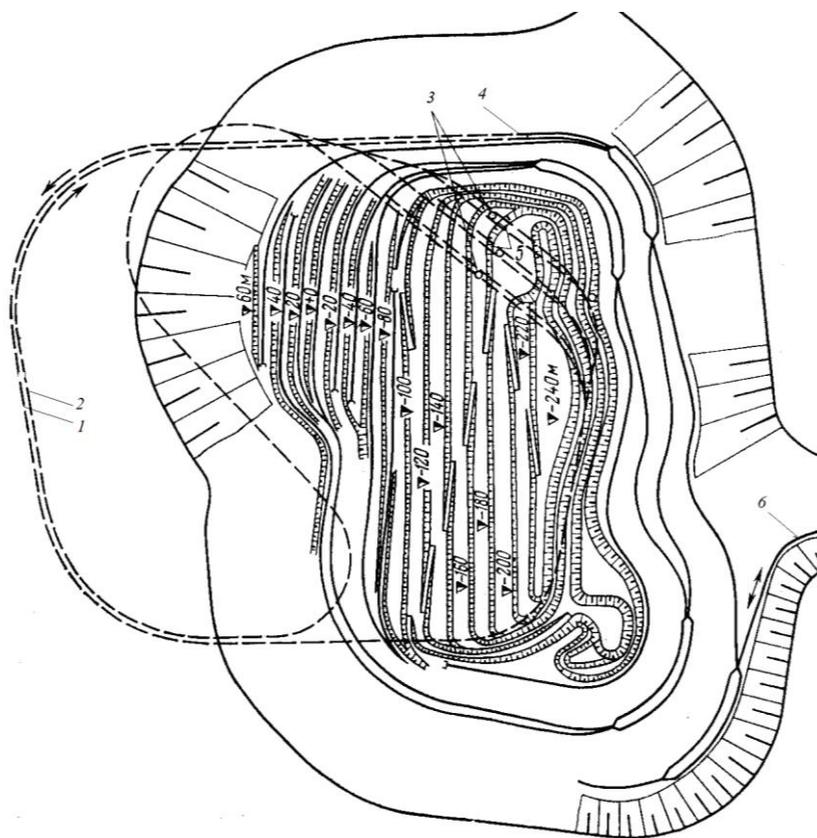


Рис. 3.20. Схема вскрытия глубоких горизонтов Сарбайского карьера:
1 и 2 – соответственно порожняковая и грузовая ветвь; 3 – рудо и породоспуски; 4 – устье тоннеля; 5 – подземные погрузочные пути; 6 – железнодорожные пути по борту карьера

Вскрытие *рудоспусками и рудничными капитальными выработками* нижних горизонтов карьеров высотного и глубинного видов возможно при комбинированной разработке месторождений (совместной или опережающей подземной, см. рис. 3.19, б), что позволяет сократить капитальные, а часто также и эксплуатационные расходы

на открытую разработку.

В карьерах *глубинного вида* применение *вскрытия рудоспусками и наклонным железнодорожным* тоннелем групп средних и нижних горизонтов (рис. 3.20) позволяет в ряде случаев расширить область использования железнодорожного транспорта в глубоких карьерах, обеспечить простую или петлевую форму трассы с уклоном до 55 ‰ и высокую производительность локомотивосоставов, уменьшить расстояние перевозок автотранспортом в карьере, исключить дополнительный разнос его бортов, уменьшить расстояние перевозок горной массы на поверхности. Недостаток такого способа – большой объем работ по сооружению подземных выработок.

3.16. Возможности тоннельного вскрытия рабочих горизонтов

С увеличением глубины разработки наклонных и крутых залежей усложняются условия вскрытия глубоких горизонтов карьеров, особенно при использовании железнодорожного транспорта.

Вскрытие наклонными железнодорожными тоннелями рабочих горизонтов карьеров *глубинного вида* характеризуется выходом тоннеля непосредственно в рабочую зону карьера (рис. 3.21). Тоннель может проводиться с поверхности или с промежуточной отметки. Применение железнодорожных тоннелей, проводимых с поверхности для вскрытия глубоких горизонтов позволяет:

уменьшить объем горных работ по разносу нерабочих бортов карьеров в результате сокращения числа транспортных берм и площадок для размещения тупиков;

сократить расстояние транспортирования горной массы, так как тоннели могут выходить на поверхности непосредственно к пунктам приема карьерных грузов;

увеличить пропускную способность трасс и улучшить условия работы транспорта при использовании простой формы трассы;

вскрывать новые горизонты и формировать нужные грузопотоки породы и руды

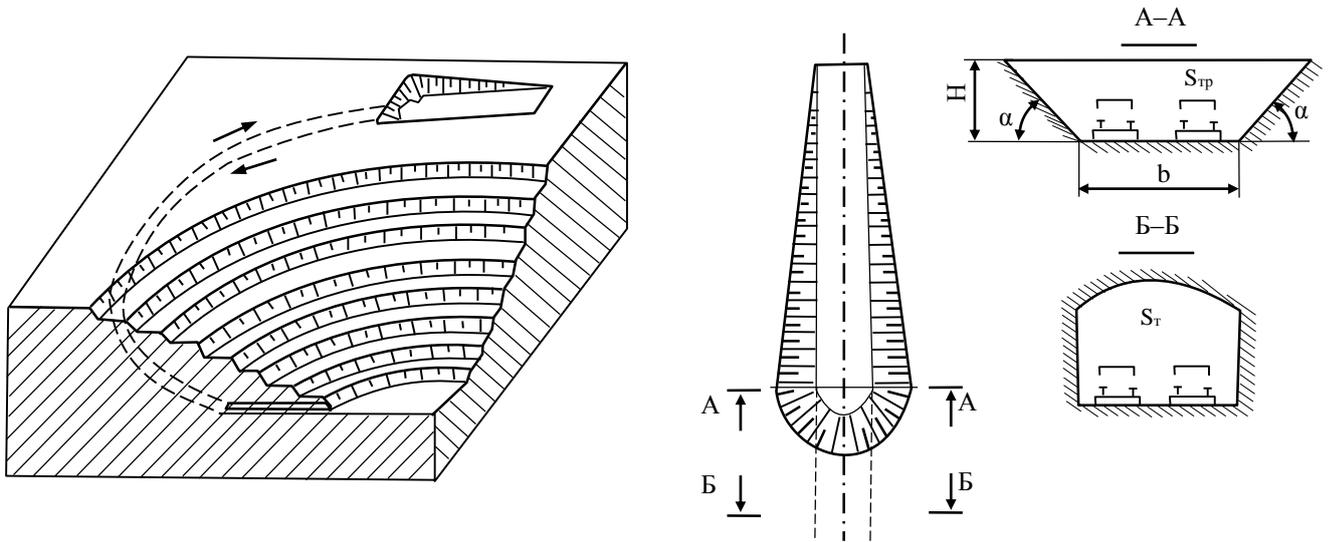


Рис. 3.21. Вскрытие глубоких горизонтов железнодорожным тоннелем и схема к расчету границы перехода траншеи в тоннель

независимо от ведения горных работ на вышележащих уступах, т. е. не нарушать режима работы предприятия.

Преимущества применения тоннелей позволяют существенно увеличить возможную глубину погружения трассы железнодорожных путей. Основная область применения тоннелей – вскрытие глубоких горизонтов (200-250 м и более) при грузообороте 40-50 млн. т/год и более и использовании в карьере железнодорожного или комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта с уклоном путей 50-80%. Тоннели (обходные) необходимы также для развязки пересекающихся грузопотоков горной массы. Начиная с глубины 80–100 м использование тоннелей эффективнее, чем мостов.

С поверхности целесообразно сначала проводить внешнюю траншею продолжением которой является тоннель (рис. 3.21), так как затраты на проведение траншеи до определенной глубины будут меньше затрат на сооружение тоннеля. На границе перехода капитальной траншеи в тоннель затраты (тг/м) на проведение обеих выработок должны быть равны

$$S_{\text{тр}} c_{\text{тр}} = S_{\text{т}} c_{\text{т}}$$

или

$$H(b + H \text{ctg} \alpha) c_{\text{тр}} = S_{\text{т}} c_{\text{т}}, \quad (3.11)$$

где $S_{тр}$ и $S_{т}$ – площадь поперечного сечения соответственно капитальной траншеи и тоннеля, m^2 ; $c_{тр}$ и $c_{т}$ – удельные затраты на проведение соответственно капитальной траншеи и тоннеля, $тг/м^3$; b – ширина траншеи, $м$.

Глубина капитальной траншеи H ($м$), с которой целесообразен переход к тоннелю,

$$H = \sqrt{S_{тр} \frac{c_{тр}}{c_{ст}} \operatorname{tg}\alpha + \left(\frac{b}{2} \operatorname{tg}\alpha\right)^2} - \frac{b}{2} \operatorname{tg}\alpha. \quad (3.12)$$

Во многих случаях глубина заложения устья тоннеля составляет 40-50м в зависимости от числа путей в нем.

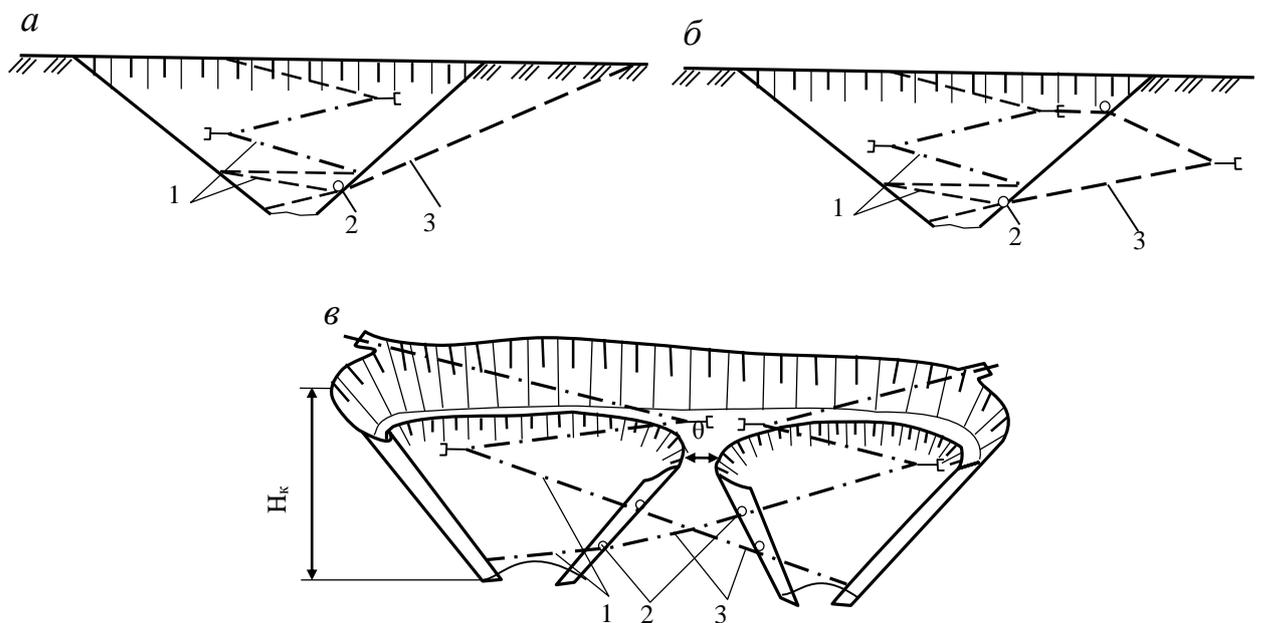


Рис. 3.22. Схемы тоннельного вскрытия:

a – при проведении тоннелей с поверхности; b – при проведении тоннелей из выработанного пространства; $в$ – при вскрытии глубоких горизонтов близко расположенных карьеров; 1 – ось железнодорожных путей; 2 и 3 – соответственно порталы и ось железнодорожных тоннелей

Проведение тоннеля с нерабочего борта карьера ограниченной протяженности обуславливается стремлением сохранить стационарную трассу железнодорожных путей и одновременно увеличить глубину ее погружения. Такой вариант вскрытия глубоких горизонтов принят, например, в проекте реконструкции Сарбайского железорудного карьера.

Использование тоннелей в качестве вскрывающих выработок для создания единой транспортной схемы при разработке месторождений большой протяженности обособленными близко расположенными карьерами (рис. 3.22) целесообразно на крупных карьерах, например при разработке Баженовского месторождения асбеста, Экибастузского угольного месторождения и др.

3.17. Комбинированное вскрытие

Комбинированное вскрытие карьерных полей представляет собой различные сочетания известных способов вскрытия траншеями, подземными выработками или вскрытия без проведения каких-либо выработок. По характеру этих сочетаний можно выделить четыре группы комбинированных способов вскрытия.

1. *Комбинация траншейных способов вскрытия* очень распространены на открытых разработках, так как они больше всего отвечают требованиям, предъявляемым к вскрытию глубоких месторождений сложного залегания.

В большинстве случаев сочетаются внешние траншеи, вскрывающие верхние горизонты карьера с внутренними общими траншеями, вскрывающими нижние горизонты. При этом возможно различное сочетание форм трассы внутренних траншей: спиральной и тупиковой или наоборот, тупиковой и спиральной, что часто используют при вскрытии глубоких горизонтов карьера. Во многих случаях внешние траншеи сочетают с временными внутренними траншеями -скользящими съездами.

2. *Комбинация траншейного вскрытия с подземным* встречается при сочетании вскрытия породных уступов капитальными наклонными траншеями, а уступов полезного ископаемого - шахтными стволами (обычно наклонными).

Этот способ может быть применен при вскрытии карьерных полей мощных наклонных или крутых угольных пластов или рудных залежей. Такое вскрытие осуществлено по проекту реконструкции на Коркинском буроугольном месторождении Южного Урала, где породные уступы вскрыты внутренней траншеей с петлевой формой трассы, а угольные - двумя наклонными шахтными стволами, оборудованными конвейерными подъемниками.

3. *Комбинация траншейного вскрытия со вскрытием без горных выработок* возможна в двух основных вариантах:

а) *сочетание траншейного вскрытия добычных уступов со вскрытием породных уступов без каких-либо выработок.* Такое вскрытие характерно для пластовых месторождений с горизонтальным и пологим залеганием, в период полного развития вскрышных работ, когда покрывающие пустые породы полностью перемещаются в выработанное пространство экскаваторно-отвальными или выемочно-отвальными комплексами: вскрышными экскаваторами, забойными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами. При этом полезное ископаемое нижележащего горизонта выдается на поверхность через внешние, обычно наклонные траншеи.

б) *сочетание траншейного вскрытия породных уступов со вскрытием добычных уступов без каких-либо выработок* возможно при разработке мощных бурогольных пластов (50 м более) пологого залегания, когда породные уступы вскрываются временными траншеями (скользящими съездами), а угольные связываются с поверхностью ленточными конвейерами, размещаемыми непосредственно на почве отрабатываемого уступа. При этом породные грузопотоки перемещаются по скользящим съездам и исключают пересечение конвейерных подъемников, образующих грузопоток полезного ископаемого.

4. *Комбинация нескольких способов вскрытия.* При вскрытии месторождений смешанного типа (глубинно-высотных), а также наклонных и крутых залежей большой глубины, возможно сочетание трех-четырех различных способов вскрытия.

Например, при разработке глубинно-высотного месторождения возможно вскрытие наклонными полутраншеями нагорной его части, внутренними наклонными траншеями верхних горизонтов и подземными выработками (наклонными или вертикальными стволами) нижних горизонтов глубинной части залежи.

3.18. Вскрытие особо мощных и глубоких карьеров

Освоение мощности и эксплуатация таких предприятий будут осуществляться в течение нескольких десятилетий, поэтапная их реконструкция должна обеспечить

прогресс их экономики.

Проектная глубина многих мощных карьеров составляет 500-700 м при длине по поверхности 2,5-6 км и ширине от 1,5 до 4 км. Ведение горных работ на многих действующих карьерах осуществляется уже на глубине 250-450 м. Особенности открытых разработок в этих условиях определяются следующими основными факторами:

1. Значительными общими объемами горной массы в конечных контурах (1-20 млрд. м³). До 50 % всей горной массы сосредоточено в верхней зоне высотой 150-200 м и до 90-95 % – от поверхности до глубины 400-500 м. Мощность таких карьеров по горной массе достигает 60-500 млн. т в год.

2. При глубине карьеров от 200 до 500 м 30-70 % разрабатываемой и транспортируемой горной массы составляют вскрышные породы.

3. Расстояние перемещения при использовании любого вида карьерного транспорта, как правило, составляет не менее 5-8 км, а для вскрышных пород в отвалы – 7-20 км и более.

4. При понижении горных работ до 200-250 м конечный контур карьера по поверхности, как правило, по всему периметру еще не отстроен, что обуславливает необходимость одновременного ведения горных работ как в нижней, так и в верхней зонах карьера.

5. Конечные размеры горизонтов в плане на глубине 220-250 м в среднем в 2-2,5 раза меньше, чем размеры верхнего горизонта карьера. Интенсивное сокращение проектных контуров горизонтов усложняет трассирование вскрывающих выработок и условия эксплуатации внутрикарьерного транспорта.

6. Вскрышные породы на глубоких горизонтах – скальные, труднорабатываемые, реже – средней трудности разработки. Верхняя зона карьеров при малой мощности наносов представлена в основном скальными породами средней трудности разработки, реже – легкорабатываемыми, а при глубокозалегающих месторождениях – мощной (до 120-150 м) толщиной мягких и плотных пород, а ниже – скальными породами.

Формирование грузопотоков в указанных условиях определяется как типом

комплекса оборудования, так и возможными способами вскрытия рабочих горизонтов по этапам. Можно выделить три основных этапа разработки, приуроченных к зонам углубления горных работ: от поверхности до 250-300 м; от 250-300 до 400-500 м и от 400-500 м до проектной глубины карьера (см. рис.3.23).

На первом этапе горные работы выполняются только в верхней зоне, на втором, как правило, одновременно в первой и второй зонах, на третьем – во всех зонах или только во второй и нижней. Третья зона и соответствующий этап разработки могут отсутствовать.

Эффективная эксплуатация комплексов с железнодорожным транспортом возможна только при формировании независимых грузопотоков в первой и второй зонах карьера, сооружении групповых вскрывающих выработок и кардинальном изменении схемы вскрывающих трасс при переходе к новым этапам разработки (рис. 3.23).

Основная задача вскрытия рабочих горизонтов первого этапа – обеспечить мощные вскрышные грузопотоки и, следовательно, максимальную производительность экскаватора. Поэтому в общем случае рационально горизонты верхней зоны вскрывать стационарными съездами по нерабочему борту карьера или траншеями внешнего и внутреннего заложения с уклоном до 30 %. Полезная масса поезда в этом случае составляет 1500-1700 т. Внешние траншеи глубиной 40-60 м на карьерах с мощной (80-160 м) толщей покрывающих пород необходимо проводить в период их строительства, а на карьерах с небольшой толщей наносов – в первый период эксплуатации. Внутрикарьерные обменные пункты, размещаемые во внешних траншеях и на нерабочем борту, должны обслуживать до 5-7 рабочих горизонтов и находиться на расстоянии не более 800-1000 м от забойных путей.

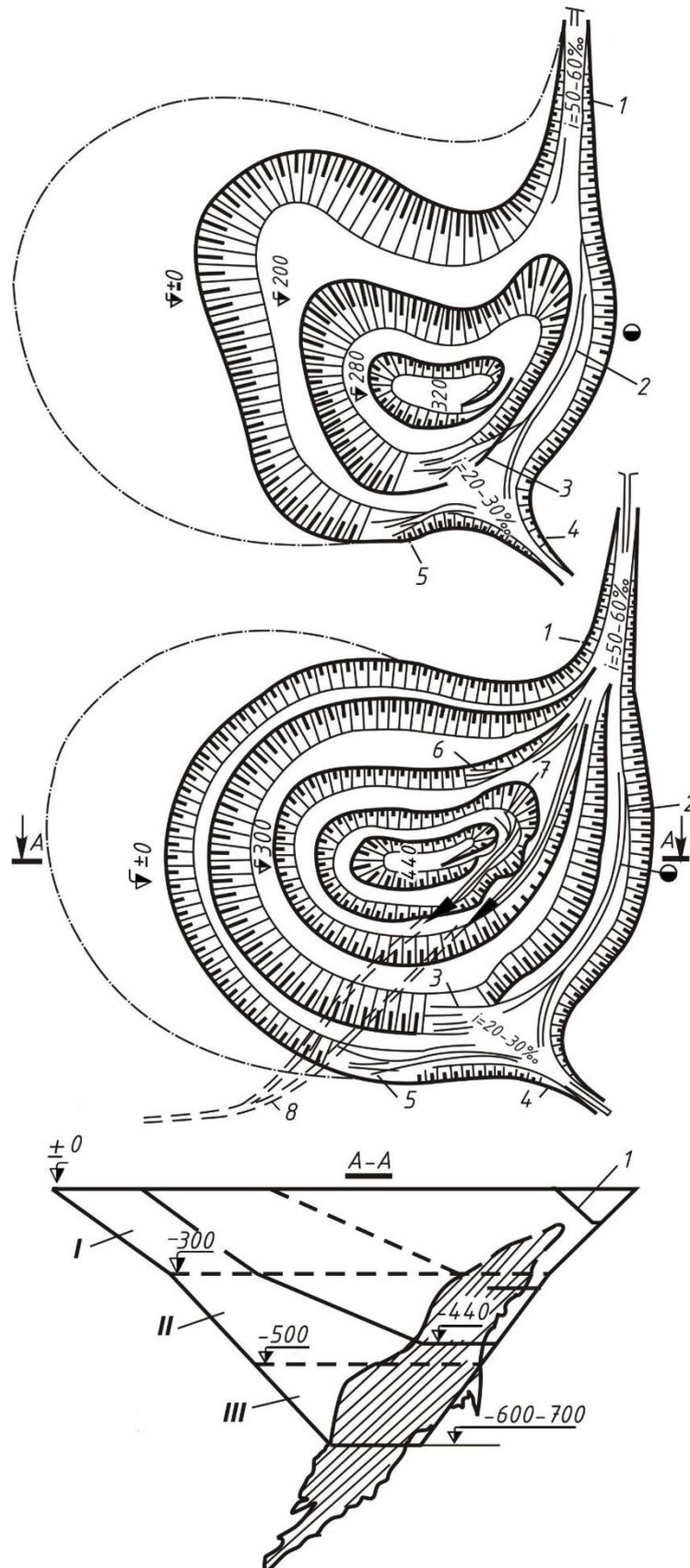


Рис. 3.23. Варианты схем вскрывающих трасс в глубоком карьере:

a – на первом этапе разработки; *b* – на втором; I, II и III – первая, вторая и третья зоны по глубине карьера; 1 – глубокая капитальная траншея с уклоном 50-60 %; 2 – тупиковая станция; 3 и 5 – соответственно тупиковые и прямые съезды в первой зоне; 4 – вспомогательная капитальная траншея с уклоном 20-30 %; 6 и 7 – соответственно прямой и тупиковый съезды во второй зоне; 8 – тупиковый законтурный тоннель

Мощность грузопотоков верхней зоны карьеров может быть существенно увеличена при применении колеи шириной более 1524 мм и специального подвижного состава, что позволит использовать комплексы с экскаваторами вместимостью ковша 20-30 м³.

На втором этапе схема вскрывающих трасс в принципе сохраняется, обеспечивая грузопотоки верхней зоны и являясь составной частью вскрытия нового этапа. Он заключается в сооружении комплекса вскрывающих выработок с уклоном 50-60 % для ввода железнодорожного транспорта на рабочие горизонты при глубине до 400-500 м от поверхности (верхняя зона) и создания независимого грузопотока из второй зоны (см. рис. 3.23, б). На участке пересечения новой трассой верхней зоны карьера вскрывающими выработками могут быть глубокая внешняя траншея, тоннель или их комбинации. Верхние рабочие горизонты второй зоны, где необходимо отстроить нерабочий борт для устройства внутрикарьерных станций, вскрываются внутренними съездами или тоннелями. При вскрытии нижних рабочих горизонтов второй зоны должна быть обеспечена максимальная глубина ввода железнодорожного транспорта в карьер. Появляется необходимость в широком применении тоннельного вскрытия глубоких горизонтов как на Сарбайском карьере (см. рис 3.20).

На *Качарском карьере*, где проектом предусмотрен ввод железнодорожного транспорта до глубины 170 м, возможно вскрытие горизонтов на глубине 240 м тупиковыми тоннелями длиной 1,3 км, проводимыми в законтурном пространстве восточного борта (рис. 3.24, а). Это позволит сформировать грузопоток мощностью 17-20 млн. т/год при отработке пяти горизонтов в скальных породах, резко сократить парк автосамосвалов, исключить механическое дробление вскрышной скальной породы и перегрузку ее в карьере и на поверхности. При устройстве нерабочего борта протяженностью 5,2 км до глубины 240 м возможно сформировать участок спиральной трассы длиной 9,2 км, включающий стационарные внутренние съезды верхней зоны карьера, и обходной тоннель длиной 4,1 км, выходящий в карьер на гор.– 75 м (рис. 3.24, б). Первая очередь спиральной трассы позволит использовать вскрышные комплексы с железнодорожным транспортом до глубины

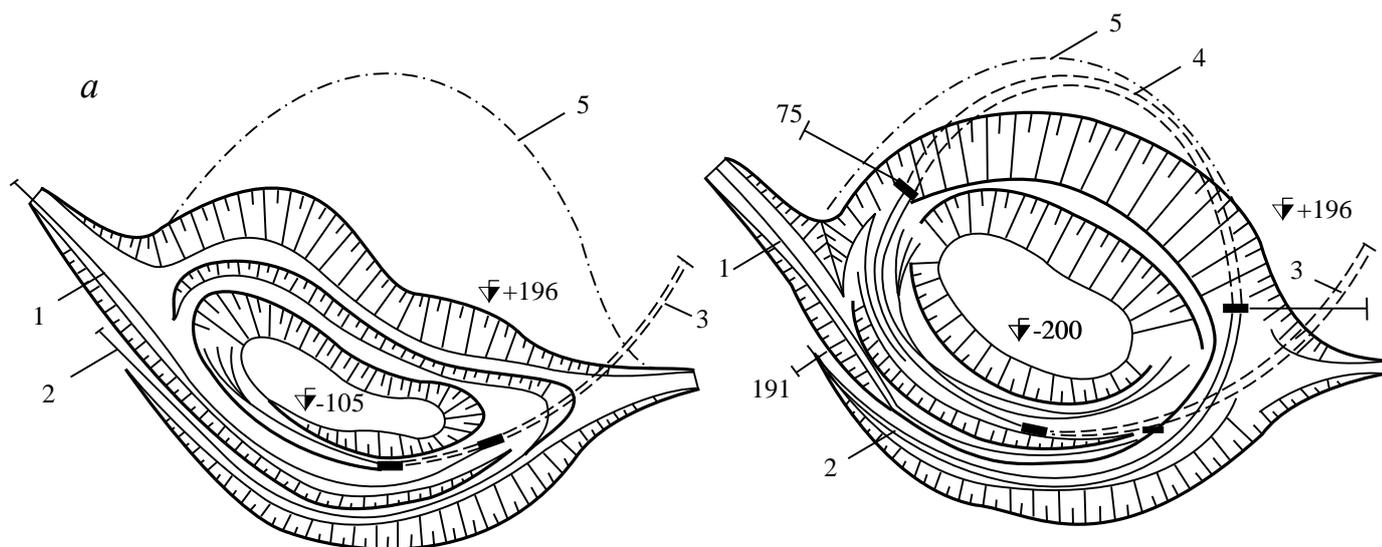


Рис. 3.24. Схемы вскрытия глубоких горизонтов Качарского карьера:

a и *б* – при глубине карьера соответственно до 300 и 400 м; 1 и 2 – главные пути I и II очередей вскрытия глубоких горизонтов; 3 – тупиковый тоннель первой очереди; 4 – спиральный тоннель второй очереди; 5 – предельный контур карьера

305 м. При дальнейшем ее развитии представляется возможность ввода железнодорожного транспорта на глубину 440-460 м.

Применение тупиковых тоннелей позволяет вскрыть рабочие горизонты до глубины 250-300 м, тогда как при проведении тоннелей со спиральной трассой – до 400-500 м, что принципиально решает транспортную проблему глубоких мощных карьеров. При этом в большинстве случаев после 25-30 лет работы карьера для размещения траншейной части спиральной трассы возможно использование съездов верхних горизонтов на нерабочих бортах.

Следует остановиться также на вскрытии глубоких горизонтов группы карьеров (рис.3.25). В ряде случаев при отработке группой карьеров одного или близлежащих месторождений и при глубине таких карьеров до 150-300 м на верхних горизонтах формируется общий борт протяженностью до 8-15 км, но обязательно с обособленным вскрытием рабочих горизонтов каждого карьера с длиной трассы по борту 2-3 км.

Применение межкарьерных тоннелей в качестве промежуточного звена в комплексе вскрывающих выработок позволит создать единую систему вскрытия с

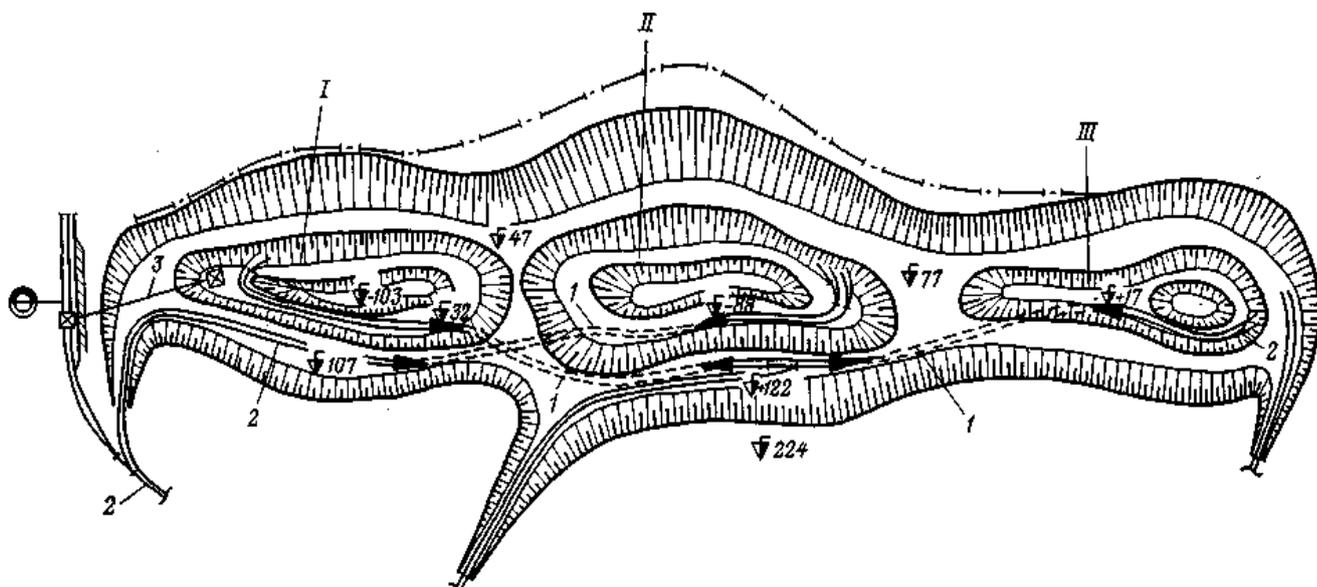


Рис. 3.25. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров комбината «Ураласбест»:

I и II – Южный и Центральный карьеры; III – карьеры Северный и № 1-2; 1 – межцеликовые железнодорожные тоннели; 2 – главные откаточные пути; 3 – конвейерный подъемник

прямой железнодорожной трассой на глубину до 300-450 м, а при дальнейшем развитии спиральной трассы (в основном при использовании тоннелей) в ряде случаев появится возможность ввести железнодорожный транспорт в карьер на глубине 500-600 м. Такие схемы вскрытия глубоких горизонтов карьера рассмотрены для комбината «Ураласбест» (рис. 3.25). Вскрытие рабочих горизонтов Центрального карьера можно осуществить тоннелем длиной 2,8 км с уклоном 60 ‰ из Южного карьера, а вскрытие глубоких горизонтов Южного и Северного карьеров – тоннелями, проводимыми из Центрального карьера с уклоном 50-55 ‰, длиной соответственно 3,1 и 1,6 км.

3.19. Схемы вскрытия глубокозалегающих и крутопадающих залежей

Как отмечено выше, разработка весьма глубоких карьеров предусматривает применение автомобильного и железнодорожного транспорта, ленточных и крутонаклонных конвейеров, наклонных и вертикальных скиповых подъемников самостоятельно или в разных сочетаниях между собою. По мере углубления горных работ обеспечение надежной грузотранспортной связи с рабочими горизонтами осуществляется путем проведения соответствующих вскрывающих выработок с

использованием уже действующих в верхней зоне. Соединяющим внутрикарьерным звеном во всех случаях является автомобильный транспорт, поскольку его мобильность, высокая проходимость и производительность обеспечивают надежную работу выемочно-погрузочного оборудования на ограниченных площадях нижних горизонтов карьеров.

Перегрузочные пункты для передачи горной массы на магистральные виды транспорта могут размещаться как на нерабочих, так и на рабочих бортах карьеров. Расположение их в центре объемов выемки разнотипных горных пород и перемещение вслед за подвиганием экскаваторных забоев позволяют снизить до минимума расстояние доставки груза автосамосвалом. Специализация перегрузочных пунктов, их количество и производительность должны отвечать разновидности и интенсивности грузопотоков, обеспечивать их надежное функционирование.

Местоположение крутонаклонных и вертикальных подъемников выбирается с учетом не только кратчайшего расстояния для доставки горной массы на обогатительную фабрику и в отвалы, но и возможности внутреннего отвалообразования в выработанном пространстве отработанной части карьера. Массив горных пород в зоне их действия должен быть устойчивым и не склонным к обрушению.

Возможные схемы вскрытия глубоких горизонтов при разработке крутопадающих залежей с применением различных видов транспорта обобщены А.П. Дриженко и приведены на рис. 3.26. В присвоенной индексации первой цифрой обозначен порядковый номер схемы, второй - вид применяемого магистрального транспорта (1 – автомобильный; 2 и 3 – железнодорожный с уклоном $i_p = 40-60\%$ и $i_p = 160\%$; 4 и 5 – конвейерный с углом подъема соответственно $16-18^\circ$ и $36-42^\circ$; 6 – скипов); третьей - местоположение подъемника (7 – в траншее; 8 – в подземной выработке), четвертой - наличие (9) или отсутствие (0) в транспортной системе рудоспусков и рудоскатов.

Так, схема 1-1-7-0 предусматривает вскрытие глубоких горизонтов системой автосъездов, пройденных на нерабочем или временно нерабочем борту карьера. Транспортирование горной массы из забоя экскаватора на поверхность

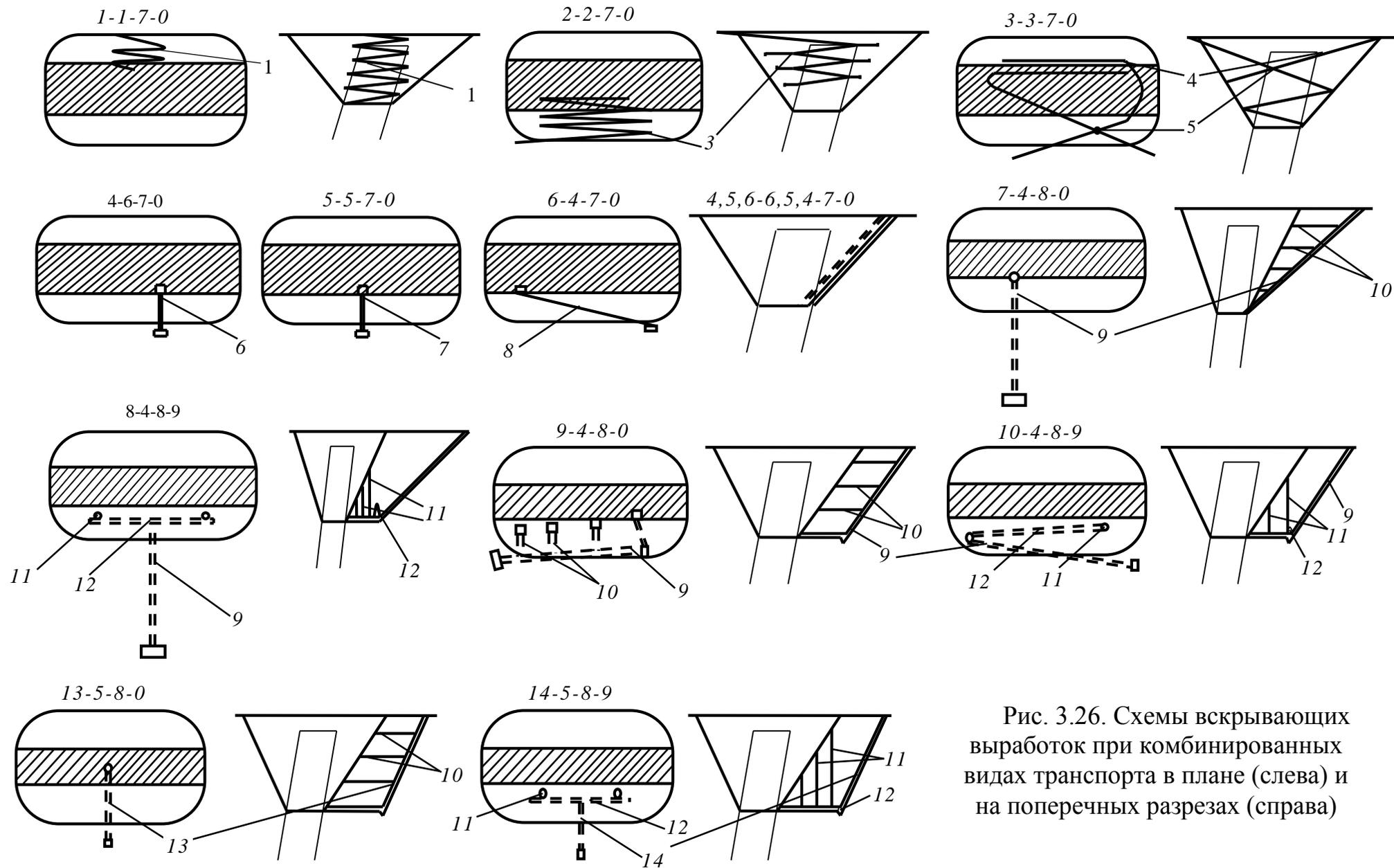


Рис. 3.26. Схемы вскрывающих выработок при комбинированных видах транспорта в плане (слева) и на поперечных разрезах (справа)

осуществляется автосамосвалами. На поверхности возможно установить оборудования для перегрузки в другие виды транспорта (железнодорожный, конвейерный) для доставки горной массы по назначению.

Схема 2-2-7-0 иллюстрирует вскрытие месторождения системой железнодорожных съездов с уклоном $i_p = 40 - 60\%$, которые пройдены на предельно возможную глубину, ограниченную размерами карьера в плане. Трасса железнодорожного пути может быть тупиковой, спиральной, петлевой или комбинированной формы. Коэффициент развития трасы составляет от 1,4 до 1,6 и больше. Погрузка в забоях может осуществляться экскаваторами непосредственно в думпкары или в автосамосвалы с последующей перегрузкой в железнодорожные поезда.

Схема 3-3-7-0 предусматривает вскрытие месторождения групповой траншеей внутреннего заложения с уклоном до 160% при применении в качестве магистрального транспорта карьерных электропоездов. Для обеспечения грузотранспортной связи различных групп уступов с поверхностью оборудуются три независимых выезда из карьера. Железнодорожные пути пересекаются на разных уровнях с устройством специальных путепроводов. В забоях, аналогично схеме 2-2-7-0, возможна погрузка горной массы экскаваторами непосредственно в думпкары электропоезда или с применением автосамосвалов в качестве сборочного звена при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте.

Схема 4-6-7-0 показывает вскрытие глубоких горизонтов карьера с применением скиповых подъемников, устанавливаемых в крутых траншеях. Такие траншеи проходятся на нерабочих или временно нерабочих участках борта под углом, близким к углу погашения. Расположение скиповых подъемников должно обеспечивать минимальное расстояние транспортирования горной массы автотранспортом, который используется в качестве сборочного звена, и в то же время не сдерживать развитие горных работ в требуемом направлении.

Схема 5-5-7-0 предусматривает вскрытие месторождения крутой траншеей, пройденной под углом $36 - 42^\circ$ с применением для доставки горной массы на поверхность крутонаклонного конвейера. Как и в схеме 4-6-7-0, для распределения разнотипных грузопотоков по периметру карьера возможно устанавливать несколько

таких подъемников.

Схема 6-4-7-0 иллюстрирует вскрытие месторождения наклонным конвейерным подъемником, установленным в траншее. Последняя проходится на нерабочем или подлежащем продолжительной (15-20 лет) консервации участка борта карьера и может быть по форме в плане прямой или зигзагообразной. Дробление горной массы осуществляется на дробильно-перегрузочном пункте, расположенном на концентрационном горизонте, который по мере углубки карьера переносится на нижележащие уступы с шагом 60 - 100 м.

Схема 7-4-8-0 предусматривает вскрытие месторождения наклонным конвейерным стволом, пройденным по нормали к борту карьера, в комплексе квершлагами, которые соединяют ствол с концентрационными горизонтами. Дробление горной массы осуществляется на стационарном или полустационарном дробильно-перегрузочном пункте.

Схема 8-4-8-9 показывает вскрытие месторождения наклонным стволом с горизонтальными подземными выработками и рудоспусками, которые погашаются при углубке добычных работ. Конвейерный ствол располагается по нормали к борту карьера. По горизонтальной подземной выработке осуществляется грузотранспортная связь выпускных камер рудоспусков с наклонным стволом. Рудоспуски рассредоточены по высоте рабочей зоны карьера и должны обеспечивать минимальное расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами в пределах 0,7 - 1,2 км. Дробление горной массы осуществляется передвижными дробилками, установленными над приемным отверстием рудоспусков. Вместо них возможно применение рудоскатов, а также сочетание рудоскатов с рудоспусками.

Схемы 9-4-8-0 и 10-4-8-9 аналогичны схемам 7-4-8-0 и 8-4-8-9, однако в отличие от них предусматривают проходку наклонных конвейерных стволов под некоторым углом к фронтальному борту карьера. Такая ориентация стволов позволяет сократить длину квершлагов до минимальных размеров.

Схемы 11-6-8-0 и 12-5-8-9 иллюстрируют вскрытие глубоких горизонтов вертикальным стволом, оборудованным скиповым подъемником и квершлагами, которые выходят или непосредственно в рабочую зону или же соединяются с нею

вертикальными рудоспусками. Углубка ствола и проведение новых квершлаггов осуществляют вслед за перемещением дна карьера с шагом 60 -100 м.

Схемы 13-5-8-0 и 14-5-8-9 предусматривают вскрытие глубоких горизонтов крутонаклонным стволом, который оборудуют скиповым подъемом или специальными конвейерами. Связь с рабочей зоной осуществляется через горизонтальные подземные выработки или рудоскаты.

Параметры вскрывающих выработок определяются не только габаритными размерами эксплуатируемого транспортного оборудования и преодолеваемыми уклонами пути, но и в значительной мере типом выемочно-погрузочных проходческих машин, организацией их работы и обслуживания. Скорость проведения выработок должна быть довольно высокой и соответствовать интенсивности подвигания и углубки фронта горных работ. В некоторых случаях предполагается проведение вскрывающих выработок несколькими забоями с использованием выходов на сформированные к тому времени рабочие горизонты карьера.

3.20. Создание первоначального фронта работ на горизонте

Создание первоначального фронта работ на рабочем горизонте карьера осуществляется проходкой разрезной траншеи или разрезного котлована. При горизонтальной поверхности разрезная траншея в профиле имеет форму трапеции, на косогоре траншея имеет неполный профиль, поэтому называется полутраншеей (рис. 3.27, б).

Эти выработки обычно являются продолжением вскрывающих наклонных траншей. Следовательно, место их расположения предопределяется схемой вскрытия очередного рабочего горизонта. Они горизонтальны или имеют небольшой (3-5‰) продольный уклон для отвода воды с уступа. Разработку горизонта начинают с разноса одного или обоих бортов разрезной траншеи в направлении к границам горизонта. У котлована одновременно разносят два, три, даже четыре борта. По мере развития на уступе горных работ разрезная траншея (котлован) как выработка перестаёт существовать, вырождается в рабочий уступ.

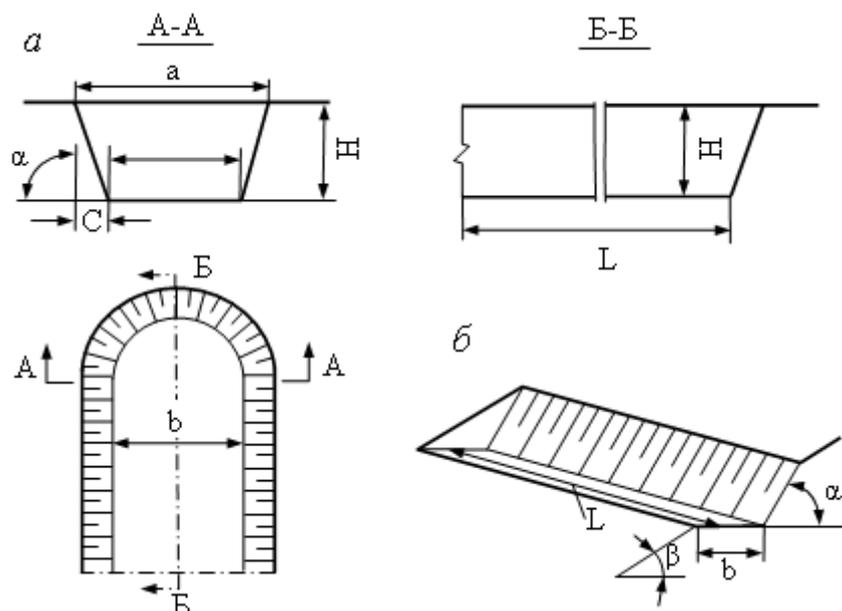


Рис. 3.27. Параметры разрезной траншеи (а), полутраншеи (б), схема к определению ширины разрезной траншеи (б)

Подготовка горизонтов разрезными котлованами может применяться только при работе экскаватора с мобильными видами транспорта, чаще с автотранспортом. Такая подготовка способствует быстрому развитию горных работ на горизонте в различных направлениях.

Ширина разрезной траншеи по дну устанавливается с учётом размещения транспортных коммуникаций и выемочно-погрузочного оборудования. При этом она должна обеспечить безопасность движения транспортных средств, размещение экскавационного оборудования и возможность выемки экскаватором первой заходки после проведения траншеи торцовым забоем.

Углы откоса траншеи устанавливаются в зависимости от свойств кратковременной устойчивости горных пород, слагающих вскрываемый горизонт. В мягких породах они составляют 60-70°, в крепких - 70-80°.

Глубина разрезной траншеи соответствует высоте вскрываемого горизонта, а длина – протяженности фронта работ на горизонте.

Разрезную траншею, проводимую по контакту с полезным ископаемым, для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого в контактной зоне проходят слоями. Высота слоя зависит от угла наклона залежи β .

Схемы размещения разрезных траншей с панельной технологией обработки рабочих горизонтов на наклонных и крутых пластообразных месторождениях показаны рис. 3.28.

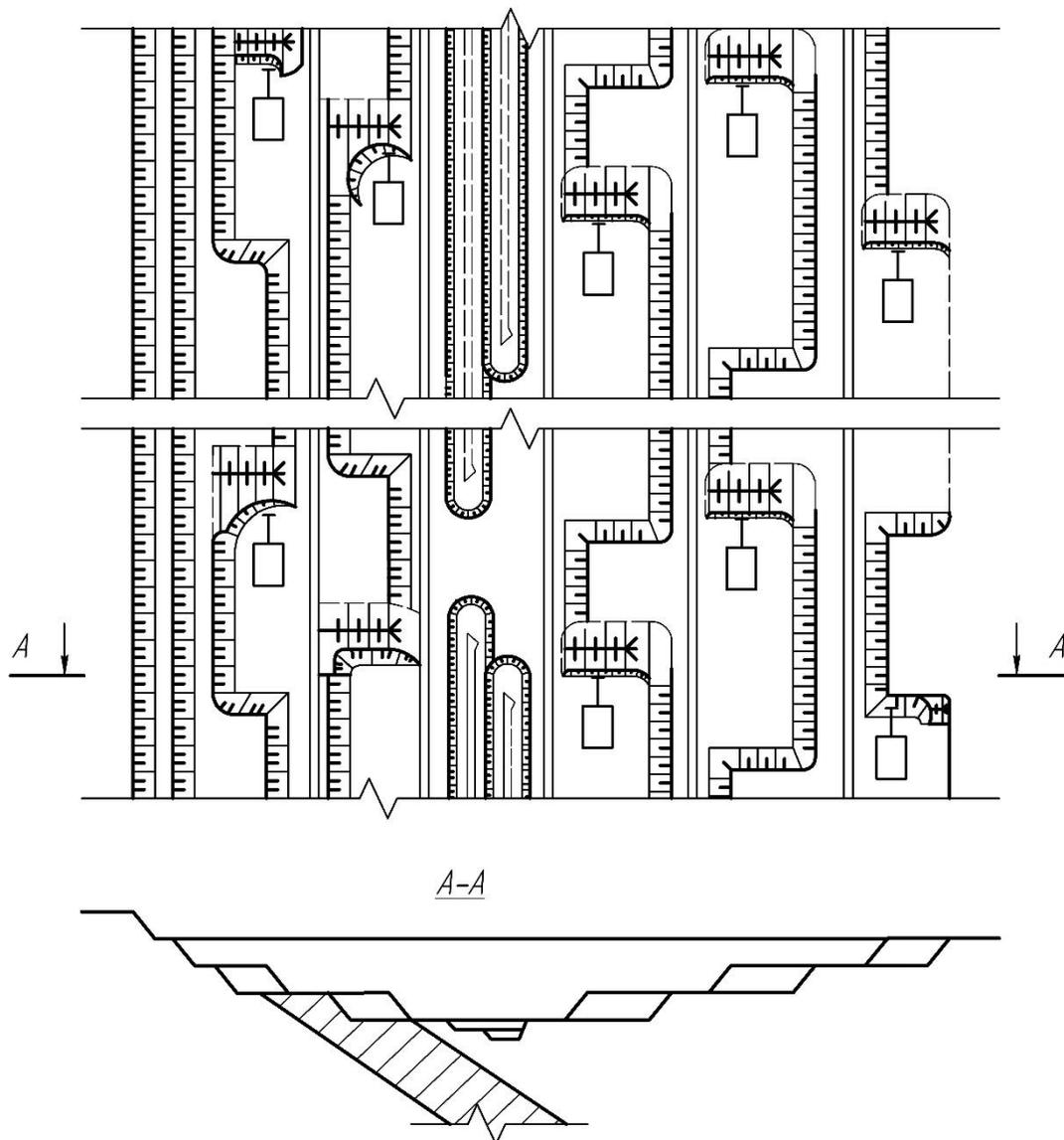


Рис. 3.28. Размещение разрезных траншей при панельной технологии обработки горизонтов

При разработке месторождений с горизонтальным залеганием разрезные траншеи проводятся в период строительства карьера.

При разработке месторождений с наклонным и крутым залеганием полезного ископаемого разрезные траншеи проводят на каждом вскрываемом горизонте в течение всего срока обработки месторождения.

От скорости проведения разрезной траншеи зависит углубление горных работ на карьере, а следовательно, и производительность карьера по полезному ископаемому.

Местоположение разрезной траншеи в контуре карьерного поля, её длина, форма и параметры в плане и в сечении на зависят еще от раскройке месторождения на карьерные поля, горно-геологических и топографических условий, системы разработки. Принятие решения о заложении разрезной траншеи проводится на основе анализа возможных вариантов развития горных работ. Основными критериями оценки вариантов места заложения разрезной траншеи и направления развития горных работ в пределах контуров карьера являются наименьшее значение текущего коэффициента вскрыши, колебание содержания полезных компонентов в руде в период эксплуатации месторождения и наименьший объём горно-капитальных работ.

Обычно при разработке горизонтальных и пологих месторождений разрезные траншеи проводят по простиранию залежи. Это обеспечивает достаточный фронт работ для машин большой производительности.

Для уменьшения разубоживания и потерь полезного ископаемого на малых и средних по мощности залежах разрезные траншеи целесообразно располагать с висячего бока залежи, на мощных залежах - с лежачего бока, предусматривая соответствующие технологические меры по уменьшению потерь разубоживания при отработке полезного ископаемого в контактной зоне висячего бока.

При разработке свит пологих пластов и залежей сложного строения первоначальный фронт работ должен обеспечивать возможность раздельной выемки полезного ископаемого и вмещающих пород.

При использовании спиральной трассы разрезная траншея на каждом горизонте располагается по предельному контуру отработки горизонта. Место примыкания разрезной траншеи к транспортной берме перемещается в направлении развития трассы.

Контрольные вопросы:

1. В каких условиях применяется вскрытие карьера подземными выработками?
2. Назовите виды транспортных и перепускных вскрывающих подземных выработок.

3. В каких случаях используется тоннельное вскрытие глубоких горизонтов карьера?
4. Каковы преимущества тоннельного вскрытия глубоких горизонтов карьера?
5. Какие факторы влияют на определение глубины капитальной траншеи, с которой целесообразен переход к тоннелю?
6. Чем отличается понятие способа вскрытия карьерного поля от процесса проведения горно-капитальных работ?
7. Дайте определение понятия способа вскрытия карьерных полей и их классификацию.
8. Раскройте сущность вскрытия карьерных полей внешними наклонными траншеями.
9. Раскройте сущность вскрытия карьерных полей наклонными внутренними траншеями.
10. В чем принципиальное отличие вскрытия отдельными, групповыми и общими траншеями внешнего заложения от подобных траншей внутреннего заложения?
11. Что представляют собой способы вскрытия месторождений высотного и высотно-глубинного типов?
12. В чем сущность вскрытия карьерных полей крутыми траншеями и подземными горными выработками?
13. Существует ли вскрытие без проведения каких-либо горных выработок, его сущность и условия применения.
14. Какие могут быть варианты комбинированных способов вскрытия, при каких условиях они необходимы?
15. Приведите схемы трассирования вскрывающих выработок при комбинированных видах транспорта.
16. Предпосылки вскрытия глубоких карьеров.
17. Какие варианты схем вскрытия глубоких карьеров получили распространение?
18. Какие знаете схемы вскрытия группы карьеров?
19. Какие существуют схемы вскрытия глубокозалегающих залежей?

20. В каких целях проводятся разрезные траншеи и котлованы?

21. Принцип расположения разрезных траншей при отработке наклонных залежей.

4. СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВСКРЫВАЮЩИХ ТРАНШЕЙ

4.1. Объемы капитальных траншей и полутраншей

Объем отдельной наклонной траншеи V_T при горизонтальной поверхности и конечной глубине H , ширине дна b и углах откоса бортов траншеи α определяется суммой объемов правильных геометрических фигур, составляющих траншею (рис. 4.1, *a*):

объема фигуры A , представляющей собой среднюю часть наклонной траншеи;

объемов фигур $2B$, образованных вследствие разноса бортов;

объемов D и $2F$, представляющих собой торцовую (забойную) часть траншеи после ее проведения.

Из рис. 4.1, *a* следует, что A – прямая полупризма, в основании которой лежит прямоугольник со сторонами b и H . Ее высота равна $H/\operatorname{tg}I$ или H/i ; объем (м^3)

$$A = bH^2 / (2i), \quad (4.1)$$

где I – угол наклона подошвы траншеи, градус, i – уклон траншеи.

Фигура B – пирамида, в основании которой лежит прямоугольный треугольник площадью $H^2/(2\operatorname{tg}\alpha)$; высота ее равна H/i , а объем (м^3)

$$2B = H^3 \operatorname{ctg}\alpha / (3i). \quad (4.2)$$

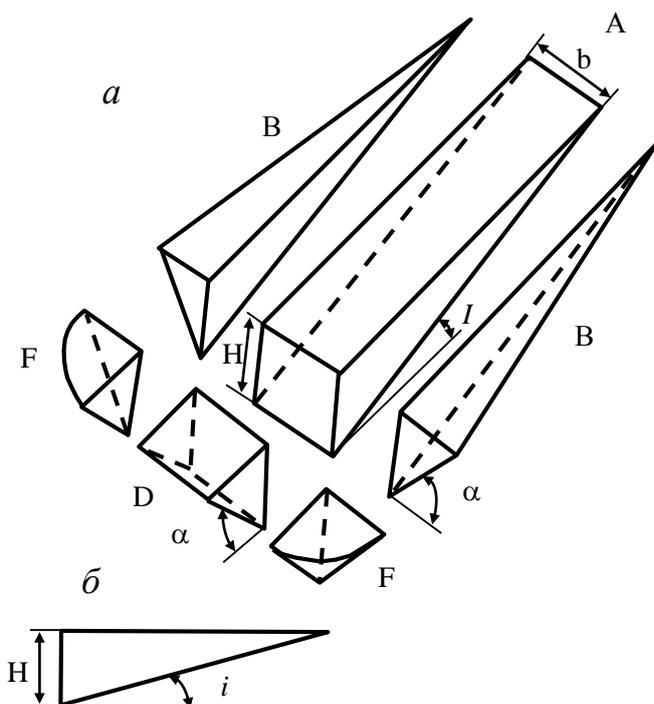


Рис. 4.1. Схема к расчету объема наклонной траншеи

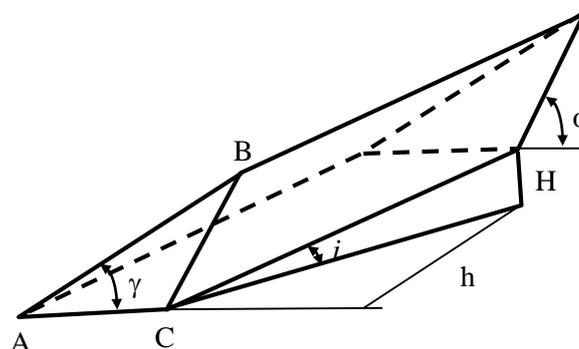


Рис.. 4.2. Схема к расчету объема наклонной полутраншеи

Фигура D – прямая полупризма с площадью основания bH и высотой $H/\text{tg}\alpha$; ее объем (м^3)

$$D = bH^2 \text{ctg}^2 \alpha / 2. \quad (4.3)$$

Фигура F – часть конуса, в основании которого лежит четверть круга радиусом $H/\text{tg}\alpha$, а высота равна H ; ее объем (м^3)

$$2F = \pi H^3 \text{ctg}^2 \alpha / 6. \quad (4.4)$$

Таким образом, объем отдельной наклонной траншеи (м^3)

$$V_T = A + 2B + D + 2F. \quad (4.5)$$

При наклонных траншеях, имеющих небольшой уклон, величины D и $2F$ незначительны и ими можно пренебречь. Тогда

$$V'_T = A + 2B = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H \text{ctg} \alpha}{3} \right). \quad (4.6)$$

Если объем траншеи определяется с учетом разноса торцевой части (при уклонах более 40 ‰), то следует суммировать объемы $A+2B+D+2F$. В этом случае

$$V'_T = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H \operatorname{ctg} \alpha}{3} \right) + H^2 \operatorname{ctg} \alpha \left(\frac{b}{2} + \frac{\pi H \operatorname{ctg} \alpha}{6} \right). \quad (4.7)$$

Строительный объем (м^3) отдельной наклонной полутраншеи $V_{\text{п.т}}$ при глубине (высоте) H , уклоне i , угле откоса косогора γ и угле откоса борта полутраншеи α равен объему наклонной призмы, в основании которой лежит $\triangle ABC$ и высота которой равна h (рис. 4.2):

$$V_{\text{п.т}} = \frac{Hb^2 \sin \alpha \sin \gamma}{2 \sin(\alpha - \gamma)} \sqrt{\frac{1}{i^2} - \frac{1}{\operatorname{tg}^2 \gamma}} \quad (4.8)$$

При $\gamma \geq 10^\circ$ объем полутраншеи (м^3) может определяться по более простой, но достаточно точной формуле:

$$V'_{\text{п.т}} = \frac{Hb^2 \sin \alpha \sin \gamma}{2 \sin(\alpha - \gamma)}. \quad (4.9)$$

Наклонные полутраншеи обычно проводят на косогорах и отстроенных бортах карьеров. В последнем случае их называют *наклонными съездами или просто съездами*.

При сложном рельефе поверхности месторождения и криволинейной форме внешних траншей в плане для определения их объемов строят ряд параллельных поперечных вертикальных сечений в характерных местах продольного профиля траншеи (рис. 4.3). Затем определяют площади этих сечений и подсчитывают объем траншеи (м^3) как сумму объемов отдельных блоков:

$$V = \frac{1}{2} [(S_1 + S_2) l_1 + (S_2 + S_3) l_2 + \dots + (S_{n-1} + S_n) l_{n-1}], \quad (4.10)$$

где S_1, S_2, \dots, S_n – площади поперечных сечений траншеи, м^2 ; l_1, l_2, \dots, l_n – длины отдельных блоков, на которые разделяется траншея, м .

Точность подсчетов объемов по этому методу тем больше, чем меньше расстояние между параллельными поперечными сечениями. При сложной форме траншеи в плане и резко изменяющемся рельефе поверхности особенно важно принимать достаточно большое число поперечных сечений.

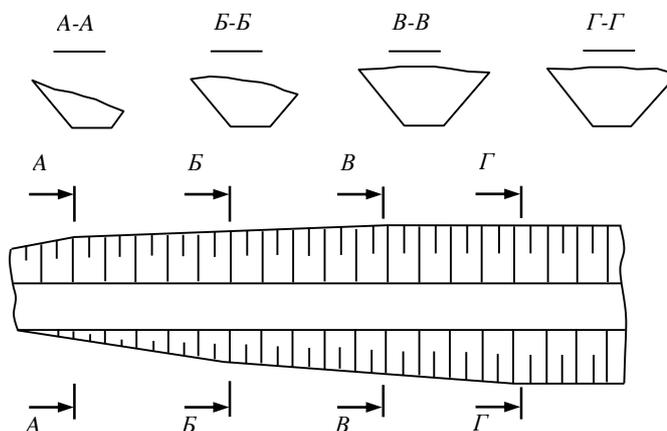


Рис. 4.3. Схема к расчету объема капитальной траншеи при сложной поверхности

Строительные объемы общих и групповых внутренних траншей равны сумме объемов отдельных траншей и полутраншей. Строительные объемы групповых и общих внешних траншей, при прочих равных условиях, зависят от формы их поперечного сечения, конструкции пунктов примыкания, числа вскрываемых уступов и транспортных выходов из траншеи.

Групповая или общая траншея может быть выполнена в двух вариантах. При первом варианте (рис. 4.4, а) выход из траншеи – общий для всех горизонтов, а при втором (рис. 4.4, б) выход на поверхность с каждого уступа устраивается независимым.

При двух вскрываемых уступах объем внешней траншеи (m^3) с общим выходом определяется по формулам:

при одностороннем примыкании путей рабочих горизонтов

$$V_T = \frac{4H_y^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H_y}{3\text{tg}\alpha} \right) + \frac{(b_T + b_{II})H_y^2}{i}; \quad (4.11)$$

при двухстороннем примыкании

$$V_{\tau} = \frac{4H_y^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H_y}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) + \frac{2b_{\tau}H_y^2}{i}, \quad (4.12)$$

где b_{τ} и b_{π} – ширина соответственно транспортных и предохранительных берм, м.

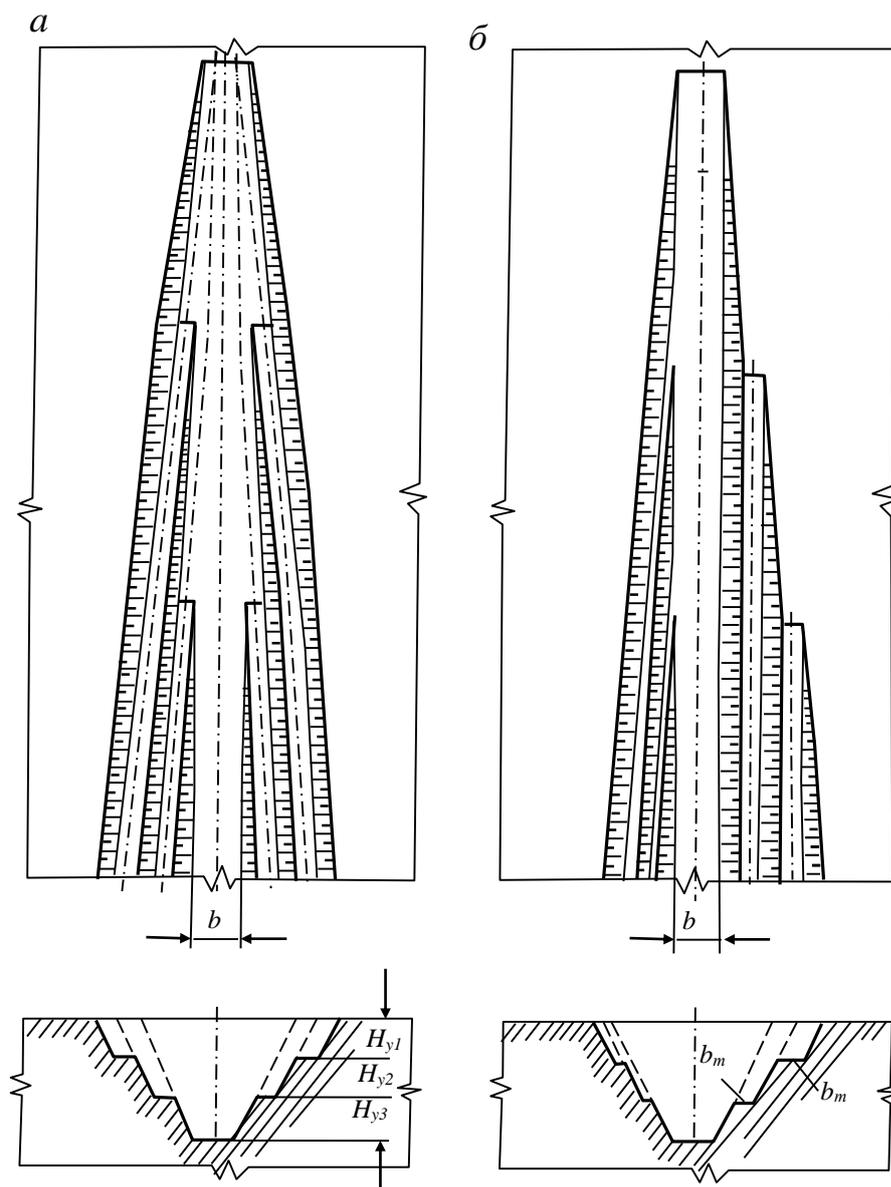


Рис. 4.4. Схемы внешних траншей

При независимом выходе на поверхность с каждого уступа объем внешней траншеи меньше и определяется, например, для тех же условий при одностороннем примыкании путей по формуле:

$$V_{\tau} = \frac{4H_y^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H_y}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) + \frac{(b_{\tau} + b_{\pi})H_y^2}{2i}. \quad (4.13)$$

При независимом выходе на поверхность с каждого уступа объем внешней траншеи меньше и определяется, например, для тех же условий при одностороннем примыкании путей по формуле:

$$V_{\tau} = \frac{4H_y^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{2H_y}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) + \frac{(b_{\tau} + b_{\pi})H_y^2}{2i}. \quad (4.14)$$

При применении конвейерного транспорта строительный объем (м^3) внешней траншеи ограничивается проектным положением откоса нерабочего борта карьера и определяется по формуле:

$$V_{\tau} = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) - \frac{H^2}{\operatorname{tg}\alpha} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{2\operatorname{tg}\alpha} \right). \quad (4.15)$$

В настоящее время на практике и в проектах часто применяются глубокие внешние траншеи с общим транспортным выходом. Это объясняется тем, что такие траншеи, как правило, проводятся в обводненных мягких и сыпучих породах и при первом варианте вскрытия упрощается осушение горизонтально залегающих породных слоев; кроме того, сокращается протяженность железнодорожных путей и контактной сети. Вместе с тем проведение траншеи с независимым выходом на поверхность, наряду с сокращением объема горно-строительных работ, позволяет интенсифицировать строительство карьера. Они перспективны при вскрытии глубокозалегающих месторождений.

Общий горно-строительный объем внешней траншеи при железнодорожном транспорте должен определяться с обязательным учетом размещения кривых примыкания (рис. 4.5, *а*). Дополнительный объем работ K_k (м^3) при устройстве кривой примыкания на одном борту траншеи, вскрывающей один уступ, может быть приближенно определен разницей между объемом четырехгранника (рис. 4.5, *б*) с основаниями в плане ОВДБ и ОГД'А и объемом части усеченного конуса с

основаниями в плане ОВБ и ОГА при высоте каждого из них H_y .

В общем случае при вскрытии внешней траншеей n уступов

$$V_k = k \sum_{k=1}^n H_{yk} (R_k^2 - R_k H_{yk} \operatorname{ctg} \alpha), \quad (4.16)$$

где k – коэффициент, зависящий от числа сторон примыкания (при кривых примыкания на одном и обоих бортах соответственно $k=0,215$ и $R=0,43$); R_k – радиус кривой примыкания на k -м уступе, м ($R_{\min}=250$ м).

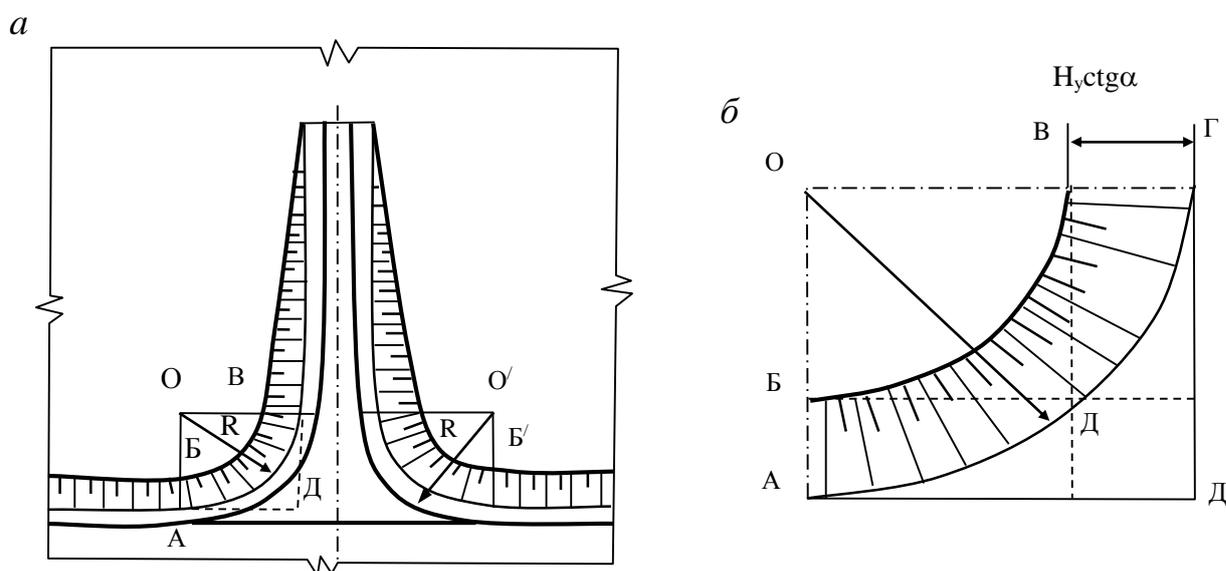


Рис. 4.5. Схемы к определению объема примыкания внешней траншеи при применении железнодорожного транспорта

Общий объем внешней траншеи $V_{\text{вт}} = V_{\text{т}} + V_{\text{к}}$

Крутые траншеи в карьерах глубинного вида обычно имеют внутреннее заложение. По расположению относительно борта карьера они подразделяются на поперечные и диагональные (рис.4.6).

Поперечные крутые траншеи (рис. 4.6, а) применяют в тех случаях, когда общий угол откоса борта карьера не превышает предельного угла подъема транспортных средств, что характерно при скиповых и клетевых подъемниках. Диагональные крутые траншеи (рис. 4.6, б) обычно применяют для размещения конвейерных или автомобильных подъемников. Эти траншеи характерны при оставлении на нерабочем

борту транспортных берм (съездов), ширина которых $b_T > 12 \div 15$ м. Если борт имеет только сравнительно узкие предохранительные бермы или сдвоенные (строенные) уступы, то для размещения конвейерного подъемника проводится крутая полутраншея или вскрывающая выработка, представляющая собой комбинацию крутых траншей и полутраншеи.

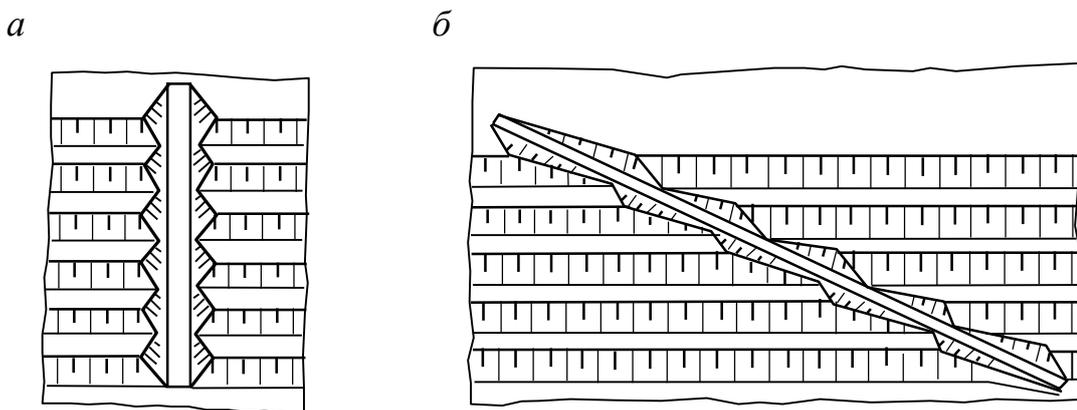


Рис. 4.6. Схемы крутых траншей

Горно-строительный объем внутренней крутой траншеи (m^3)

$$V_T = H^2(\text{ctg}I - \text{ctg}\gamma_n) \left[\frac{b}{2} + \frac{H}{3}(\text{ctg}I - \text{ctg}\gamma_n) \frac{\text{ctg}\alpha}{\text{ctg}I} \right], \quad (4.17)$$

где H – глубина траншеи, м; I – угол наклона траншеи, градус; γ_n – угол откоса нерабочего борта карьера, градус; b – ширина дна крутой траншеи, м; α – угол откоса бортов траншеи, градус.

Объем крутой полутраншеи определяется аналогично объему наклонной полутраншеи.

4.2. Классификация способов проходки траншей

В зависимости от характера пород траншеи проходят либо с применением буровзрывных работ, либо без их применения. На скальных породах применяются мощные механические лопаты, в то время как при наличии нескальных пород

возможно применение различных горных машин – одноковшовых и многоковшовых экскаваторов, тракторных скреперов, гидромониторов и т.д.

На проходке траншей используются главным образом экскаваторы всех типов либо самостоятельно, либо в сочетании с транспортными средствами. Реже применяются тракторные скреперы, гидромониторы и массовые взрывы на выброс.

От скорости проходки траншей зависят продолжительность вскрытия и подготовка новых горизонтов, наличие или отсутствие достаточного фронта добычных и вскрышных работ. Поэтому на карьерах стараются применять способы проходки траншей, обеспечивающие в данных условиях наибольшую скорость. В отдельных случаях с целью ускорения пуска в эксплуатацию карьера или нового горизонта можно пойти на удорожание траншейных работ, так как выигрыш во времени иногда покрывает перерасход на проходку траншей.

Все существующие способы проходки траншей можно разделить на способы: без применения транспортных средств; с применением транспортных средств.

В зависимости от числа проходимых слоев различают:

- проходку траншей сразу на всю высоту уступа;
- послонную проходку траншей с разбивкой сечения траншеи по высоте на несколько слоев.

При проходке траншей различают следующие забои: торцевые (лобовые) и боковые.

По виду транспортирования пород могут быть выделены следующие основные группы:

- с погрузкой на железнодорожный транспорт;
- с погрузкой на автомобильный транспорт;
- с комбинированным транспортированием пород.

По организации погрузочных работ различают проходку траншей экскаваторами с нижней погрузкой, с верхней погрузкой, с комбинацией верхней и нижней погрузки.

4.3. Проходка полутраншей механической лопатой

В практике открытых работ довольно часто имеет место проведение траншей (полутраншей) на косогорах при помощи механической лопаты. Экскаватор складировает вынутую породу на откосе горы. При этом должны соблюдаться следующие условия (рис. 4.7, а):

$$R_p \geq b - R_q + H_1 \operatorname{ctg} \beta, \quad H_p \geq H_1 \quad (4.18)$$

где R_p – радиус разгрузки экскаватора, м; H_p – высота разгрузки, м; β – угол откоса отвала, градус; R_q – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; b – ширина траншеи по дну, м; H_1 – превышение гребня отвала над уровнем стояния экскаватора, м.

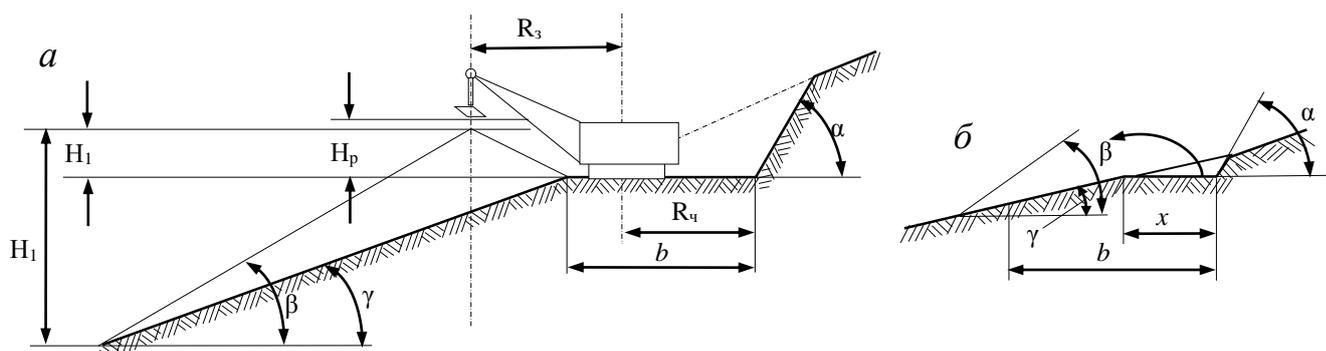


Рис. 4.7. Схема проходки полутраншеи

Из геометрических построений можно найти значение величины H , приравняв площадь сечения отвала площади сечения траншеи с учетом коэффициента разрыхления, получим

$$H_1 = b \sqrt{k_p C_2}, \quad (4.19)$$

где

$$C_2 = \frac{\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \beta}{2 \operatorname{ctg} \beta (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \alpha) (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta)}; \quad (4.20)$$

где k_p – коэффициент разрыхления пород; α – угол откоса борта траншеи; γ – угол

откоса склона возвышенности.

На пологих склонах породу, получаемую при проходке, можно использовать для уширения дна траншеи и тогда объем работ может быть значительно сокращен. Необходимо только проверить устойчивость рыхлой части дна траншеи. В этом случае ширина вынимаемой в массиве части траншеи (рис. 4.7, б) может быть определена из выражения

$$x = \frac{b}{1 + C_3}, \quad (4.21) \quad \text{где} \quad C_3 = \sqrt{\frac{K'_p \sin \alpha \sin(\beta - \gamma)}{\sin \beta \sin(\alpha - \gamma)}}. \quad (4.22)$$

4.4. Проходка траншей драглайнами

Этот способ проходки применяется на нескальных и скальных породах и имеет несколько вариантов в зависимости от используемого оборудования.

Общие черты способа: траншея проходится сразу на все проектное сечение; породы складированы экскаватором вдоль траншеи на верхней площадке уступа либо по одну, либо по обе стороны от траншеи.

Наиболее часто при данном способе проходки траншей применяются драглайны (рис. 4.8). Драглайн стоит на кровле уступа и, двигаясь вдоль оси траншеи несколько сбоку от нее, черпает породу ниже уровня стояния и складировывает ее в отвал сбоку траншеи. Расчет параметров проходки заключается в проверке соответствия размеров экскаватора и траншеи на основе решения плоской задачи по определению возможности размещения вынутых из траншеи пород в отвале при данных параметрах экскаватора:

$$S_o = k_p S_T, \quad (4.23)$$

где S_o – площадь поперечного сечения отвала, m^2 ; k_p – коэффициент разрыхления пород; S_T – площадь поперечного сечения траншеи, m^2 .

На основании графического построения производится геометрический анализ и находятся необходимые параметры экскаватора. Эта задача также решается и аналитически.

Если драглайн или механическая лопата располагается по оси траншеи, имеющей форму равнобоковой трапеции, и складировает породы по обе стороны траншеи, то при проходке должны соблюдаться следующие условия:

$$R_p \geq \frac{b}{2} + c + h \operatorname{ctg} \alpha + H_o \operatorname{ctg} \beta, \quad (4.24)$$

$$H_p \geq H_o.$$

Высота отвала

$$H_o = \sqrt{\frac{k_p h}{2 \operatorname{ctg} \beta}} (b + h \operatorname{ctg} \alpha), \quad (4.25)$$

где h – глубина траншеи, м; b – ширина траншеи по дну, м; c – расстояние от верхней бровки траншеи до нижней бровки отвала, м; α – угол откоса борта траншеи, градус; β – угол откоса отвала, градус; H_o – высота отвала, м.

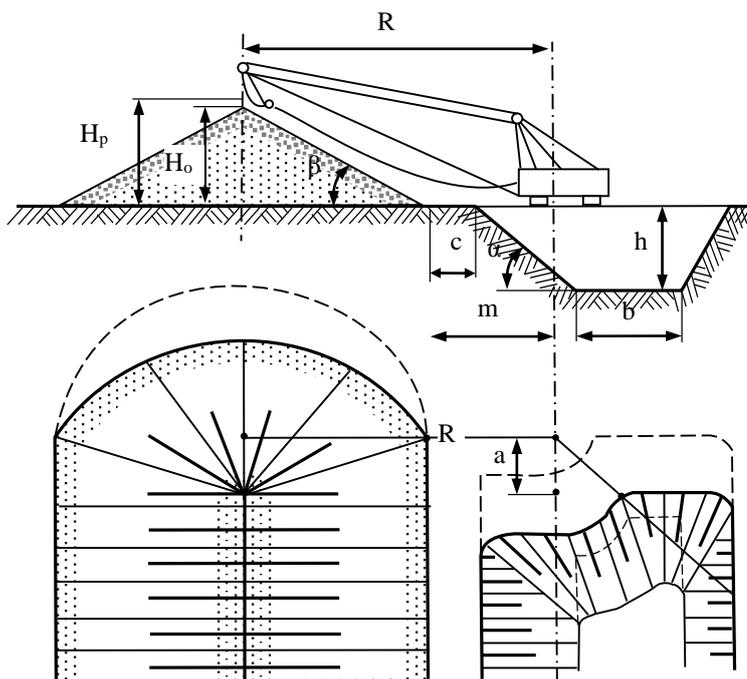


Рис. 4.8. Проходка траншеи драглайном

Если драглайн движется не по оси траншеи и складировает породы на одну сторону (рис. 4.8), то должно соблюдаться условие

$$R_p \geq m + H_o \operatorname{ctg} \beta, \quad (4.26) \quad H_o = \sqrt{\frac{k_p}{\operatorname{ctg} \beta} S_T}, \quad (4.27)$$

где m – расстояние от оси экскаватора до нижней бровки отвала, м.

При применении данного способа необходимо отвалы располагать на достаточном удалении от бровки траншеи, обеспечивающем устойчивость бортов траншеи.

При проходке траншей боковым забоем обычно применяются драглайны или многоковшовые экскаваторы. Драглайн движется по кровле уступа вне контуров траншеи и складировывает вынимаемые породы позади себя, сбоку от траншеи. Для проверки соответствия рабочих размеров экскаватора и размеров траншеи лучше всего пользоваться графическим построением. Должны соблюдаться следующие условия:

$$R_q \geq b_0 + m; \quad (4.28) \quad R \geq \frac{K_p S_T}{H_o} - (m - c); \quad (4.29) \quad H_p > H_o, \quad (4.30)$$

где R_q – максимальный радиус черпания экскаватора, м; m – расстояние от оси экскаватора до верхней бровки траншеи, м; c – расстояние от нижней бровки отвала до верхней бровки траншеи, м; b – ширина траншеи по верху, м.

Указанные условия действительны и для случая проходки траншеи многоковшовым экскаватором.

Если вынимаемые из траншеи породы не могут быть сразу складированы в отвал данным экскаватором, то траншея может отрабатываться несколькими заходками, а породы должны переваливаться из отвала экскаватором подале от траншеи. Здесь возможно большое число разных схем экскавации в зависимости от конкретных условий. Объем переэкскавации устанавливается на основе графического построения схемы проходки и соответствующих подсчетов.

В качестве примера на рис. 4.9 показана схема проходки траншеи в три заходки драглайном с переэкскавацией вынимаемых пород. При первом ходе драглайн вынимает породы первой заходки 1 и складировывает их сбоку от траншеи 1'.

Обратным ходом драглайн, двигаясь по кровле отвала, перелопачивает

заскладированные породы дальше от траншеи 1_0 . Не перелопачиваются только породы в треугольнике $1''$ (рис. 4.9, *a*). Вторым ходом вынимается заходка 2 и породы складированы на участке $2'$. При обратном ходе экскаватор перелопачивает все породы второй заходки на участок 2 (рис. 4.9, *б*). Третьим ходом обрабатывается заходка 3 и породы укладываются на участок 3_0 , где они и остаются (рис. 4.9, *в*). Если площади отвалов от заходок равны соответственно S_1, S_2, S_3 , а площадь треугольника $1''$ равна S'' , то коэффициент переэкскавации при проходке траншеи

$$n = \frac{(S_1 - S'_0) + S_2}{K_p S_T} \quad (4.31)$$

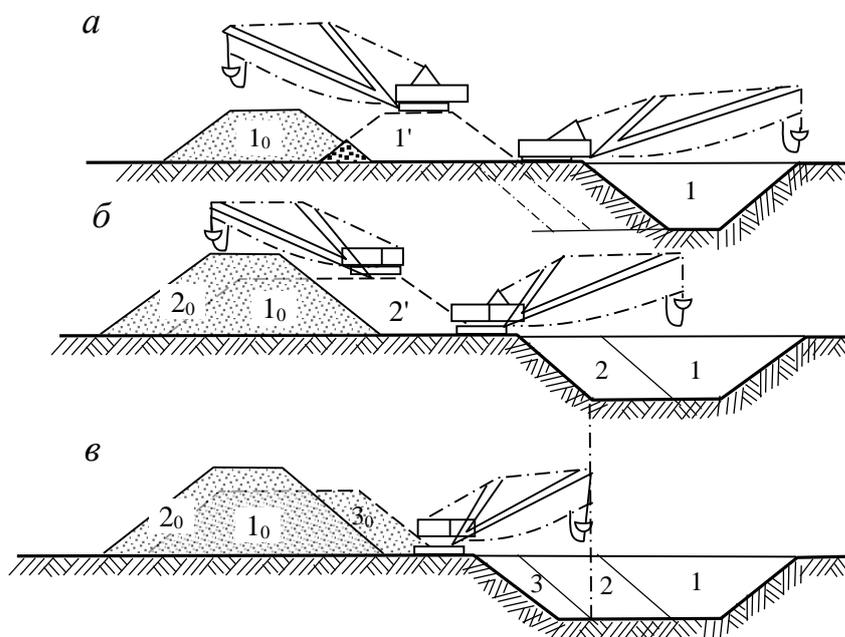


Рис. 4.9. Проходка траншеи с переэкскавацией пород

Средняя скорость проходки траншеи одним экскаватором составит в этом случае

$$v_T = \frac{\Pi_э}{S_T(1 + \mu n)}, \quad (4.32)$$

где S_T – площадь поперечного сечения траншеи, m^2 ; $\Pi_э$ – производительность экскаватора при выемке пород из массива, $m^3/мес$; n – коэффициент переэкскавации; μ – коэффициент, равный

$$\mu = \frac{\Pi_{\text{э}}}{\Pi_{\text{э.п}}}; \quad (4.33)$$

$\Pi_{\text{э.п}}$ – производительность экскаватора при работе на перевалке пород, м³/мес.

В некоторых случаях, особенно при проходке въездных траншей в рыхлых породах, можно складировать отвалы на обоих бортах траншеи. Принципы расчета параметров остаются такими же, как и при одностороннем размещении отвалов.

Контрольные вопросы:

1. Каковы особенности бестранспортной схемы проходки траншей на косогоре с применением мехлопат?
2. Каковы особенности бестранспортной схемы проходки траншеи с применением драглайнов со складированием пород на ее борту?
3. В каком случае и каковы особенности бестранспортной схемы проходки траншеи с применением драглайнов с переэкскавацией пород?
4. Охарактеризуйте способ определения и взаимоувязки параметров экскаватора и забоя траншеи с использованием геометрического анализа схемы ее проходки.
5. Что положено в основу аналитического способа определения и взаимоувязки параметров экскаватора и забоя траншеи при ее проходке?

4.5. Проходка траншей торцевым забоем на всю глубину

В большинстве случаев при проходке траншей не имеется возможности складировать породы вдоль бровки траншеи на кровле уступа, а приходится вывозить их на отвальные участки, расположенные в отдалении. Поэтому в практике широко применяются транспортные способы проходки траншей, хотя они являются менее экономичными.

Наиболее распространена проходка траншей торцевым забоем с применением механических лопат и рельсового или автомобильного транспорта. Применяются два варианта:

- с нижней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу

в транспортные сосуды, расположенные также на дне траншеи;

- с верхней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу в транспортные сосуды, расположенные на кровле уступа.

Если траншея проходится в скальных породах с применением рельсового транспорта, то полный цикл проходки включает в себя следующие операции: бурение скважин; зарядание и взрывание скважин; экскавацию; настилку железнодорожных путей; вторичное бурение и взрывание негабаритных кусков.

При проходке траншей с нижней погрузкой горной массы в думпкары, расположенные на подошве траншеи (рис. 4.10), требуется устройство специального выставочного тупика, который устраивается на расстоянии 100-300 м от забоя. Длина выставочного тупика определяется числом и длиной думпкаров в составе. Погрузка в думпкары осуществляется в следующем порядке. Состав порожняка подается сразу в забой и загружается крайний думпкар. Затем локомотив выезжает с составом из забоя и заводит груженный думпкар на выставочный тупик и оставляет его там. Оставшиеся порожние думпкары снова подаются в забой и загружается крайний думпкар. Такие маневры повторяются до полной загрузки состава, после чего он вывозится из траншеи к обменному пункту (разъезду) и в забой подается новый состав порожняка.

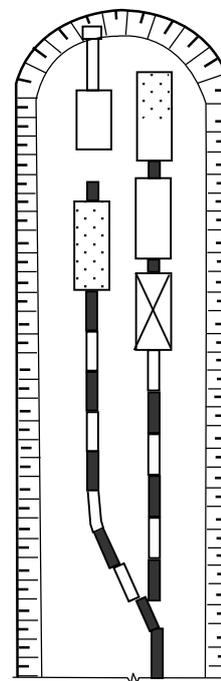


Рис. 4.10. Проходка траншеи с нижней погрузкой в железнодорожный транспорт

При переносе тупика на новое место его можно укладывать с учетом размещения в нем первоначально половины думпкаров. В этом случае при загрузке и выставке вагонов первой половины состава организация работ производится обычным порядком. При подаче под погрузку первого вагона второй половины состава (при шести думпкарном составе – четвертого думпкара) локомотив оставляет в забое все порожние думпкары (три думпкара) и уезжает на выставочный тупик, забирает там первые три груженные думпкара, ставя их в голове состава, а

порожние – в хвосте. Во время этих маневров экскаватор загружает четвертый думпкар, а локомотив выставляет его на выставочный тупик, оставляя при себе три груженных и два порожних думпкара. Погрузка и выставка оставшихся двух вагонов производятся обычным порядком лишь с той разницей, что локомотив возит с собой три груженных думпкара.

Производительность экскаватора всецело зависит в этом случае от четкости работы поездной бригады и расстояния от забоя до тупика. Загруженный состав направляется к разъезду, а на его место подается порожний состав. При такой организации работ минимальное время простоев при погрузке одного состава

$$t_0 = nt_n + \frac{2n}{v_1}(l_1 + l_T - l_c) + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_1 + l_2 - l_c}{v_3} + \tau, \quad (4.34)$$

где n – число думпкаров в составе; t_n – время на отцепку и прицепку одного думпкара, мин, (обычно $t_n = 1,0 \div 1,5$ мин); l_1 – длина пути от выставочного тупика до забоя, м (на карьерах $l_1 = 150 \div 200$ м); l_T – длина выставочного тупика, м; l_c – длина состава, м; v_1 – скорость движения состава при маневрах по обмену думпкаров, м/мин; l_2 – расстояние от выставочного тупика до ближайшего разъезда, где происходит обмен поездов, м; v_3 – скорость движения порожнего состава, м/мин; τ – время на железнодорожную связь, мин; v_2 – скорость движения груженого поезда, м/мин.

Время работы экскаватора при погрузке одного состава

$$t_p = nt_3, \quad (4.35)$$

где t_3 – время на загрузку одного думпкара, мин.

Общий коэффициент использования экскаватора во времени

$$\eta = \frac{\eta_3}{1 - \frac{Q_{т.к} t_0}{nq}}, \quad (4.36)$$

где η_3 – коэффициент использования экскаватора во времени (учитывая простои на сдачу и прием смены, на осмотр и т.д.), обычно $\eta_3 = 0,9$; $Q_{т.к}$ – техническая производительность экскаватора, т/ч; n – число вагонов в составе; q – фактическая

грузоподъемность одного вагона, т.

В период ожидания порожняка экскаватор заготавливает конус породы подальше от забоя. Для уменьшения времени маневров иногда под погрузку ставят два думпкара: первый загружается непосредственно из забоя, а при погрузке второго – экскаватор перемещается на 5-6 м от забоя и черпает из заготовительного конуса. При такой схеме несколько сокращается время загрузки состава, но усложняется работа экскаватора, так как необходимо перебрасывать 50% породы, а частые переходы экскаватора приводят к преждевременному износу его ходовой части.

Хорошие результаты работы достигаются при спаренной работе двух экскаваторов в траншейном забое. Проходка разрезных траншей двумя экскаваторами впервые была применена на Баженовских асбестовых карьерах.

На карьере НКГООКа при проходке разрезной траншеи гор. +20 м было также использовано два экскаватора (рис. 4.11).

При достаточном обеспечении порожняком данная схема имеет большие резервы в увеличении скорости проходки траншей. Сокращение маневровых операций в два раза позволяет значительно увеличить производительность экскаваторов.

При спаренной работе двух экскаваторов (см. рис. 4.11) максимально полезная длина погрузочного тупика

$$L = A + R_{ч.м} + R_{р.м} + b, \quad (4.37)$$

где

$$A = \sqrt{R_{р.м}^2 - (R_{ч} - a)^2}, \quad (4.38)$$

$$b = \sqrt{R_{ч}^2 - (R_{ч} - a)^2}, \quad (4.39)$$

$R_{ч.м}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, м; $R_{р.м}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; $R_{ч}$ – радиус черпания экскаватора (обычно $R_{ч} = 0,8 R_{ч.м}$); b – ширина траншеи, м; a – расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки траншеи, м.

Отсюда можно определить число одновременно загружающихся думпкаров

$$n_0 = \frac{L}{l_d}, \quad (4.40)$$

где l_d – длина думпкара по сцепкам, м.

При работе экскаваторов ЭКГ-4 удается загружать одновременно до трех думпкаров.

Минимальное время простоя экскаватора в ожидании порожняка

$$t_0 = \frac{n}{n_0} t_n + \frac{2n}{n_0 v_1} (l_1 + l_T - l_c) + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_1 + l_2 - l_c}{v_3} + \tau_1, \quad (4.41)$$

Зависимость скорости проходки траншеи данным способом от высоты уступа показана на рис. 4.12. Скорость проходки спаренными экскаваторами по сравнению со скоростью проходки при работе одного экскаватора увеличилась в 1,5-1,6 раза.

На некоторых карьерах для повышения производительности экскаваторов вместо одного укладывали два погрузочных пути, что позволяло в период обмена одного думпкара загружать другой, стоящий на втором пути. При данном способе создается большая стесненность в забое, а при наличии большого количества негабарита этот способ неприменим.

При нижней погрузке в процессе проходки траншеи торцевым забоем производительность экскаватора всегда ниже, чем при фронтальной погрузке. Многочисленные практические данные показывают, что снижение производительности составляет 25-35 %, т.е. для укрупненных расчетов при использовании железнодорожного транспорта

$$Q_T = 0,7Q, \quad (4.42)$$

где Q_T – производительность траншейного экскаватора, м³/смену; Q – производительность экскаватора в фронтальном забое, м³/смену.

При работе с автотранспортом снижение производительности траншейного экскаватора составляет 10-15 %. Основные преимущества способа тупиковой проходки траншей сплошным забоем механической лопатой при нижней погрузке заключается в следующем:

- пройденный участок траншеи является законченным и можно на нем развивать очистные работы;

- применяются механические лопаты с нормальными рабочими параметрами;
- траншею можно проходить участками по мере подготовки площадки для траншеи и отработки верхнего горизонта.

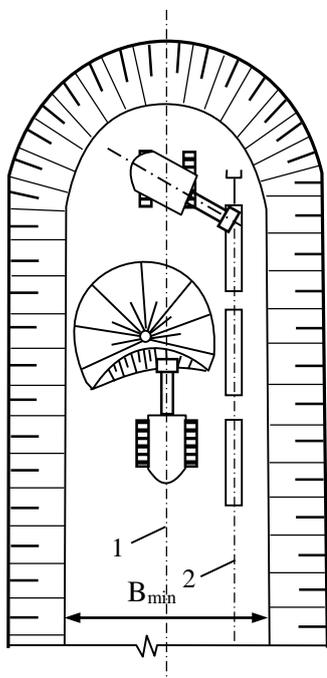


Рис. 4.11. Проходка траншеи двумя экскаваторами

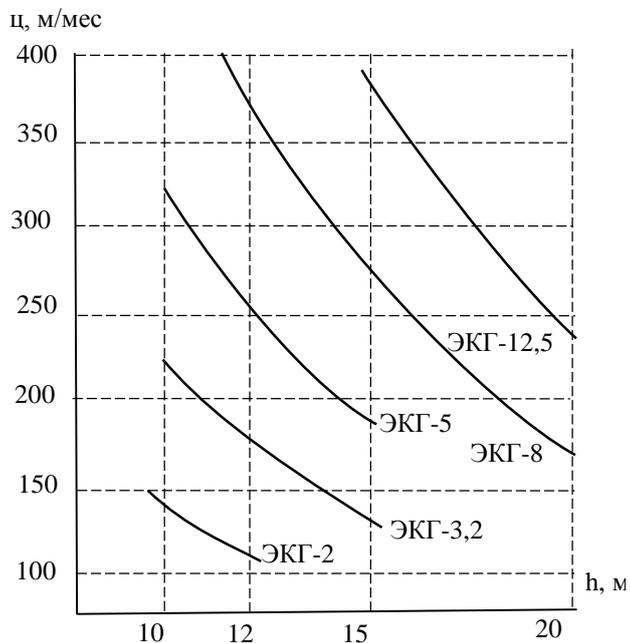


Рис. 4.12. Зависимость скорости проходки траншеи двумя экскаваторами от Н уст.

С другой стороны, этот способ имеет существенные недостатки:

- низкая производительность экскаватора и низкий коэффициент использования его во времени.
- необходимость расформирования состава при погрузке.

4.5.1. Проходка траншей с верхней погрузкой

При наличии экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием, обеспечивающим погрузку вагонов, расположенных на площадке вышележащего горизонта, проходку траншей можно осуществлять с верхней погрузкой.

При таком способе погрузки уменьшается время на загрузку состава, так как состав загружается сразу, не расформировываясь. Расположение экскаватора и подвижного состава на разных высотных отметках ухудшает условия погрузки.

Машинист лишен возможности контролировать процесс разгрузки ковша экскаватора в думпкары. Это обстоятельство вынуждает держать специального рабочего-сигнальщика, руководящего операцией разгрузки ковша. Поэтому данный способ проходки не получил широкого распространения.

Возможная глубина траншеи при проходке с верхней погрузкой определяется из условия

$$h = H_p - (l + d), \quad (4.43)$$

где H_p – максимальная высота разгрузки, м; l – высота верхней кромки кузова думпкара от земляного полотна, м; d – зазор между верхней кромкой кузова думпкара и открытым днищем ковша ($d = 0,3 \div 0,5$ м).

Минимальная ширина траншеи по низу для экскаватора, разрабатывающего скальные породы, определяется из следующего выражения:

$$b_{min} = 2(R_k + m), \quad (4.44)$$

где R_k – радиус вращения кузова, м; m – зазор между кузовом и борта траншеи, м ($m = 0,4 \div 0,5$ м).

При проходке траншей с верхней погрузкой радиус разгрузки экскаватора должен удовлетворять условию

$$R_p \geq a + h \operatorname{ctg} \alpha + r, \quad (4.45)$$

где α – угол откоса уступа, градус, r – расстояние от оси погрузочного пути до верхней бровки уступа ($r = 1,5 \div 2$ м).

4.5.2. Проходка траншей с погрузкой породы в автомобильный транспорт.

При наличии необходимых транспортных средств при проходке траншей предпочтение отдается автомобильному транспорту. В этом случае значительно улучшается использование экскаваторов, а организация работ упрощается.

Улучшение технико-экономических показателей при применении автотранспорта на проходке траншей обуславливается:

отсутствием объема путевых работ; сокращением простоев из-за отсутствия порожняка; улучшением использования разгрузочных параметров экскаватора за счет удобной постановки автосамосвалов под погрузку.

При кольцевой схеме подачи автосамосвалов под погрузку (рис. 4.13, б) необходимо иметь следующую ширину траншеи:

$$b_{min} = 2(R_c + 0.5b_c + m), \quad (4.46)$$

где R_c – минимальный радиус поворота автосамосвала, м; b_c – ширина кузова автосамосвала, м.

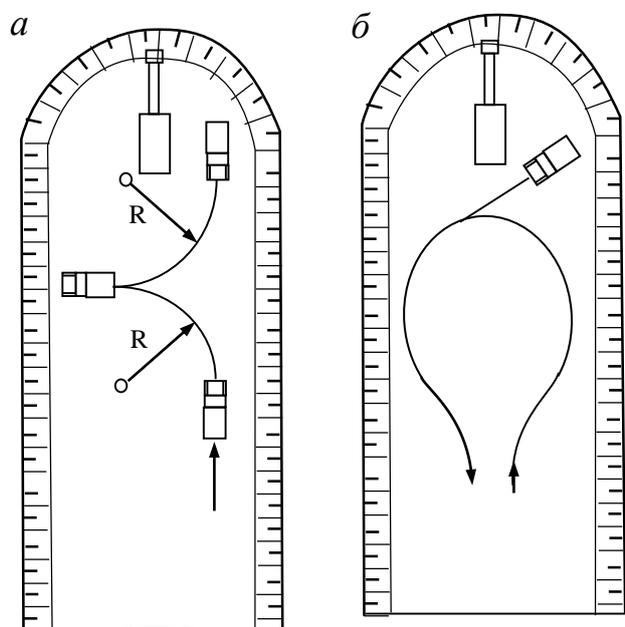


Рис. 4.13. Проходка траншей с нижней погрузкой автосамосвалы при:
а – тупиковой; б – кольцевой подаче автомашин

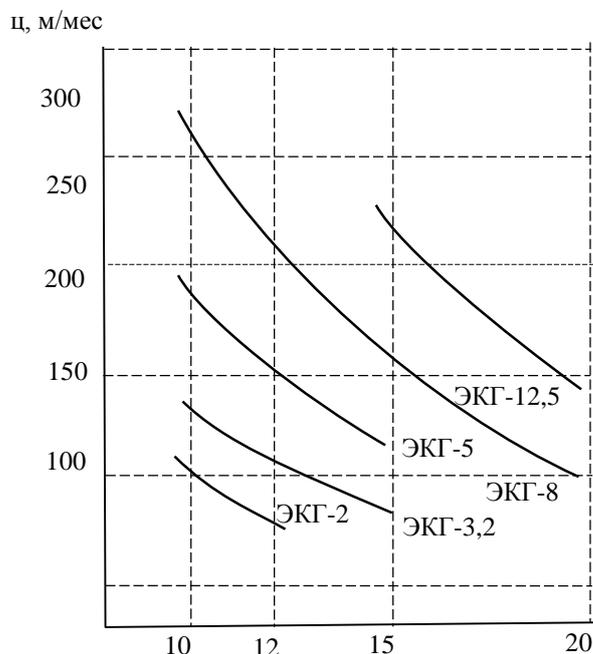


Рис. 4.14. Зависимость скорости проходки траншеи (при тупиковой подаче автосамосвалов) от высоты уступа (по Гипроруде)

При тупиковой подаче автосамосвалов (рис. 4.13, а) минимальная ширина траншеи

$$b_{min} = R_c + 0.5b_c + m + l_c, \quad (4.47)$$

где l_c – длина автосамосвала от передних колес до края кузова, м.

Сокращение ширины траншеи возможно за счет устройства ниш с интервалами между ними, обеспечивающими необходимую частоту подачи автосамосвалов в забой.

Зависимость скорости проходки траншей от высоты уступа приведена на рис. 4.14.

4.6. Послойная проходка траншей торцевым забоем

Для повышения скорости проходки траншей на ряде карьеров применяют послойную выемку взорванной массы в процессе проходки (рис. 4.15). Впервые послойная выемка взорванной массы при проходке траншей была применена на Магнитогорском карьере, затем на асбестовых карьерах Урала. Сечение траншеи разбивается по глубине на слои. Высота слоя определяется в зависимости от

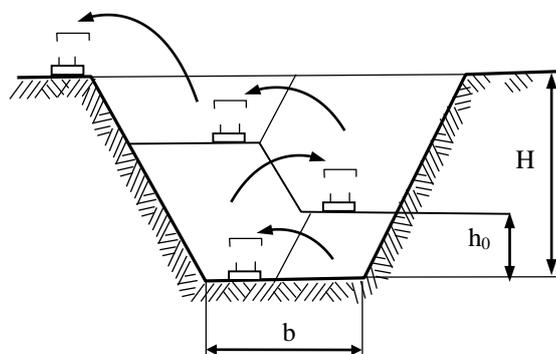


Рис. 4.15. Схема послойной проходки траншеи

высоты разгрузки экскаватора и транспортных средств. Каждый слой вынимается за один рабочий ход экскаватора на всю длину взорванного участка траншеи.

Число слоев, на которое возможно подразделить сечение траншеи, можно определить из следующего выражения:

$$n \geq \frac{h}{H_p - h_d - g}, \quad (4.48)$$

где H – максимальная высота разгрузки экскаватора, м; h_d – высота думпкара от уровня земляного полотна, м.

Кроме того, возможное число слоев определяется уклоном путей и длиной взорванного участка траншеи и может быть выражено следующей формулой:

$$n \geq \frac{L_{в.з} i}{H_p - h_d - g}, \quad (4.49)$$

где $L_{в.з}$ – длина взорванного участка траншеи; i – уклон траншеи при железнодорожном транспорте ($i = 0,030$).

Проходка траншей послойным способом на всю глубину на практике встречается

редко. Это объясняется в основном недостаточной длиной взрываемых участков траншеи. Ограниченные размеры площадок вышележащих горизонтов не позволяют взрывать блоки длиной 500-700 м. А при взрывании блоков длиной 100-150 м не всегда рационально останавливать проходку траншеи в ожидании следующих взрывов для организации послойной проходки.

В большинстве случаев верхнюю часть взорванной массы вынимают послойно (2-3 слоя), нижнюю – тупиковой проходкой.

При комбинированной проходке траншеи используют два варианта: верхняя часть взорванной массы вынимается послойно, а остальная масса - тупиковым забоем с погрузкой в думпкары;

верхняя часть обрабатывается послойно с погрузкой в думпкары, а нижняя - тупиковым забоем с погрузкой в автосамосвалы.

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте особенности проходки траншей с нижней погрузкой породы на железнодорожный транспорт.

2. Охарактеризуйте особенности проходки траншей с верхней погрузкой породы на железнодорожный транспорт.

3. Охарактеризуйте особенности проходки траншей с погрузкой породы на автомобильный транспорт.

4. В каком случае используется и каковы особенности послойного способа проходки траншей?

5. В каком случае используется и каковы особенности способа проходки траншей широкой полосой?

6. Как проходят траншеи с применением комплексов непрерывного действия?

7. Каковы знаете специальные способы проходки траншей?

4.7. Проходка траншей с применением вскрывных комплексов непрерывного действия

Строительство карьеров, на которых при их эксплуатации запроектировано применение техники непрерывного действия, связано с выполнением значительных объемов (до 20-50 млн. м² и более) горно-капитальных работ по проходке капитальных и разрезных траншей. Эти работы могут выполняться машинами циклического или непрерывного действия.

Пример схемы работы роторного экскаватора на проходке траншей при транспортировании пород в отвал ленточным конвейером и железнодорожным транспортом показан на рис. 4.16, б.

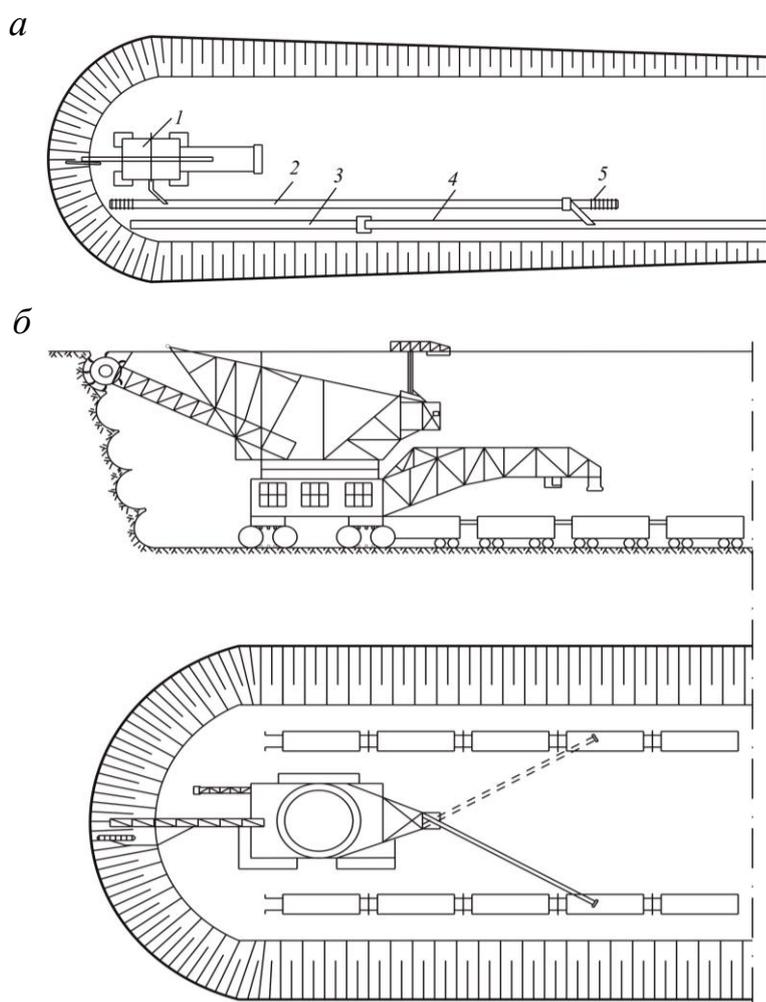


Рис. 4.16. Схема проходки капитальной траншеи роторным экскаватором:

а – с погрузкой на ленточный конвейер; 1 – роторный экскаватор; 2 – проходческий конвейер; 3 – монтирующийся забойный конвейер; 4 – смонтированный забойный конвейер; 5 – рельсовый путь; 6 – с погрузкой в средства железнодорожного транспорта

Для улучшения использования экскаватора во времени применяют проходческий конвейер на рельсовом ходу, который устанавливают параллельно забойному конвейеру и перемещают вслед за продвижением забоя по рельсовым путям. Порода с проходческого конвейера передают на забойный конвейер по наклонному желобу. Рельсовый путь по мере продвижения забоя разбирается и наращивается со стороны

забоя.

При проходке траншеи комплексом машин в составе роторного экскаватора и отвалообразователя ширина капитальной траншеи определяется по формуле

$$B_{\text{КТ}} = b_{\text{ПК}} + B_0 + b_{\text{ОК}} \quad (4.50)$$

где $b_{\text{ПК}}$ – расстояние между нижней бровкой борта траншеи и внешней стороной ходового устройства со стороны его приемной консоли; $b_{\text{ОК}}$ – то же, со стороны отвальной консоли; B_0 – ширина хода отвалообразователя.

Минимальная ширина капитальной траншеи понизу при проходке ее роторным экскаватором ЭРГ-1600 с погрузкой вскрыши на ленточные конвейеры равна 51 м.

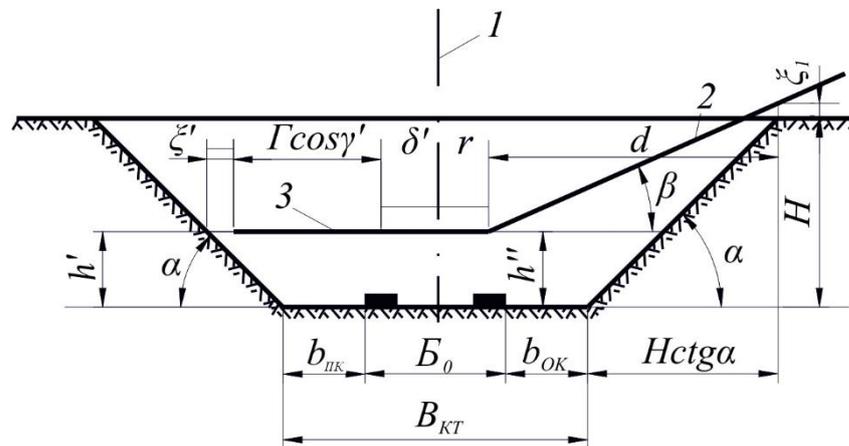


Рис. 4.17. Схема к определению ширины капитальной траншеи понизу:

1 – ось отвалообразователя; 2 – отвальная консоль; 3 – приемная консоль

δ' - расстояние между осью вращения отвалообразователя и осью вращения пяты приемной консоли, м; Γ – длина приемной консоли, м; γ' – угол поворота приемной консоли в горизонтальной плоскости, град; ε' – безопасное расстояние между концом приемной консоли отвалообразователя и бортом траншеи, м; h' – максимальное расстояние от приемной консоли отвалообразователя до урс $b_{\text{ПК}}$ его ст B_0 ия, м $b_{\text{ОК}}$ - угол откоса борта траншеи, град; r – расстояние между осью вращения отвалообразователя и осью пяты $B_{\text{КТ}}$ отвальной траншеи; d – горизонтальное расстояние между осью пяты отвальной консоли и верхней бровкой борта т $B_{\text{КТ}}$ траншеи, м; H – глубина траншеи, м; где h'' – высота крепления конца отвальной консоли отвалообразователя, м.

Имеются следующие *технологические способы проходки траншей* оборудованием непрерывного действия: транспортно-отвальный; усложненный транспортно-отвальный; транспортный; комбинированный. При каждом способе можно выделить несколько технологических схем проходки траншей, отличающихся друг от друга взаимным расположением горнотранспортного оборудования, способом работы (поперечными или продольными заходками) и т. д.

Сущность транспортно-отвального способа проходки капитальной траншеи заключается в размещении разрабатываемых пород на борту (или бортах) траншеи непосредственно отвалообразователем. Основное условие применения – возможность размещения пород на борту траншеи. В процессе работы отвальная консоль отвалообразователя может располагаться как по нормали, так и под некоторым углом к оси траншеи. Особенностью работы является необходимость передвижения отвалообразователя следом за экскаватором, причем расстояние между осями их вращения ограничивается размерами противовесов и безопасным зазором между ними (рис. 4.18)

$$L_{\text{п}} = r_0 + \delta + r_3 \quad (4.51)$$

где r_0 – радиус вращения противовеса отвалообразователя, м; r_3 – то же, экскаватора, м; δ – безопасное расстояние между противовесами ($\delta=10$ м).

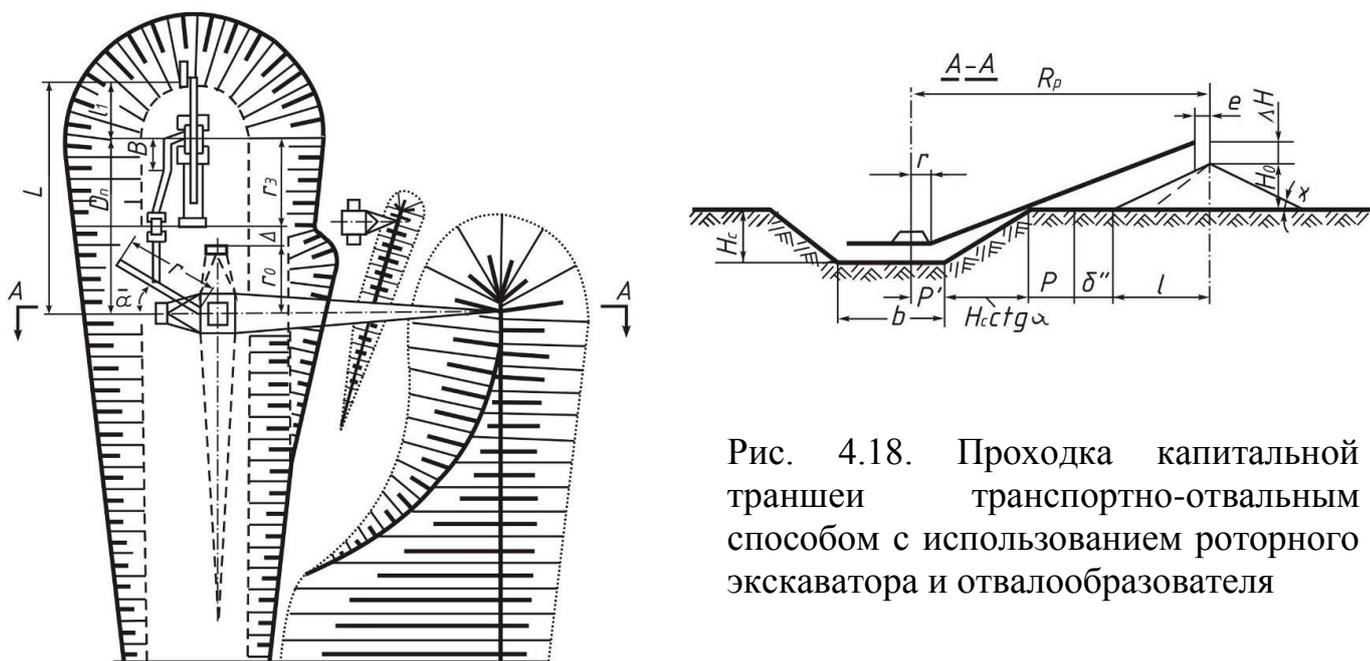


Рис. 4.18. Проходка капитальной траншеи транспортно-отвальным способом с использованием роторного экскаватора и отвалообразователя

Схема усложненного транспортно-отвального способа проходки разрезных траншей предусматривает использование дополнительного по сравнению с простым транспортно-отвальным способом оборудования (отвалообразователей, перегружателей), что позволяет значительно увеличить обрабатываемый объем траншеи (рис. 4.19).

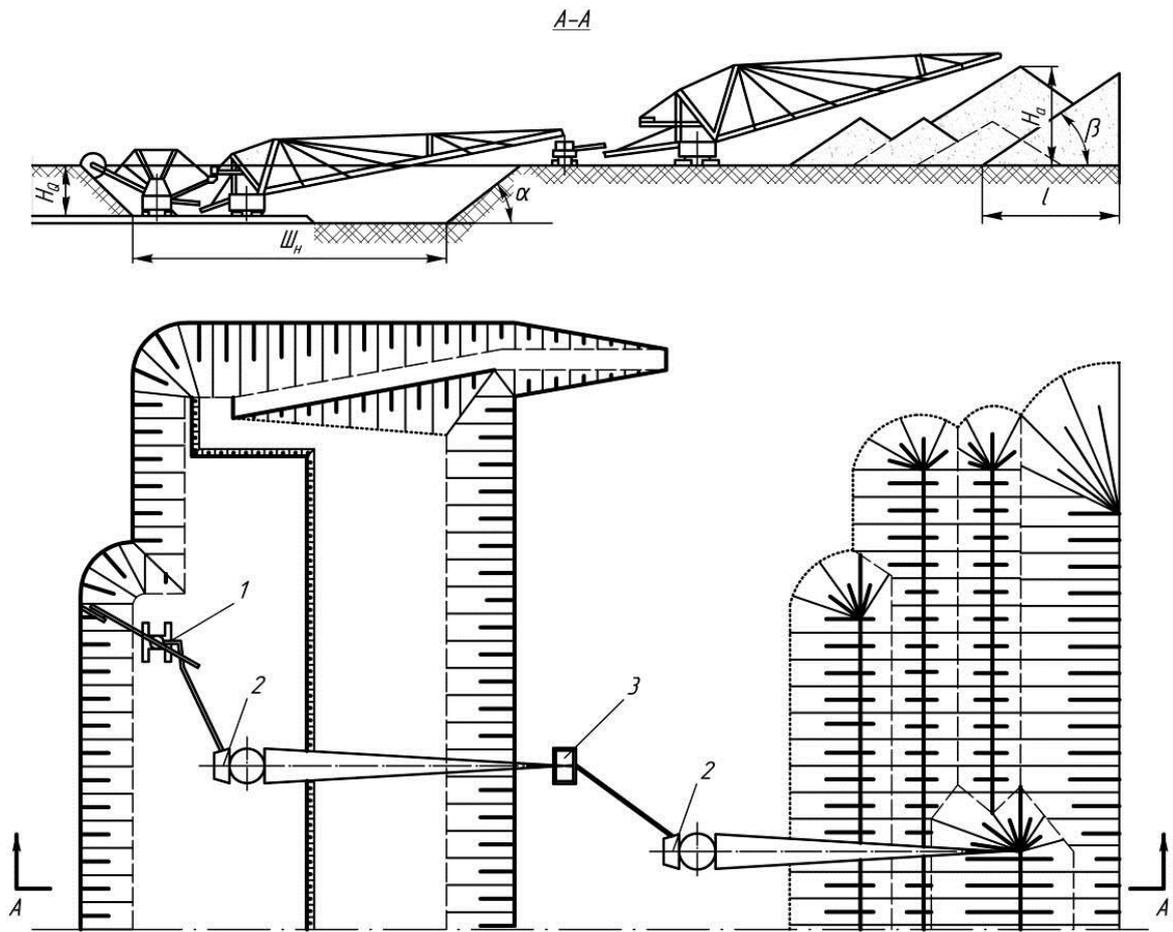


Рис. 4.19. Технологическая схема усложненного транспортно-отвального способа проходки разрезной траншеи:

1 – роторный экскаватор; 2 – отвалообразователь; 3 – бункер-перегрузатель

Предельную глубину разрезной траншеи определяют по формуле

$$H_p = \frac{B_T + \sqrt{B_T^2 + \frac{4H_0}{k_p} \operatorname{ctg}\alpha \left[l - \frac{H}{2} (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\gamma) \right]}}{2\operatorname{ctg}\alpha}, \quad (1,65)$$

где B_T – ширина траншеи понизу, м; H_0 – высота отвала, м; α – угол откоса нерабочего борта траншеи, град.; k_p – коэффициент разрыхления пород в отвале; l – заложение откоса отвала, м; γ – угол естественного откоса отвала, град; β – устойчивый угол откоса отвала, град.

При послойной проходке разрезной траншеи комбинированным способом, верхний слой траншеи разрабатывают транспортно-отвальным способом с размещением пород на борту траншеи. Строительную вскрышу транспортируют

конвейерами, а укладку производят отвалообразователем ОШР-5000/95. Максимальная глубина траншеи, проходимой данным способом, составляет 40 м.

При проходке разрезной траншеи двумя уступами на верхнем уступе используют роторный экскаватор ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 и отвалообразователь ОШР-4500/180, с помощью которого строительная вскрыша перегружается на магистральный конвейер, уложенный на ее борту. На втором уступе используется роторный экскаватор ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 и система ленточных конвейеров.

4.8. Специальные способы проходки траншей

К специальным способам относится проходка траншей с помощью буровзрывных работ (взрывание на выброс или сброс при проходке траншеи на косогоре), колесных скреперов и гидромеханизации.

Проходка траншей колесными скреперами может осуществляться в мягких осушенных породах при глубине траншеи до 10-15 м и расстоянии транспортирования до 300-500 м при использовании в качестве тягачей тракторов и до 1000-1500 м – при использовании скоростных пневмоколесных тягачей.

Проходка траншей с помощью взрывов может применяться для ускорения горностроительных работ. Преимущества этого способа: значительное сокращение времени выполнения горнокапитальных работ (по сравнению с экскаваторными работами срок проходки траншей снижается в 3-4 раза); высокая производительность труда горнорабочих; возможность осуществления подготовки взрыва (проходка шурфов и камер) в любых климатических условиях в течение круглого года). Недостатки проходки траншей взрывом на выброс: сравнительно высокая стоимость 1 м³ взорванной горной массы, трудность получения выемки необходимого профиля; невозможность расположения всей взорванной породы на нерабочем борту траншеи; невозможность производства взрывов при наличии в опасной зоне (зоне разлета кусков породы) жилых зданий и сооружений.

Проходка траншей с применением гидромеханизации эффективна при наличии хорошо размываемых пород, достаточного количества воды и дешевой электроэнергии. Этот способ успешно применен на проходке траншей при строительстве ряда угольных карьеров. В ряде случаев проходка траншей с помощью гидромеханизации эффективнее других способов.

РАЗДЕЛ 2. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

5. КЛАССИФИКАЦИИ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

5.1. Понятие о системе открытой разработки полезных ископаемых

Имеется большое количество определений понятия «система открытой

разработки месторождений». Приведем наиболее известные из них.

Так, акад. Л.Д.Шевяков отмечает, что до начала очистных работ в том или другом месте шахтного поля необходимо проводить к этим местам подготовительные выработки из уже проведенных для вскрытия месторождения капитальных выработок. «Подготовительные работы определенным образом должны предшествовать очистным работам и сочетаться с ними. Такой определенный порядок проведения подготовительных и очистных выработок, увязанный в пространстве и времени называется системой разработки месторождения (или его части)».

Проф. Е.Ф. Шешко «под системой разработки месторождения понимает безопасные и экономичные способы осуществления определенного комплекса вскрышных, траншейных и добычных работ, обеспечивающие плановую разработку карьерного поля».

По акад. В.В. Ржевскому «под системой разработки месторождения понимается порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка. В общем случае горные работы включают добычные, вскрышные и горно-подготовительные работы».

Акад. Н.В. Мельников отмечает, что «система разработки определяется порядком ведения подготовительных и очистных работ или способом перемещения пустых пород в отвалы и типом применяемого горнотранспортного оборудования».

Приведенные определения понятия «система разработки» показывают, что они имеют различное содержание и не соответствуют формату общепринятого понятия «система». Как известно, «система (от греческого *systema* - целое, составленное из частей; соединение) – множество (совокупность) элементов, находящихся в отношениях и связях друг с другом, которое образует определенную целостность, единство. Поскольку понятие системы имеет чрезвычайно широкую область применения (практически каждый объект может быть рассмотрен как система), постольку его достаточно полное понимание предполагает построение семейства соответствующих определений – как содержательных, так и формальных. Лишь в рамках такого семейства определений удастся выразить основные системные

принципы: целостности, структурности, взаимозависимости системы и среды, иерархичности, множественности описания каждой системы и др.

Для приведения определения системы разработки в соответствие указанным общим требованиям разработку полезных ископаемых нужно рассматривать как самостоятельную систему следующего нижнего уровня общей системы «эксплуатация месторождения полезных ископаемых» (раздел 1.1). Принимая во внимание указанные системные принципы и, опираясь на сформулированное выше определение открытой разработки полезных ископаемых (раздел 1.1), можно сформулировать следующие определение системы открытой разработки.

Система открытой разработки полезных ископаемых – это совокупность взаимозависимых и взаимосвязанных между собой подготовительных, вскрышных и добычных выработок, проведенных в карьерном поле для извлечения горных пород из недр Земли (рис. 5.1).

Элементы системы: разрезные траншеи (котлованы), вскрышные и добычные уступы, находятся в постоянном движении пока не достигнут своего предельного (или промежуточного) положения, предусмотренного проектом разработки месторождения. Следовательно, и система разработки является подвижным, динамичным объектом карьера.

В определении системы разработки нет необходимости указывать порядок и последовательность проведения горных выработок в пространстве и времени, так как они автоматически предусматриваются взаимозависимостью элементов системы друг от друга.



Рис. 5.1. Структура системы «разработка полезных ископаемых»

Исключение из определения системы разработки выражения «порядок и последовательность выполнения горных работ», которое обычно ассоциируется с технологией горных работ, способствует разграничению понятий «система разработки» и «технология горных работ». Поскольку подготовительные,

вскрышные и добычные выработки являются оболочкой горных работ, а последние осуществляются посредством горных технологий, то становится очевидной грань между системой разработки и технологией горных работ.

Для предлагаемой системы разработки, как и для любой системы в общепринятом смысле, присущи организация, структура, связи и функции.

Организация, как известно, выражает комплекс свойств, характеризующих определенную упорядоченность элементов в системе и их взаимодействие. Например, подготовительные выработки предшествуют очистным и они не могут располагаться в карьерном поле произвольно. Они размещаются по определенным правилам и нормативам, вследствие чего обеспечивается нормальное функционирование системы. Любой организации присуща иерархия уровней. В рассматриваемом случае система – эта «система разработки полезных ископаемых», а ее элементы: подготовительные и очистные выработки, т.е. разрезные траншеи (котлованы) и рабочие уступы.

Под структурой понимается совокупность элементов и способов их объединения в единое целое (это механическая связь между элементами). В системе разработки полезных ископаемых в таком качестве выступают рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы. На всех рабочих и нерабочих уступах их размеры должны быть не меньше некоторого их минимального значения, необходимого для обеспечения нормального функционирования системы.

Под термином связь в широком смысле понимается то, что объединяет отдельные элементы в систему. Связи многообразны по своим формам, значению, содержанию. Обычно выделяют энергетические, информационные и вещественные связи. В нашем случае отдельные элементы (рабочие уступы) в систему разработки полезных ископаемых объединяет вещественная связь, т.е. требуемый объем горной массы заданного качества, извлекаемый из каждого рабочего горизонта (уступа). Эта связь, вскрытые готовые к выемке запасы горных пород, является гибкой и изменяющейся в процессе функционирования системы.

Всякая система выполняет некоторые функции – просто существует, служит областью обитания другой системы, обслуживает систему более высокого уровня и

т.д. Система разработки полезных ископаемых призвана обеспечить устойчивое извлечение горных пород заданного объема и требуемого качества из недр Земли за определенный промежуток времени. Она обслуживает систему более высокого уровня «эксплуатация месторождения полезных ископаемых» и одновременно служит областью обитания другой системы «технология горных работ».

Система разработки полезных ископаемых, как любая система может быть представлена структурной моделью, которая отображает только строение, устройство системы и взаимное расположение элементов в пространстве. На модели, представленной на рис. 5.2, элементы (рабочие уступы) 1, 2,...,N образуют систему разработки S, входящую как составная часть в окружающую среду (карьерное поле) Q. В системе S обитает другая система «технология горных работ» с элементами 1, 2,...,T.

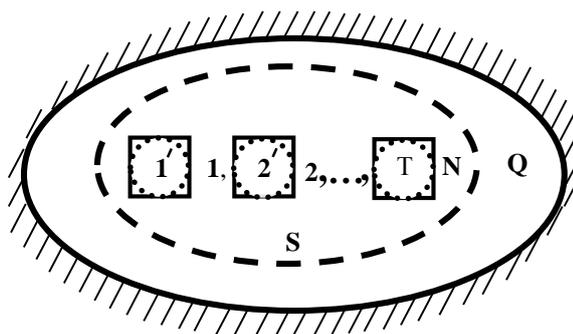


Рис. 5. 2. Структурная модель системы «разработка полезных ископаемых»

Таким образом, в предлагаемой формулировке системы открытой разработки полезных ископаемых полностью раскрывается суть изучаемого понятия открытых горных работ, соблюдаются все основные системные принципы: целостности, иерархичности, структурности, взаимозависимости элементов системы. Следовательно, данное определение системы открытой разработки полезных ископаемых находится в полном соответствии с общепринятым понятием «система».

5.2. Принципы классификации систем открытой разработки полезных ископаемых

Классификация систем открытой разработки полезных ископаемых должна

базироваться на учете приведенных выше свойств системы, отражающих взаимосвязь между подготовительными, вскрышными и добычными выработками в карьерном поле. Известно что, общий характер их перемещения в плане и глубину карьера предопределяется горно-геологическими условиями залегания полезных ископаемых и задачами отгрузки потребителю необходимого объема горной массы требуемого качества. Выполнение в этих выработках горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ осуществляется посредством горных технологий. Если система разработки – совокупность взаимозависимых и взаимосвязанных между собой горных выработок, то технология – совокупность способов производства горных работ в этих выработках. Таким образом горные выработки являются объектом системы разработки, а горные работы – объектом технологии. Эти отличительные признаки двух ключевых понятий горной науки и производства ставят четкую грань между системой разработки и технологией открытых горных работ.

Исходя из изложенного, в качестве квалификационного признака классификации систем открытой разработки полезных ископаемых может быть принят общий характер изменения положения подготовительных и очистных выработок в карьерном поле, предопределяемый исключительно заданными горно-геологическими условиями полезных ископаемых, типом разрабатываемых месторождений и задачами производства.

Характер перемещения указанных выработок в карьерном поле в зависимости от заданных условий может быть различным. Например, при разработке горизонтальных и пологих залежей мощностью до 50 м по окончании горно-подготовительных работ согласно акад. В.В.Ржевскому, создается первичный фронт вскрышных и добычных работ в карьере. Поскольку все подготовительные выработки уже пройдены, в период эксплуатации месторождения откосы рабочих уступов практически постоянной высоты совершают плоскопараллельное или веерное движение относительно их первоначального положения (рис. 5.3, а).

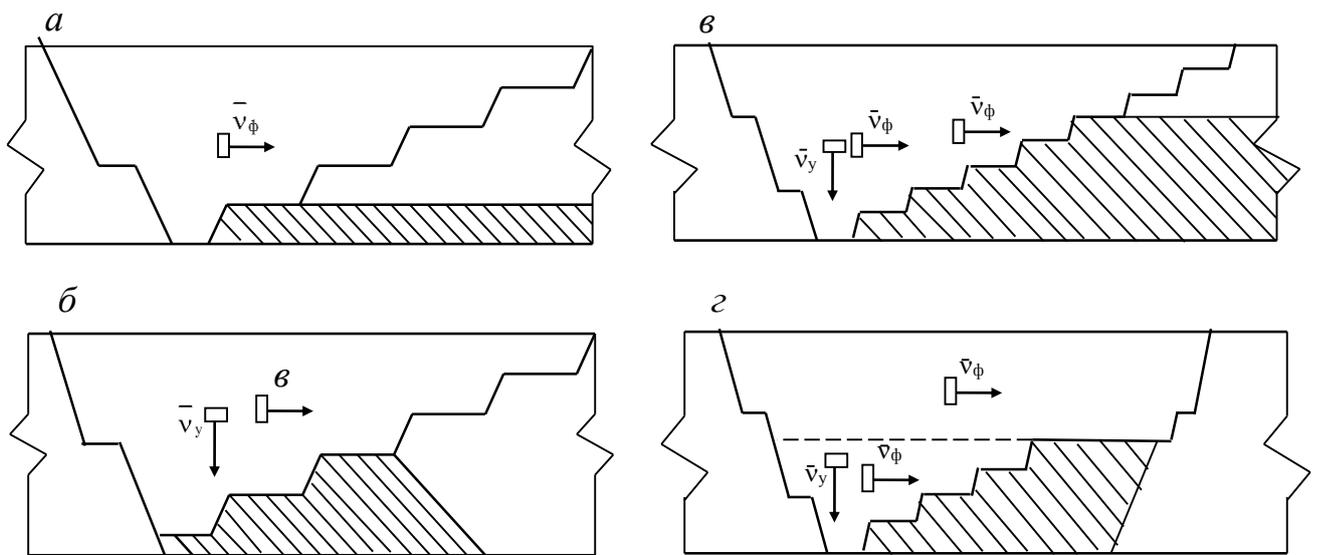


Рис. 5.3. Виды перемещения горных выработок при:
 а – неглубоких горизонтальных месторождениях; б – при мощных наклонных месторождениях; в и г – при мощных горизонтальных и наклонных месторождениях

При разработке наклонных, крутых, а также мощных пологопадающих залежей подготовительные выработки проводятся как в период строительства, так и в период эксплуатации карьера. С вскрытием новых горизонтов и проведением подготовительных выработок появляются новые уступы в рабочей зоне. При этом дно подготовительной выработки совершает относительно предыдущего горизонта дискретное вертикальное перемещение в глубину карьера, а откосы всех рабочих уступов перемещаются в горизонтальных направлениях (рис. 5.3, б). И нет необходимости о постоянном упоминании действительно перемещающихся элементах горных выработок – дне подготовительных, откосах (фронт) очистных выработок. В целом совокупность горных выработок в данном случае совершает смешанное (вертикальное, горизонтальное) перемещение.

При разработке сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождений в пределах одного карьерного поля в разные периоды эксплуатации могут найти применение обе разновидности перемещения совокупностей горных выработок. Например, верхняя часть вскрышных пород и полезного ископаемого может извлекаться при регулярном вертикальном, а затем горизонтальном перемещении выработок, нижняя часть – при горизонтальном перемещении выработок (рис.5.3, в); или верхняя часть месторождения может извлекаться при

горизонтальном перемещении выработок, а нижняя часть – при вертикальном, затем горизонтальном перемещении выработок (рис.5.3, г). В целом эксплуатация месторождения в данном случае может осуществляется комбинацией вертикального и горизонтального перемещения горных выработок.

В целом по горно-геологическим условиям залегания полезных ископаемых подготовительные выработки в карьерном поле имеют только вертикальное, а вскрышные и добычные выработки – как правило, только горизонтальное перемещение. Совокупность указанных выработок в карьерном поле может перемещаться в сочетании этих видов движения.

Таким образом, рассмотренные виды перемещения подготовительных, вскрышных и добычных выработок в карьерном поле, характеризующие их взаимосвязь, целостность и единство, могут быть положены в основу классификации систем открытой разработки полезных ископаемых.

Контрольные вопросы:

1. Как формулируется понятие системы в общем случае?
2. Раскройте структуру системы «разработка полезных ископаемых».
3. Как формулируется понятие «система открытой разработки полезных ископаемых»?
4. Какие признаки могут быть положены в основу классификации систем открытой разработки полезных ископаемых?
5. Какие существуют виды перемещения очистных горных выработок в карьерном поле?

5.3. Классификации систем открытой разработки полезных ископаемых

Предложено довольно много различных классификаций систем открытой разработки полезных ископаемых. Получили признания классификации, в основу которых положены: направление подвигания забоев и конфигурация фронта работ (А.П. Зотов, С.М. Шорохов, В.В. Ржевский, Г.В. Секисов, А.И. Арсентьев, и др.); способ производства вскрышных работ и механизация выемки и доставки пород (Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельников, П.Э. Зурков и др.).

Наиболее распространенными из них являются классификации проф.

Е.Ф.Шешко, акад. Н.В.Мельникова, акад. В.В.Ржевского и проф. А.И. Арсентьева.

Проф. Е.Ф.Шешко предложил классификацию систем разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы. По этому признаку выделяются следующие системы (табл. 5.1):

А. Системы с поперечным перемещением породы в отвалы без применения транспортных средств; эти системы разработки могут быть названы также бестранспортными.

Таблица 5.1

Классификация систем открытой разработки по Е.Ф.Шешко

<p>Группа систем А с поперечным перемещением породы в отвал без транспортных средств</p>	<p>Группа систем Б с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвалы при помощи транспортных средств</p>	<p>Группа систем В комбинированные</p>
<p>А-1 – с непосредственной перевалкой вскрышных пород А-2 – с кратной экскаваторной перевалкой вскрышных пород А-3 – с забойными отвалообразователями А-0 – с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения</p>	<p>Б-4 – с транспортированием породы на внутренние отвалы на сравнительно короткие расстояния по путям с благоприятным профилем Б-5 – с транспортированием породы на внешние отвалы на более значительное расстояние обычно по путям с неблагоприятным профилем Б-6 – с транспортированием породы частично на внутренние и частично на внешние отвалы</p>	<p>В-7 – с частичным транспортированием породы на внутренние или внешние отвалы В-8 – с частичным бестранспортным перемещением породы на внутренние отвалы</p>

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.

Акад. Н. В. Мельниковым была предложена классификация систем разработки по способу производства вскрышных работ. В этой классификации выделены 5 систем разработки (табл. 5.2): бестранспортная, транспортно-отвальная, транспортная, специальная и комбинированная.

Классификация систем открытой разработки по Н.В.Мельникову

Система разработки	Основной технологический процесс по вскрыше	Отвалообразование	Направление развития фронта работ в плане	Высота рабочей зоны	Фронт работ
Бестранспортная	Рыхление Выемка Отвалообразование	Внутреннее	Одностороннее по простиранию То же, вкрест простирания То же, смешанное Двустороннее по простиранию То же, вкрест простирания То же, смешанное	Постоянная Переменная	Одинарный
Транспортно-отвальная	Дробление Выемка Отвалообразование	Внутреннее	Одностороннее по простиранию То же, вкрест простирания Двустороннее по простиранию То же, вкрест простирания Веерное Смешанное	Постоянная	
Транспортная	Рыхление Погрузка Дробление Транспортирование Отвалообразование	Внешнее Внутреннее Комбинированное	Одностороннее по простиранию То же, вкрест простирания Двустороннее по простиранию То же, вкрест простирания Веерное По периметру карьера Смешанное	Переменная	Сквозной
Специальная		Внешнее	То же	Постоянная	
Комбинированная	Любая комбинация систем разработки			Переменная	

При *бестранспортной системе разработки* перемещение породы из забоя во внутренний отвал производится вскрышными экскаваторами.

В группу *транспортно-отвальных* включены системы разработки, при которых вскрышные породы перемещаются на внутренние отвалы посредством транспортно-отвальных мостов и консольных отвалообразователей.

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.

В группу *специальных* включены системы разработки, при которых вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, бульдозерами, гидромеханизированным способом или кабель-кранами.

Комбинированные системы могут применяться при разработке горизонтальных и пологих залежей с мощной толщей покрывающих пород.

В основу классификаций систем разработки акад. В.В.Ржевского положен порядок и последовательность выполнения горных работ в карьерном поле (табл. 5.3, рис. 5.4). 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.

Таблица 5.3

Классификация систем открытой разработки по В.В.Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа систем	Индекс системы	Система разработки
С	<i>Сплошные</i>	<i>СД</i>	Сплошные продольные	<i>СДО</i> СДД	Сплошная продольная однобортовая То же, двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО СПД	Сплошная поперечная однобортовая То же, двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ СВР	Сплошная веерная центральная То же, рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ СКП	Сплошная кольцевая центральная То же, периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО УДД	Углубочная продольная однобортовая То же, двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО УПД	Углубочная поперечная однобортовая То же, двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная

		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубочно- сплошные)	-	То же, в различных сочетаниях		

Примечание. К наименованию системы добавляется: «с внешними или внутренними отвалами».

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 унаклонном 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.

a

Индекс подгруппы	Направление выемки в плане	Место расположения отвала	
		Внутреннее	Внешнее
СД	О		
	Д		
СП	О		
	Д		

СВ	Ц		
	Р		
СК	Ц		
	П		<p> рабочая зона карьера</p> <p> Направление перемещения вскрышных пород</p> <p> Направление перемещения полезного ископаемого</p> <p> Отвалы вскрышных пород</p>

б

Индекс подгруппы	Направление выемки в плане	План	Профиль
УД	О		
	Д		
УП	О		

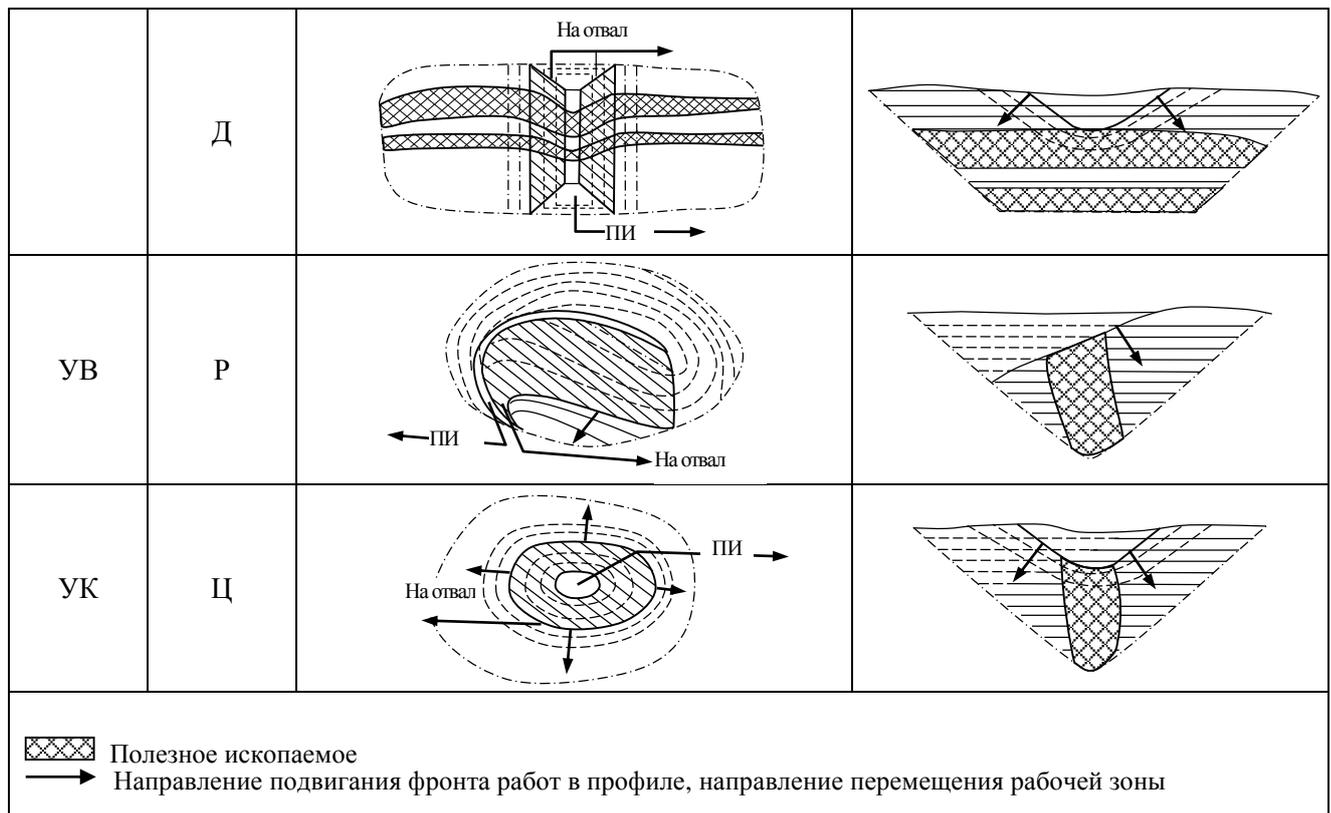


Рис. 5.4. Схемы систем открытой разработки месторождений:
а – сплошные; *б* – углубочные; *о, д, ц, п и р* – направление выемки в плане соответственно однобортовое, двухбортовое, центральное, периферийное и рассредоточенное

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.

Таким образом, акад. В.В.Ржевским выделены 3 группы систем: сплошные,

углубочные и смешанные, 12 подгрупп систем: сплошные продольные, сплошные поперечные, сплошные веерные, сплошные кольцевые, углубочные продольные, углубочные поперечные, углубочные веерные, углубочные кольцевые, смешанные продольные, смешанные поперечные, смешанные веерные, смешанные кольцевые и 18 систем разработки: сплошная продольная однобортовая, сплошная продольная двухбортовая, сплошная поперечная однобортовая, сплошная поперечная двухбортовая, сплошная веерная центральная, сплошная веерная рассредоточенная, сплошная кольцевая центральная, сплошная кольцевая периферийная, углубочная продольная однобортовая, углубочная продольная двухбортовая, углубочная поперечная однобортовая, углубочная поперечная двухбортовая, углубочная веерная рассредоточенная, углубочная кольцевая центральная и т.д. (табл. 5.3).

В классификации систем разработки месторождений открытым способом проф. А.И.Арсентьева за классификационный признак принят характер углубки горных работ. Поэтому признаку (табл. 5.4) выделены две системы разработки: с углубкой карьера и без углубки карьера, хотя они четко не обозначены как системы. Кроме того, приведенные названия систем разработки являются синонимами углубочных и сплошных систем акад. В.В. Ржевского.

Таблица 5.4

Классификация систем открытой разработки по А.И. Арсентьеву

Отработка уступов	Направление перемещения фронта работ	Место и характер отвалообразования	Уступы	Состояние забоя
Заходками (ходами): продольными поперечными диагональными круговыми радиальными комбинированными	<i>С углубкой карьера</i>		Горизонтальные Наклонные Комбинированные	Сухой Затопленный
	Одностороннее: параллельное веерное Двухстороннее: параллельное веерное Многостороннее	Внешние отвалы Внутренние отвалы		
		<i>Без углубки карьера</i>		

Заходками (ходами): продольными поперечными диагональными круговыми радиальными комбинированными	Одностороннее: параллельное веерное Двустороннее: параллельное Многостороннее: по восстанию по падению	Внешние отвалы Внутренние отвалы: с однократной перевалкой пород с многократной перевалкой пород с продольным перемещением пород	Горизонтальные Наклонные Комбинированные	Сухой Затопленный
--	---	--	--	----------------------

На основе анализа классификаций систем открытой разработки полезных ископаемых, предложенных корифеями горной науки и приведенных выше нового определения системы открытой разработки полезных ископаемых (подраздел 5.1) и видов перемещения горных выработок в карьерном поле (рис. 5.3) в основу классификации систем акад. Б.Р. Ракишевым положен общий характер перемещения подготовительных, вскрышных и добычных выработок в карьерном поле. При этом учтено, что подготовительные выработки вследствие вскрытия очередного нового горизонта совершают только вертикальное, а вскрышные и добычные выработки – только горизонтальные перемещения. Совокупность горных выработок в общем случае может перемещаться в различном сочетании указанных видов движения.

По рассмотренным видам перемещения подготовительных, вскрышных и добычных работ в карьерном поле в новой классификации акад. Б.Р. Ракишева выделено только 3 системы открытой разработки полезных ископаемых: сплошная, углубочная и комбинированная и 12 подсистем разработки (табл. 5.5).

При сплошной системе разработки месторождений полезных ископаемых подготовительные выработки в эксплуатационный период сразу вырождаются во вскрышные и добычные. Последние в карьерном поле совершают только горизонтальные перемещения.

При углубочной системе разработки месторождений вследствие вскрытия очередного нового горизонта подготовительные выработки в карьерном поле совершают вертикальное, а вскрышные и добычные выработки – горизонтальные перемещения.

В комбинированной системе разработки месторождений имеет место различное

сочетание указанных видов движения совокупности горных выработок в карьерном поле.

Таблица 5.5

Классификация систем открытой разработки по Б.Р. Ракишеву

Системы разработки	Подсистемы разработки
Сплошная	Сплошная продольная однобортовая или двухбортовая Сплошная поперечная однобортовая или двухбортовая Сплошная веерная центральная или рассредоточенная Сплошная кольцевая центральная или периферийная
Углубочная	Углубочная продольная однобортовая или двухбортовая Углубочная поперечная однобортовая или двухбортовая Углубочная веерная рассредоточенная Углубочная кольцевая центральная
Комбинированная	То же, в различных сочетаниях

По характеру перемещения горных выработок относительно контура и осей карьера по аналогии с классификацией акад. В.В. Ржевского указанные системы разработки подразделены на соответствующие подсистемы открытой разработки (см. табл.5.5): сплошная продольная однобортовая или двухбортовая, сплошная поперечная однобортовая или двухбортовая, сплошная веерная центральная или рассредоточенная, сплошная кольцевая центральная или периферийная, углубочная продольная однобортовая или двухбортовая, углубочная поперечная однобортовая или двухбортовая, углубочная веерная рассредоточенная, углубочная кольцевая центральная

Как видно, классификация систем открытой разработки акад. Б.Р.Ракишева, основанная на признаках перемещения совокупности подготовительных и очистных выработок в карьерном поле, по форме и структуре выгодно отличается от других классификаций. Она конкретна, адресна и более компактна.

Контрольные вопросы:

1. Что положено в основу классификации систем открытой разработки по Е.Ф. Шешко?
2. Что положено в основу классификации систем открытой разработки по Н.В. Мельникову?

3. Что положено в основу классификации систем открытой разработки по В.В. Ржевскому?

4. Что положено в основу классификации систем открытой разработки по А.И. Арсентьеву?

5. Что положено в основу классификации систем открытой разработки по Б.Р. Ракишеву?

6. В чем заключаются преимущества классификации систем открытой разработки акад. Б.Р. Ракишева от других классификаций?

6. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

6.1. Условия применения сплошной системы разработки

Преобладающие типы пород. Многие месторождения горизонтального залегания представлены мягкими (в основном глинистыми) и иногда плотными вскрышными породами и мягким или плотным полезным ископаемым (рис. 6.1, *а* и *б*). Нередко в мягких покрывающих породах залегают маломощные прослои полускальных или скальных пород.

Мягкие или разнородные вскрышные породы и разнородное полезное ископаемое характерны для песчано-гравийных и ряда бокситовых месторождений.

Пластообразные залежи песчано-гравийных месторождений состоят из смеси песка, гравия и валунов (рис. 6.1, *в*); крупнообломочный материал располагается по всей толще или образует прослои. Глинистые вскрышные породы часто включают крупнообломочный материал.

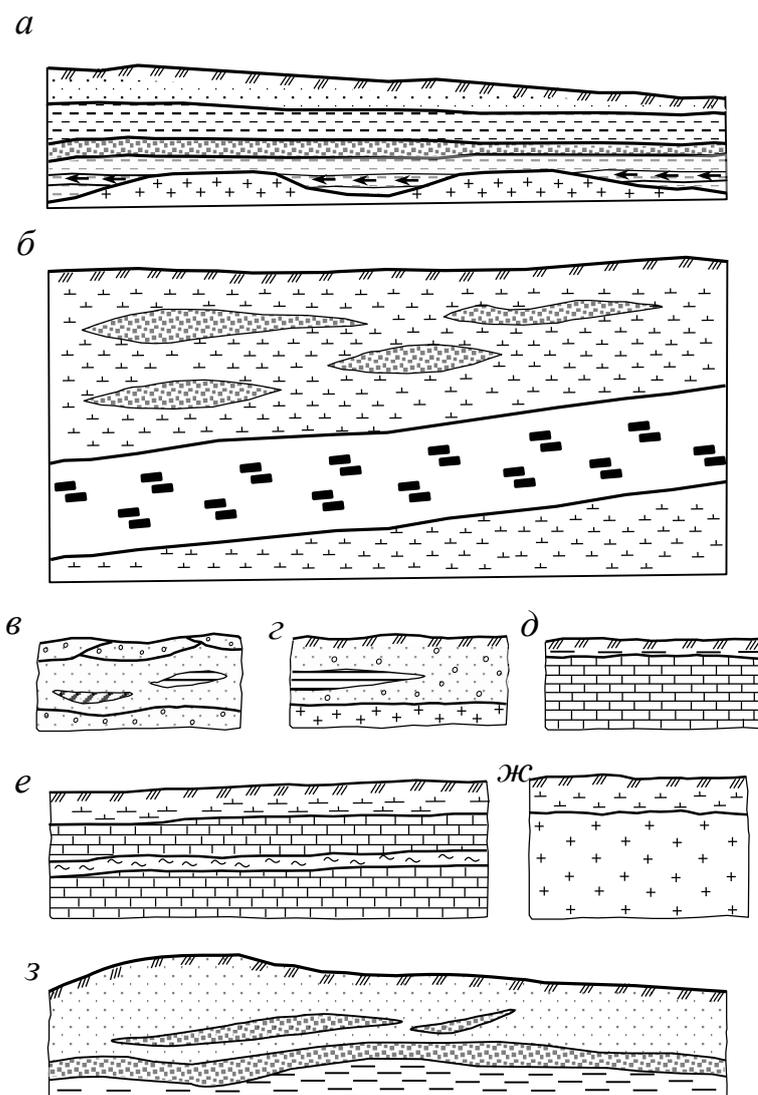


Рис. 6.1. Характерные геологические разрезы месторождений:

a – марганцеворудных; *б* – бурогольных Канско-Ачинского бассейна; *в* – песчано-гравийных; *г* – россыпных; *д* – карбонатных пород; *е* – сланцевых; *ж* – гранитных; *з* – каменноугольных Черемховского бассейна

В строении россыпи различают торфа, пески и плотик (рис. 6.1, *г*). Торфа (вскрышные породы) – это обычно илистые, песчано-глинистые или галечниковые отложения, не содержащие полезных минералов в промышленных кондициях. Пески – это залежь полезного ископаемого, обычно глинисто-песчано-галечниковые отложения, иногда со щебнем, валунами и элювием коренных пород, содержащие полезные компоненты в промышленных количествах; торфа и пески по литологическому составу не всегда четко отделяются друг от друга. Плотик – это чаще всего коренные породы, подстилающие россыпь и оказывающие большое влияние на распределение полезного компонента в песках.

Мягкие, плотные или разнородные покрывающие породы и весьма плотные,

полускальные или скальные полезные ископаемые характерны для карбонатных, сланцевых и фосфоритовых месторождений, а также месторождений природного камня (рис. 6.1, *д, е и ж*).

Полускальными и скальными вскрышными породами и полускальными или весьма плотными полезными ископаемыми представлены ряд угольных, карбонатных месторождений и крутые месторождения, где могут применяться сплошные системы разработки (рис. 6.1, *з*).

Мощность пород. Мощность мягких вскрышных пород на угольных и марганцеворудных месторождениях изменяется от 10-15 м до 80-100 м и более; от 2-4 м на украинских и подмосковных и до 40-50 м и более на канско-ачинских месторождениях. Изменяется также и мощность угольных пластов. Мощность пластообразных залежей марганцевой руды обычно не превышает 3-4 м. Средний коэффициент вскрыши на разрабатываемых и перспективных для открытой разработки угольных месторождениях такого типа изменяется от 2-3 до 8-10 м³/т, а на марганцеворудных месторождениях – от 7-10 до 35-40 м³/т.

Средняя мощность вскрышных пород на песчаных и песчано-гравийных месторождениях составляет около 3 м и редко превышает 10 м, а полезного ископаемого – около 10 м и редко превышает 25-30 м. Коэффициент вскрыши на большинстве разрабатываемых месторождений меньше 0,5 м³/м³ и обычно не превышает 1 м³/м³.

Мощность торфов на россыпях небольшая (до 5-10 м), но в отдельных случаях (погребенные россыпи) может достигать десятков метров. По глубине залегания выделяются россыпи: мелкие (глубина менее 3 м), очень неглубокие (3-6 м), неглубокие (6-12 м), средней глубины (12-20 м), глубокие (20-50 м) и очень глубокие (более 50 м).

Мощность вскрыши на месторождениях осадочных карбонатных пород в большинстве случаев не превышает 3-6 м, а мощность полезной толщи изменяется от 3-5 до нескольких десятков метров. Коэффициент вскрыши чаще всего не превышает 0,2 м³/м³ и в редких случаях бывает более 0,5 м³/м³.

Мощность мягких и полускальных (скальных) вскрышных пород на

месторождениях природного камня составляет соответственно 0,2-6 и 0,5-4 м, а полезной толщи – 6-20 м.

Мощность полускальных и скальных вскрышных пород на угольных, сланцевых и фосфоритовых месторождениях обычно изменяется в пределах 10-40 м. При разработке пластообразных сланцевых и фосфоритовых залежей она составляет соответственно 2-4 м и 2-6 м, а мощность угольных пластов обычно не превышает 10-15 м.

Строение залежей. Угольные и сланцевые пласты в большинстве случаев однородны и не требуют отдельной разработки и стабилизации качества.

Марганцевые, фосфоритовые и другие руды чаще всего неодинаковы по содержанию полезных и вредных компонентов, обогатимости и другим признакам на разных участках одного карьерного поля. Разработка их обычно валовая, но при развитии горных работ необходимо учитывать качество руд и предусматривать мероприятия по обеспечению его стабилизации при отправке на переработку.

Месторождения осадочных карбонатных пород отличаются сложной структурой, разнообразием условий залегания и состава пород, интенсивной трещиноватостью, чередованием пачек различной прочности и мощности, что затрудняет их разработку и получение щебня большой прочности при достаточно высоком его выходе.

Пластообразные залежи гравия и песка, сложенные породами разного литологического состава и возраста, характеризуются обычно включениями линз глинистых пород и валунов различных размеров (иногда до 2-3 м в поперечнике) и содержанием их до 20-30 % и более.

Россыпи по строению разделяются на простые и сложные. Пески простых россыпей залегают в нижней части и представлены обычно рыхлыми отложениями, элювием и верхней частью коренных пород; иногда пласт песков целиком располагается либо в рыхлых отложениях, либо в коренных трещиноватых породах. Сложные россыпи состоят из нескольких горизонтов песков; верхние пески залегают на ложных плотиках, которые обычно представлены глинистыми отложениями (см. рис. 6.1, з).

Месторождения стенового (пильного) камня (известняки, туфы, травертины и

другие породы) имеют предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}=40\div 4000$ Н/см². Выход камня составляет 40-70 %, максимальный размер блоков – 1-1,5 м³.

Месторождения облицовочного камня (кварцит, гранит, габбро, лабрадорит, диорит, базальт, мрамор и др.) характеризуются наличием развитых и закономерных расположенных систем трещин, определяющих возможность и направление разработки месторождений для получения блоков. Выход блоков (размером от 0,2 до 6 м³ и более) из горной массы составляет от 10 до 30%.

Обводненность и температурный режим. Угольные и рудные месторождения, как правило, обводнены, т. е. уровень грунтовых вод находится выше почвы залежи полезного ископаемого. Водопонижение осуществляется в большинстве случаев с применением дренажных траншей в комплексе с открытым карьерным водоотливом. При наличии напорных горизонтов и высоком водопритоке в карьер водопонижение осуществляется водопонижающими скважинами и реже подземным способом.

Песчано-гравийные месторождения по степени обводненности разделяются на сухие и частично обводненные (уровень грунтовых вод находится соответственно ниже почвы и между почвой и кровлей залежи), полностью обводненные и подводные. Частично и полностью обводнены более половины месторождений; разработка их осуществляется как при отсутствии, так и с применением водопонижения.

Температурный режим пород многих разрабатываемых месторождений в летний период положительный; промерзание пород в зимний период на глубину от 0,3-0,5 до 2-3 м характерно для участков массива, имеющих свободные поверхности. Россыпи, в зависимости от водного режима и температуры, разделяются на водные и безводные талики, а также мерзлые отложения.

Форма и размеры залежей и карьерных полей в плане. При разработке плитообразных залежей угля, сланца, марганцевых, фосфоритовых и других руд, а также очень широких (более 500 м) россыпей характерны обширные карьерные поля. Размеры таких залежей в плане изменяются от 1-2 до 6 и более километров. Месторождения могут разрабатываться одним карьерным полем или разделяться на несколько отдельных полей. При этом срок отработки карьерного поля должен быть

достаточно длительным – не менее 8-12 лет.

Крупные по площади россыпи разделяют на полигоны. Полигон характеризуется постоянным положением обогатительного (промывочного) оборудования, обслуживающего данный полигон, в течение всего периода его разработки.

Отдельные участки, характеризуемые определенным положением полустационарной дробильно-сортировочной установки, могут выделяться при разработке мощных песчано-гравийных и карбонатных месторождений.

Вытянутые и округлые в плане карьерные поля характерны при разработке песчано-гравийных и карбонатных месторождений, месторождений природного камня, очень узких (менее 20 м), узких (20-50м), средних (50-150м) и широких (150-500м) россыпей. Наибольший размер таких карьерных полей редко превышает 1 км.

Большое разнообразие условий залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений диктует применение соответствующих видов сплошных систем разработки, отличающихся направлениями развития горных работ и используемыми комплексами оборудования для их обеспечения.

6.2. Продольные и поперечные подсистемы разработки

Продольные и поперечные подсистемы разработки предпочтительны при вытянутых залежах, имеющих в плане форму, близкую к прямоугольнику или вытянутому овалу.

Продольная однобортная подсистема разработки горизонтальными слоями широко распространена при больших карьерных полях вытянутой формы; она позволяет применять:

комплексы выемочно – отвальные (ВО – с использованием техники непрерывного действия) и экскаваторно – отвальные (ЭО – с использованием техники циклического действия) при кратчайшем расстоянии перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы непосредственно выемочным оборудованием без участия транспортных средств;

комплексы выемочно-транспортно-отвальные (ВТО) и экскаваторно-

транспортно-отвальные (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 при этом ведут с применением, как правило, независимого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

Для продольной однобортовой подсистемы характерно параллельное перемещение фронта 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. 6.2, 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 продольные параллельные экскаваторные заходки (по простиранию 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. 6.2, а).

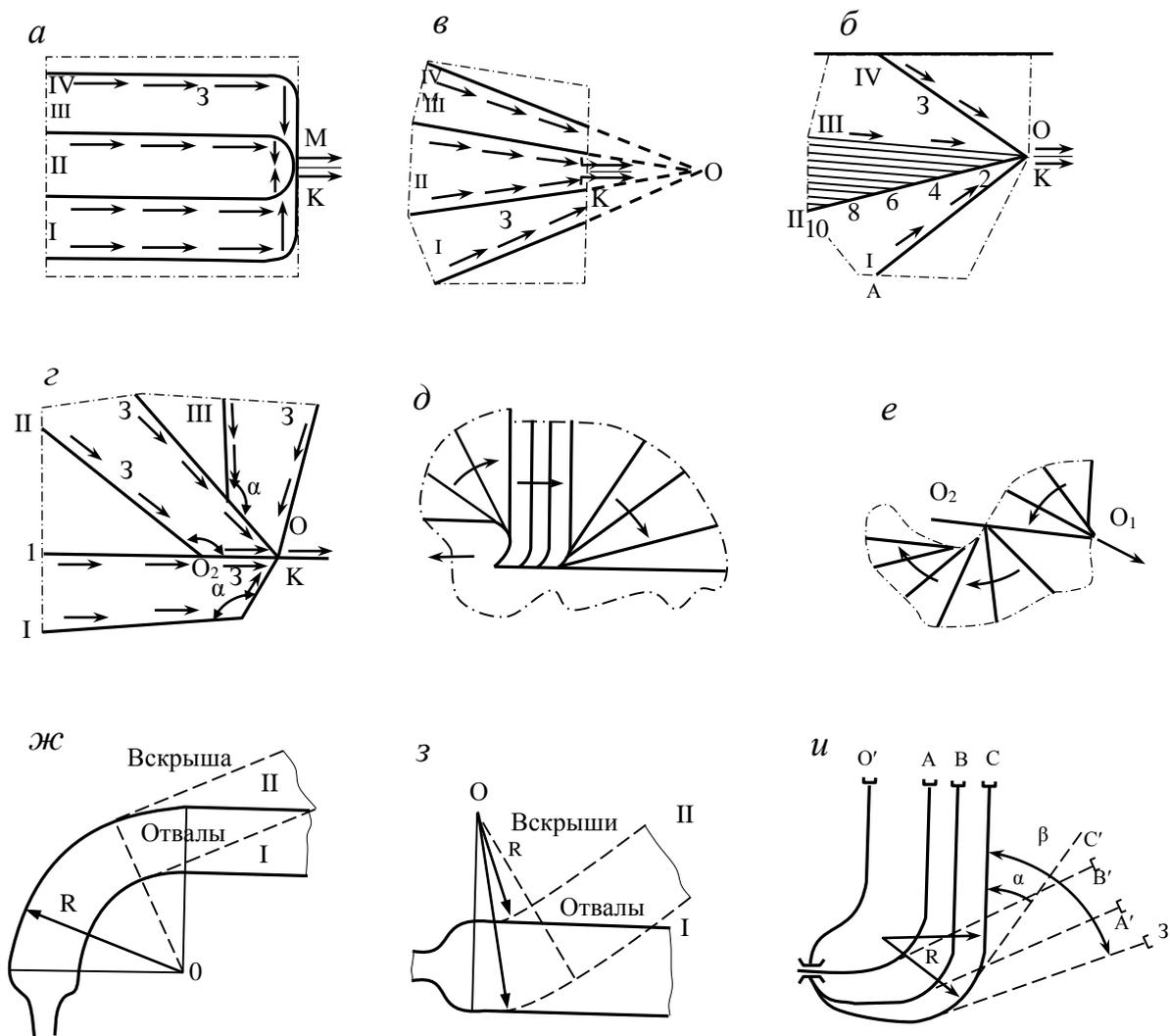


Рис. 6.2. Схемы перемещения фронта уступов:

I-IV – последовательность положения фронта уступов; А, В, С и А', В', С' – положения забойных путей соответственно до и после поворота на угол β ; О' – отвальный путь

Параллельное перемещение фронта уступов 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 двухбортовая подсистема 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 однобортовые подсистемы 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 уступов параллельно короткой оси карьера достаточно для размещения одного мощного комплекса вскрышного оборудования.

6.3. Веерные и кольцевые подсистемы разработки

Веерная центральная подсистема разработки эффективна при округлой и близкой к треугольной конфигурации карьерного поля, позволяющей удобно расположить постоянный поворотный пункт. В редких случаях применяется двухбортовая веерная подсистема разработки.

При веерном развитии перемещение фронта уступов 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. 6.2, 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 уступов и периодической выемке «клиньев» у начала каждой заходки.

Веерную подсистему 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 уступа остается неизменной. При веерном перемещении фронта уступов 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. 6.2, в) или применяют смешанное веерное и параллельное перемещение фронта (рис. 6.2, г). В этом случае целик вскрытых запасов в плане приобретает форму трапеции, а его относительный объем увеличивается.

За период работы карьера подсистема разработки может изменяться: одну часть карьерного поля отрабатывают с применением продольной подсистемы разработки, а другую – веерной подсистемы разработки (рис. 6.2, д). При веерном перемещении фронта поворотный пункт переносят с изменением направления разворота веера (рис. 6.2, 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. 6.2, ж) и со стороны рабочего его борта (рис. 6.2, з). В первом случае по мере поворота увеличивается длина фронта работ и возрастает площадь участка карьерного поля, обрабатываемого при одном положении поворотного пункта. Однако при этом увеличивается объем работ по его сооружению.

По мере подвигания фронта уступов рельсовые пути перемещают, но они постоянно располагаются по касательным к соответствующим кривым поворотного пункта. При подвигании фронта уступов и повороте забойных путей на угол β (рис. 6.2, и), часть кривой поворотного пункта выпрямляется и длина фронта увеличивается. Угол поворота веера выбирают из условия наибольшей возможной площади карьерного поля, обрабатываемой без переукладки стационарных путей; при углах $\beta > 180^\circ$ возникают определенные трудности.

Кольцевую центральную подсистему 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. 6.3, а и б). Вскрышные породы перемещают на

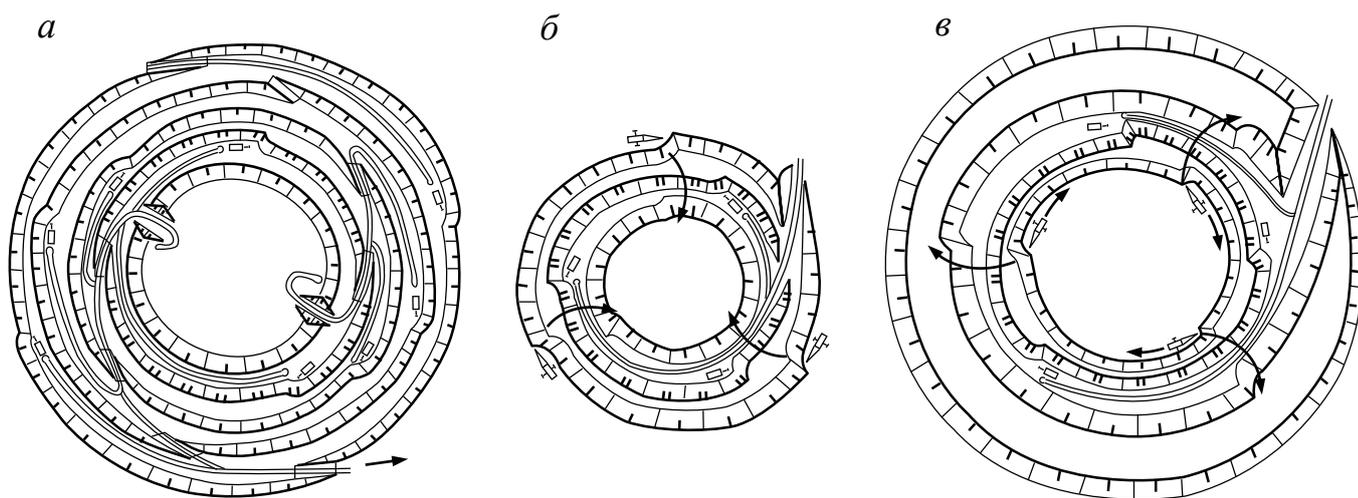


Рис. 6.3. Сплошные кольцевые подсистемы разработки внутренние и внешние отвалы, поскольку вместимости внутренних отвалов недостаточны для размещения всего объема вскрышных пород. Наиболее удобно при

такой подсистеме перемещать вскрышные породы и полезное ископаемое с применением автотранспорта (см. рис. 6.3, 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. 6.3, в).

Контрольные вопросы:

1. При каких условиях применяют продольные одно- и двухбортовые сплошные подсистемы разработки?
2. При каких условиях применяют поперечные одно- и двухбортовые сплошные подсистемы разработки?
3. При каких условиях применяют веерные сплошные подсистемы разработки?
4. При каких условиях применяют кольцевые центральные и периферийные сплошные подсистемы разработки?
5. При каких условиях применяют комбинированные сплошные подсистемы разработки?

6.4. Возможности внутреннего отвалообразования

При разработке пологих и горизонтальных залежей отвалы размещают в выработанном пространстве. При этом необходимо выемку залежи полезного ископаемого производить на полную мощность. До создания определенного объема выработанного пространства в первый период разработки породу перемещают на внешние отвалы, а затем переходят на внутреннее отвалообразование. Горно-подготовительные работы выполняются комплексом одноковшовых экскаваторов карьерного типа с автомобильным или железнодорожным транспортом. Вместе с тем строительство крупных карьеров целесообразно осуществлять посредством комплексов оборудования, предусмотренных проектом на эксплуатационный период.

При разработке неустойчивых пород необходимо определять предельно

допустимую высоту уступа и соответствующий ей предельный угол откоса. Для этого (рис. 6.4) строят зависимости максимально допустимого угла откоса уступа по условиям устойчивости α_y и минимально возможного угла откоса α_k , допускаемого конструктивными параметрами экскаватора, от высоты уступа H_y . Точка пересечения кривых определяет искомые значения высоты уступа и угла откоса.



Рис. 6.4. График зависимости углов откоса уступа по условиям устойчивости α_y (1) и минимально возможного α_k , (2) от высоты уступа H_y

При использовании мощного горного оборудования большое значение имеет устойчивость уступов и отвалов, на которых это оборудование располагается. В большинстве случаев оползни уступов и отвалов происходят при залегании в их основании водонасыщенных глин и суглинков. При этом большая часть внешней нагрузки от оборудования и отвальных пород воспринимается водой, заключенной в порах глинистых пород. Прочность водонасыщенных глинистых пород при этом резко уменьшается, так как при малой скорости фильтрации рассеивание избыточного (порового) давления в воде и уплотнение пород происходит в течение продолжительного времени. Уплотнение водонасыщенных песчаных пород, характеризующихся высокой скоростью фильтрации, протекает быстро.

Надежным средством предотвращения оползней высоких отвалов является формирование предотвалов, что возможно при работе абзетцеров, транспортно-отвальных мостов, консольных отвалообразователей поворотного типа и т. п. При создании предотвалов уменьшается угол откоса отвала, увеличивается плотность пород в его нижней части, а также уменьшается поровое давление в основании отвала при отсыпке основных объемов вскрышных пород.

Установление рациональных технологических параметров отвалообразования (высоты и угла откоса отвала и отдельных его ярусов, кривизны отвального фронта, скорости его подвигания и т. д.) является действенным средством управления устойчивостью отвальных откосов.

6.5. Условия применения углубочной системы разработки

Форма и строение залежей. Пласты, пластообразные залежи и свиты пластов характерны для угольных (Кузбасс, Урал, Экибастуз, Приморский край), железорудных (Кривбасс, Сарбайское, Качарское, Коршуновское), апатитовых и фосфоритовых (Хибины, Каратау), меднорудных (Удокан, Джебказган) и других месторождений.

Изометрические залежи, в основном массивного и штокверкового типов, характерны для многих месторождений руд цветных металлов, железистых кварцитов бассейна КМА, 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, прослои 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 – $P_{тр}$. Он 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 трещиноватости 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, а также на устойчивость отвалов; от него зависит местоположение обогатительных фабрик и отвалов, а следовательно, и расстояние транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород. Рельеф 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 γ_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. 6.5) 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

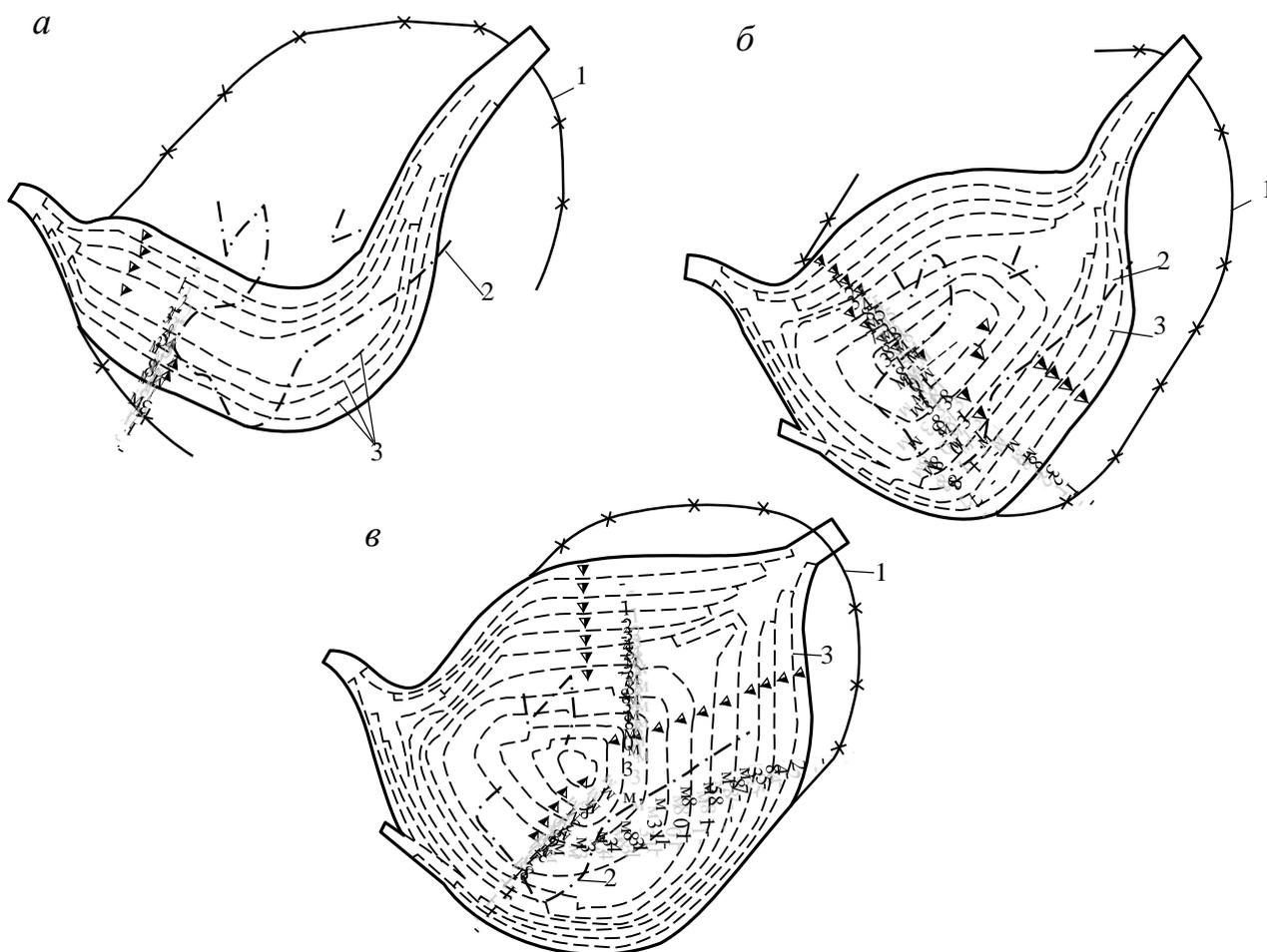


Рис. 6.5. Схемы изменения формы и размеров карьера и горизонтов по мере углубления горных работ:

а, б и в – этапы развития горных работ; 1 – конечный контур карьера;
2 – контур рудной и залежи; 3 – контуры горизонтов

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, также 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 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

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте формы, размеры и строение залежей наклонных и крутопадающих месторождений.
2. Как влияет рельеф поверхности на выбор технологических решений?
3. Укажите факторы, влияющие на форму и размеры карьера в плане?
4. Как изменяются условия производства и объемы горных работ по мере их углубления?

6.6. Варианты развития горных работ при углубочной системе разработки

Сложные условия залегания наклонных и крутопадающих месторождений, большие глубины карьеров для их разработки, необходимость развития рабочей зоны одновременно как в плане, так и в глубину ставят перед проектантами в качестве первоочередной задачи рациональное решение вопроса выбора начального положения и направления дальнейшего развития горных работ до конца срока их эксплуатации. 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. 6.6): варианты 1 и 2 характеризуют применение поперечной однобортовой системы разработки, 3 и 4 – продольной двухбортовой, 5 и 6 – продольной однобортовой, 7 – поперечной двухбортовой подсистем 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.

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 лежачего 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 лежачего 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 β до 30-35° при варианте 6 развития работ непосредственно от лежачего бока залежи стационарные съезды можно устраивать на

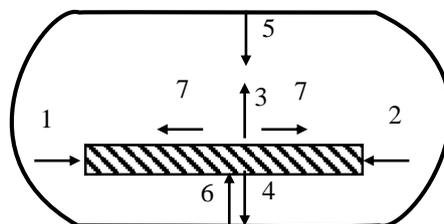


Рис. 6.6. Схемы вариантов начального положения и развития горных работ

нерабочем борту карьера (с углом γ_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. 6.6). 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.

Отработку 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 уступов невыгодно из-за больших объемов горнокапитальных работ и протяженности транспортных коммуникаций. В этом случае возможно применение вариантов поперечных подсистем 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 подсистеме разработки. Однако при применении поперечной двухбортовой подсистемы 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 подсистема разработки.

Мульдообразные залежи в большинстве случаев начинают разрабатывать с крыльев залежи с подвиганием фронта вкрест простирания (рис. 6.7, а), что позволяет уменьшить в начальный период объемы вскрышных работ. Подсистема разработки в этом случае продольная двухбортовая. При разработке мульд возможно также подвигание фронта работ по простиранию (рис. 6.7, б), что улучшает условия

устойчивости бортов и иногда допускает частичное размещение пород во внутренних отвалах (принято, например, в варианте проекта Нерюнгринского угольного разреза).

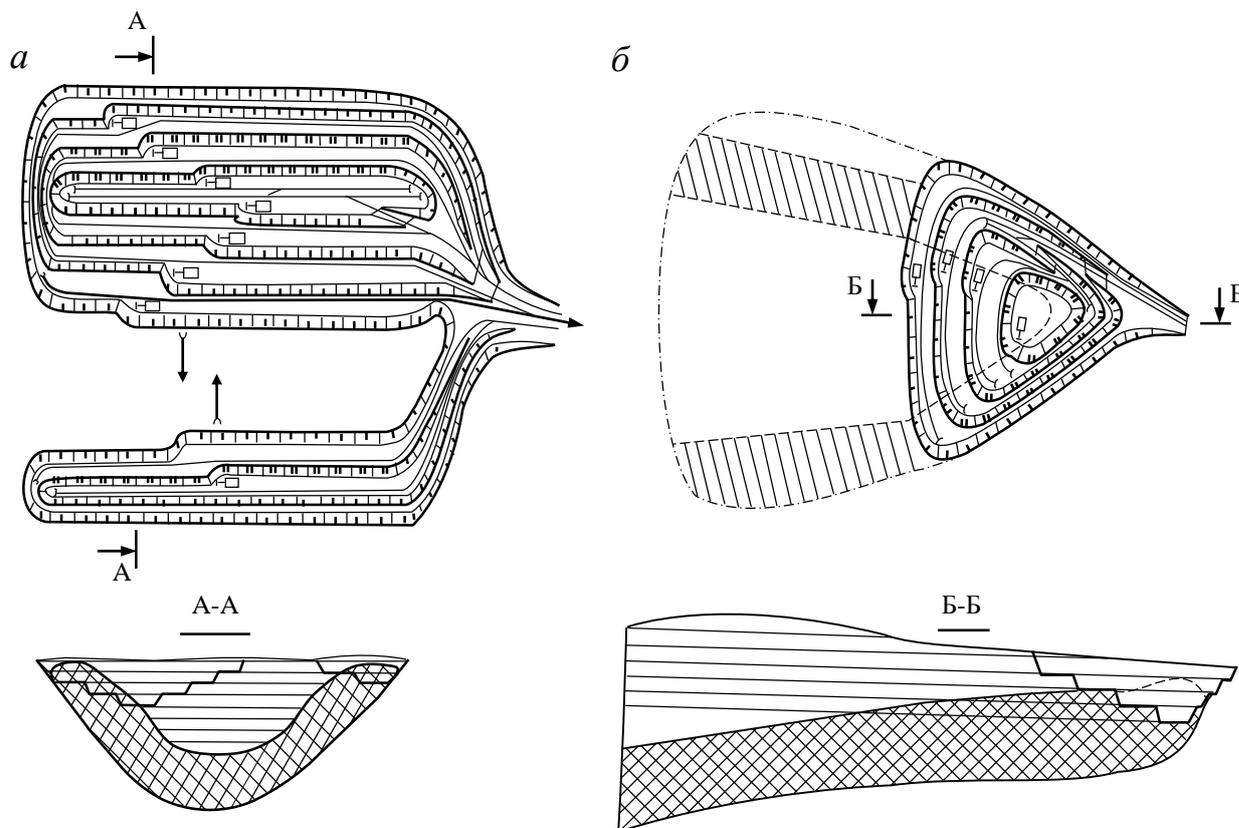


Рис. 6.7. Продольная двухбортовая (а) и поперечная однобортовая (б) подсистемы разработки мульдообразных залежей

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 принимается направление развития горных работ от границ карьерного поля к центру. Применение кольцевой центральной и поперечно-продольной подсистем 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 подсистем 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 подсистемы 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 подсистема разработки характеризуется специфическими особенностями.

Во многих случаях при рациональной разработке месторождений в сложных условиях необходимо применять на различных участках разные подсистемы или отдельные варианты подсистем 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 подсистем разработки.

Контрольные вопросы:

1. Изобразите схемы возможных вариантов развития горных работ при разработке глубокозалегающих месторождений.
2. Какие основные факторы учитываются при выборе начального положения и направления дальнейшего развития горных работ при разработке наклонных и крутопадающих месторождений?
3. В каких условиях целесообразно применение поперечных одно и двухбортовых подсистем разработки?
4. В каких условиях целесообразно применение продольных одно и двухбортовых подсистем разработки?
5. Какие схемы развития горных работ целесообразны в условиях разработки мульдообразных залежей?

7. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

7.1. Характеристики системы открытой разработки

Системы открытой разработки полезных ископаемых характеризуются элементами, параметрами и показателями системы (рис. 7.1). Как отмечено выше (подраздел. 5.1), элементами системы являются: разрезные траншеи (котлованы), вскрышные и добычные уступы (рис. 7.2).

Основными параметрами системы открытой разработки полезных ископаемых являются: высота уступа, ширина разрезной траншеи (размеры котлована), углы откосов рабочих уступов, ширина заходки, ширина рабочей площадки, длина экскаваторного блока, длина фронта добычных и вскрышных работ на уступе, число рабочих уступов, их протяженность, высота и ширина рабочей зоны, угол откоса рабочего борта карьера, длина фронта по видам полезного ископаемого в рабочей зоне, объемы вскрытых и готовых к выемке запасов пород, ширина транспортных и предохранительных берм.

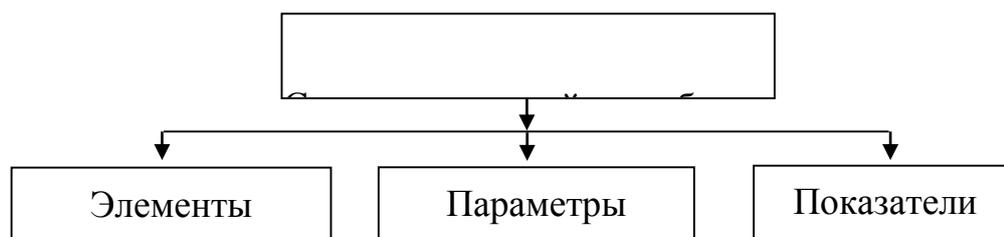


Рис. 7.1. Характеристики системы открытой разработки полезных ископаемых

После вскрытия очередного горизонта карьера вскрывающей наклонной (капитальной) траншей создаются предпосылки для его отработки. В целях организации первоначального фронта горных работ, как отмечено выше, проходят подготовительную выработку – разрезную траншею или разрезной котлован – начальный элемент системы разработки. Ширина разрезной траншеи устанавливается

из условия максимального использования рабочих параметров принятого выемочно-погрузочного оборудования и обеспечения ее эффективной проходки. Высота разрезной траншеи равняется высоте уступа, а ее протяженность приближается к длине или ширине карьерного поля на уровне этого горизонта за вычетом длины капитальной траншеи или ее части в пределах указанного горизонта.

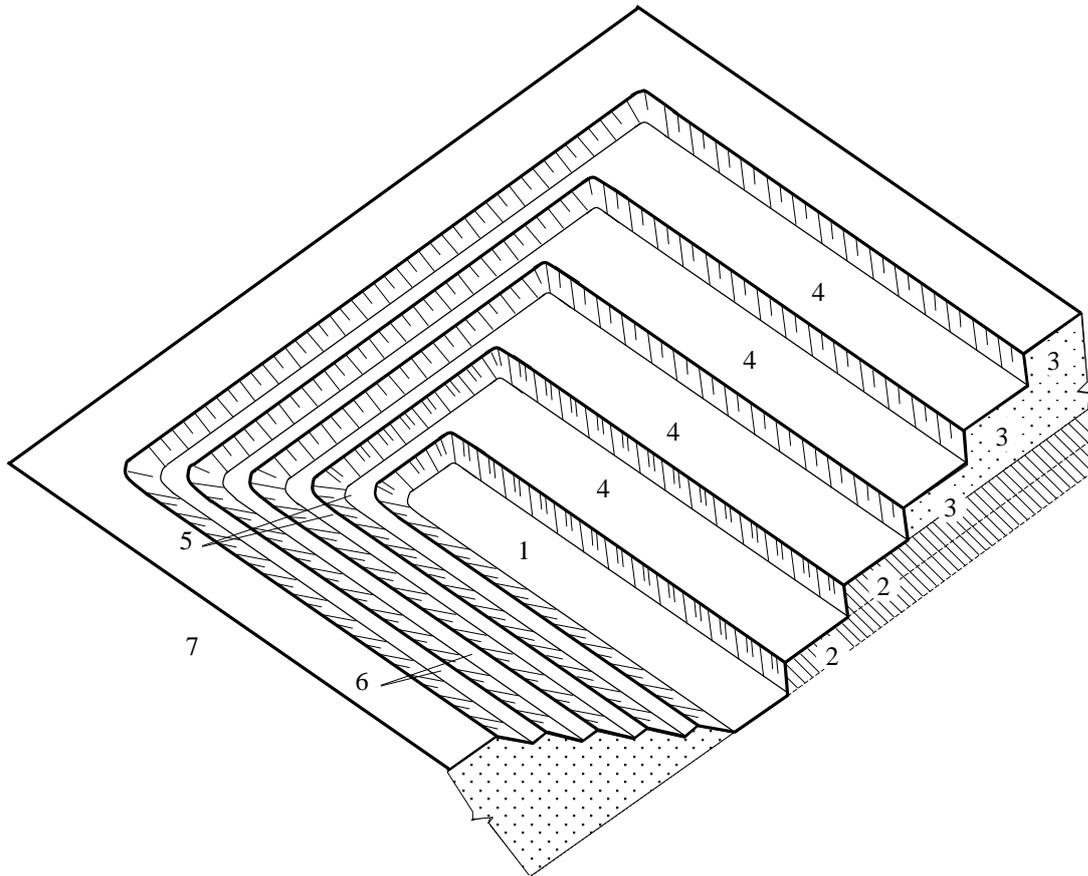


Рис. 7.2. Элементы системы разработки:

1-разрезная траншея; 2 – добычные уступы; 3 – вскрышные уступы; 4 – рабочие площадки;
5 – транспортные бермы; 6 – предохранительные бермы; 7 – дневная поверхность

После разноса одного или двух бортов разрезной траншеи, она вырождается в рабочий уступ. Подготовительная выработка в зависимости от вида разрабатываемых пород переходит в добычную или вскрышную выработку – следующий элемент системы разработки. После отодвигания верхнего уступа на необходимого положение появляется возможность для вскрытия очередного нижерасположенного горизонта наклонной траншей и проведения соответствующей подготовительной выработки. Во всех случаях разрезная траншея является продолжением вскрывающей выработки. Процесс вскрытия новых горизонтов и их нарезка продолжается до тех

пор, пока в эксплуатацию не будет вовлечен самый нижний горизонт карьера.

Рабочие уступы соединяются между собой рабочими площадками. Рабочая площадка на каждом горизонте является необходимой составной частью рабочего уступа, так как без нее рабочий уступ не может функционировать. Нерабочие (отработанные) уступы соединяются между собой транспортными или предохранительными бермами (см. рис. 7.2).

К основным показателям системы разработки относятся скорость подвигания забоя уступа, скорость перемещения фронта уступов, скорость углубления горных работ, потери и разубоживания полезного ископаемого в процессе эксплуатации месторождения.

7.2. Общий подход к определению высоты уступа

Уступ является одним из важнейших элементов системы открытой разработки полезных ископаемых. 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 подвигания 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.

Например, высоты уступа позволяет: сократить число горизонтов в карьере, благодаря чему уменьшается суммарная длина путей, а следовательно, снижается стоимость их строительства и содержания; повысить производительность экскаватора вследствие уменьшения числа их передвижек в забое; применить более мощное и высокопроизводительное горнотранспортное оборудование; улучшить технико-экономические показатели буровых работ увеличением чистого

времени бурения скважин и сокращением величины перебура в общей длине скважины; уменьшить общий объем буровых работ. Одновременно с этим большая высота уступа приводит: к увеличению ширины рабочей площадки за счет большей ширины развала взорванной горной массы; к вероятности возникновения обрушений верхней части уступа и повышению опасности ведения горных работ.

При валовой выемке высоту уступа можно принимать максимально допустимой по параметрам погрузочного оборудования и по правилам технической эксплуатации. Селективная выемка предопределяет уменьшенную высоту уступа и выделение (если это возможно) горизонтов с различной качественной характеристикой горных пород. Это позволяет уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого.

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 при этом является основным требованием.

При разработке горизонтальных и пологих залежей мощность залежей m_z и покрывающих или вмещающих пород m_n (рис.7.3) обычно предопределяют высоту уступа h_y . При значении этих мощностей менее максимальной высоты черпания экскаватора и более $2/3$ высоты расположения напорного вала экскаватора высота уступа:

$$h_y \approx m_p, h_y \approx m_n \quad (7.1)$$

Такая высота уступа позволяет избежать потери и разубоживание полезного ископаемого.

При мощности разнородных слоев менее $2/3$ высоты расположения напорного вала экскаватора они объединяются в один уступ. Из общего уступа полезное ископаемое и прослой пород извлекаются отдельно.

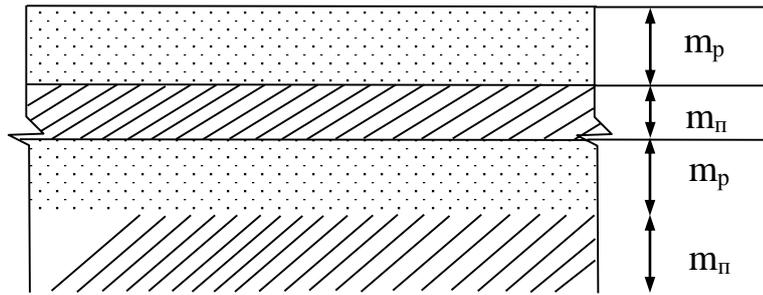


Рис. 7.3. Схема к определению высоты уступа в смежных горизонтальных месторождениях

В мягких и рыхлых 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 этих пород (рис. 7.4, а). Поэтому:

$$h_y \leq H_{ч.м}, \quad (7.2)$$

где $H_{ч.м}$ – максимальная высота черпания экскаватора.

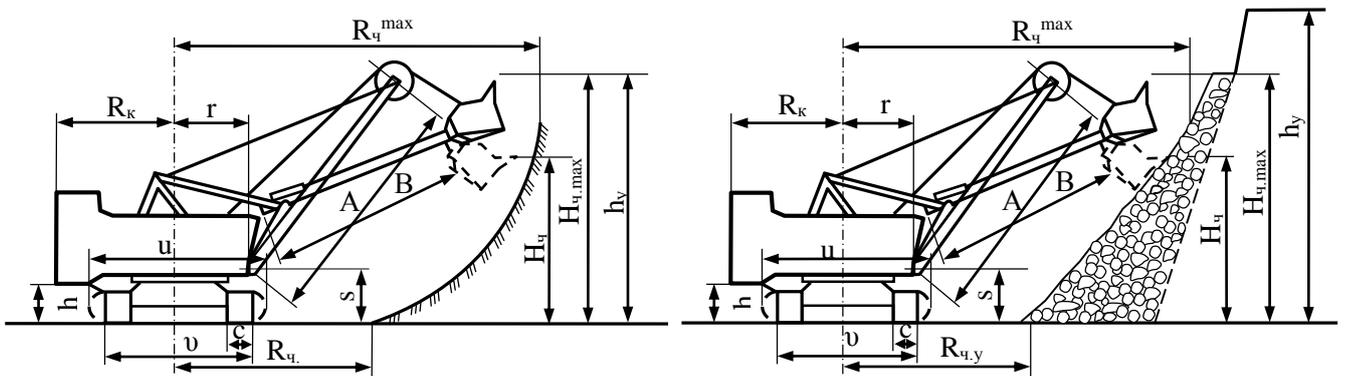


Рис. 7.4. Схемы к установлению высоты уступа в мягких, рыхлых (а) и скальных (б) породах

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.

В то же время согласно Правилам технической эксплуатации высота уступа в скальных и полускальных породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора более чем в 1,5 раза (рис. 7.4, б), т.е.

$$h_y \leq 1,5H_{ч.м} \quad (7.3)$$

Значения $H_{ч.м}$ приведены в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Основные характеристики карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-4Ус	ЭКГ-5А	ЭКГ-5У	ЭКГ-8И	ЭКГ-8У	ЭКГ-8Ус	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-12У	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-20А
Вместимость ковша, м ³	4	5,2	5	8	8	8	10	12	12	12,5	20
Максимальный радиус черпания на уровне стояния, $R_{ч.у}$, м	10,5	9,04	14,5	12,2	20,2	13,5	12,6	14,3	18	17,5	14,2
Максимальный радиус черпания $R_{ч.м}$, м	15,5	14,5	23,7	18,2	34	19,8	18,4	21	28,6	28	23,4
Максимальный радиус разгрузки, $R_{р.м}$, м	13,7	12,65	22,1	16,3	32	17,9	16,3	18,5	26,8	26	20,9
Максимальная высота черпания $H_{ч.м}$, м	13,25	10,3	22,2	12,5	30,0	17,6	13,5	15	22,6	22,0	17

При этом высота развала не должна превышать: при одно- и двухрядном взрывании — максимальной высоты черпания экскаватора, а при многорядном взрывании — полуторной максимальной высоты черпания. При экскавации взорванных пород из таких развалов должны приниматься дополнительные меры по предотвращению образования «kozyрьков» и «нависей».

При разработке сложноструктурных участков месторождений потери и разубоживание полезного ископаемого возрастают с увеличением высоты добычного уступа. В целях обеспечения отдельной выемки слоя полезного ископаемого или пустых пород, расположенного в самой верхней части развала (или уступа) высоту уступа нужно принимать равной или меньше максимальной высоты черпания

экскаватора, т.е.:

$$h_y \leq H_{ч.м}. \quad (7.4)$$

Из опыта ведения открытых работ при разработке наклонных и крутых залежей простого строения установлено, что оптимальная высота уступа при использовании экскаваторов с ковшом $E=4-5 \text{ м}^3$ составляет 12-15 м и 17-20 м, экскаваторов с ковшом $E=8-12,5 \text{ м}^3$ соответственно 20-24 м.

Опыт работы карьеров черной и цветной металлургии, химической и угольной промышленности Казахстана показывает, что при применении широкораспространенных экскаваторов марки ЭКГ-5, ЭКГ-8, ЭКГ-12 высота уступа в скальных породах соответственно составляет 10-15 и 18-22м. Нижний предел в 10м имеет место при разработке сложноструктурных месторождений.

7.3. Высота вскрышного уступа при перевалке пород в выработанное пространство

Высота вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта полезного ископаемого определяется исходя из равенства объема пород, вынимаемых из целика, объему пород, размещаемых в отвале с учетом коэффициента их разрыхления.

Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта приведены на рис. 7.5-7.7, а расчетные формулы – в табл. 7.2.

Высота h вскрышного уступа при образовании вторичного отвала в два яруса (рис. 7.5)

$$h = \frac{h_n + h_b}{k_p}, \quad (7.5)$$

где h_n и h_b – высота соответственно нижнего и верхнего ярусов, м; k_p – коэффициент разрыхления пород.

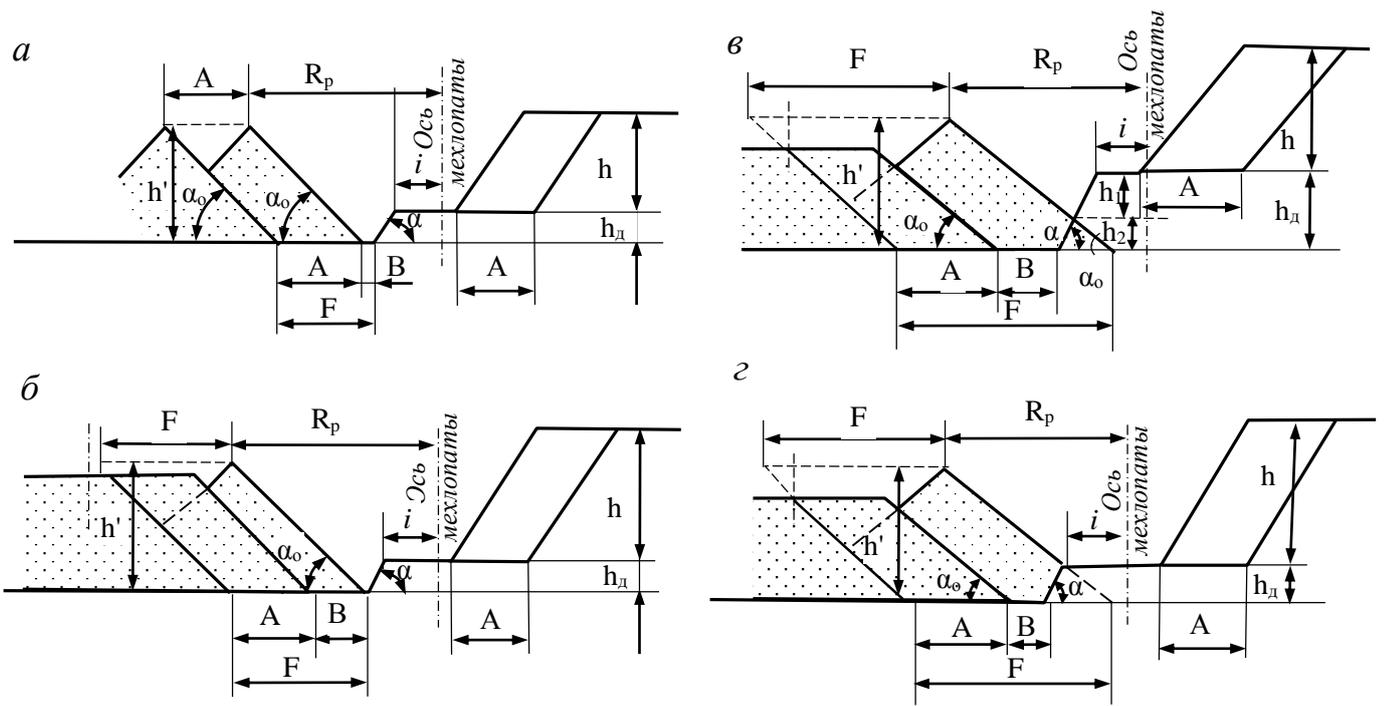


Рис. 7.5. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород мехлопатами

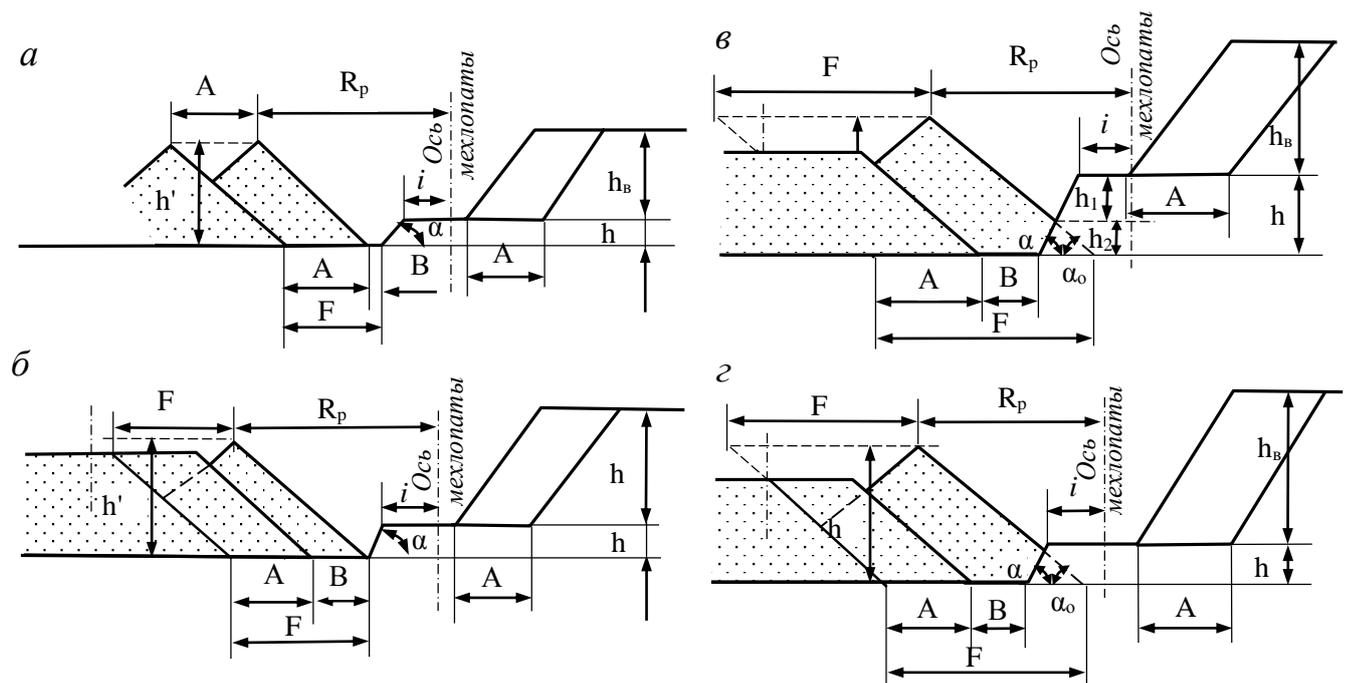


Рис. 7.6. Схема к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном без разделения на подуступы

Высота нижнего и верхнего уступов ограничивается рабочими размерами драглайна на переэкскавации:

$$h_H = [R_{\text{ч}} - (c/2 + b + B + h \text{ctg} \alpha)] \text{tg} \alpha_0 \leq H_{\text{чм}}; \quad (7.6)$$

Таблица 7.2.

**Предельная высота вскрышного уступа при перевалке пород в отвал по
различным схемам экскавации**

Схемы перевалки	Предельная высота вскрышного уступа при		
	механической лопате (рис.7.5)	драглайне	
		без разделения на уступы (рис.7.6)	с разделением на подуступы (рис.7.7)
Простая - с непосредственной перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором (см. рис.7.5, а -7.7, а)	$R_p - (1+B) + h = \frac{+ h \operatorname{ctg} \alpha + 0.25A}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_o}$	$R_p - (B+L + h \operatorname{ctg} \alpha + B + 0.25A) h = \frac{+ h \operatorname{ctg} \alpha + B + 0.25A}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_o + \operatorname{ctg} \alpha_B}$	$R_p - (B+L + h_d \operatorname{ctg} \alpha + + B + 0.25A) + \eta h_p \operatorname{ctg} \alpha_B h = \frac{+ h_p \operatorname{ctg} \alpha_B}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_o \operatorname{ctg} \alpha_B}$
Усложненная без подвалки угольного пласта - с перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором и последующей ее переэкскавацией специально установленным или тем же экскаватором (см. рис 7.6, б - 7.7, б)	$h = \frac{h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o}{k_p A};$ где $h' = (R_p - 1 - h_d \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B$	$h = \frac{h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_o};$ где $h' = (R_p - B - L - h_d \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B$	$h = \frac{h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_o};$ где $h' = (R_p - B - L - h_d \operatorname{ctg} \alpha + + \eta h_p \operatorname{ctg} \alpha_B) \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B$
Усложненная с частичной подвалкой угольного пласта (см. рис. 7.6, в -7.7, в)	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,5h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,5h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A};$ где $h' = [R_p - 1 - h_d \operatorname{ctg} \alpha + + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)] \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,25h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,25h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_o};$ где $h' = [R_p - B - L - \operatorname{ctg} \alpha + + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)] \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,5h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,5h_{II}^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_o};$ где $h' = [R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha + + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o) + + \eta H_p \operatorname{ctg} \alpha_B] \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + h_{II} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)$
Усложненная с полной подвалкой угольного пласта (см. рис.7.5, з - 7.7, з)	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A};$ где $h' = (R_p - 1 + h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + h_d (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,5h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A + F \operatorname{tg} \alpha_o \operatorname{ctg} \alpha_B};$ где $h' = (R_p - B - L + + h_d \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + h_d (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$	$h' F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - -0,5h_d^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o);$ $h = \frac{-0,5h_d^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)}{k_p A + F \operatorname{tg} \alpha_o \operatorname{ctg} \alpha_B};$ где $h' = [R_p - B - L + h_d \operatorname{ctg} \alpha_o + + \eta h_p \operatorname{ctg} \alpha_B] \operatorname{tg} \alpha_o;$ $F = A + B + h_d (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_o)$

$$h_B = [R_p - (c/2 + 1)] \operatorname{tg} \alpha_o \leq H_p, \quad (7.7)$$

где c – ширина хода экскаватора, м; b – берма безопасности, м; l – расстояние от ходовой части драглайна до нижней бровки верхнего уступа отвала, м; H_d и H_p – соответственно глубина черпания и высота разгрузки драглайна на переэкскавации, м.

В табл. 7.2 принятые следующие обозначения: h – высота вскрышного уступа на прямолинейном участке фронта работ, м; h' – высота первичного отвала, м; h_d – мощность угольного пласта, м; $h_{п}$ – высота подвалки угольного пласта, м; h_p – высота разгрузки экскаватора при максимальном радиусе разгрузки, м; A – ширина заходки, м; l – расстояние от оси экскаватора до линии обрушения угольного уступа, м; B – расстояние оси драглайна от линии обрушения вскрышного уступа, м; L – ширина транспортной площадки на кровле пласта, м; B – ширина площадки на почве пласта, м; k_p – коэффициент разрыхления породы в отвале; α и $\alpha_{в}$ – углы устойчивого откоса уступа соответственно угольного и вскрышного, градус; α_0 – угол откоса отвала, градус; $\eta = 0,7 \div 0,8$ – коэффициент, определяющий максимально допустимую высоту верхнего подступа в зависимости от высоты разгрузки экскаватора.

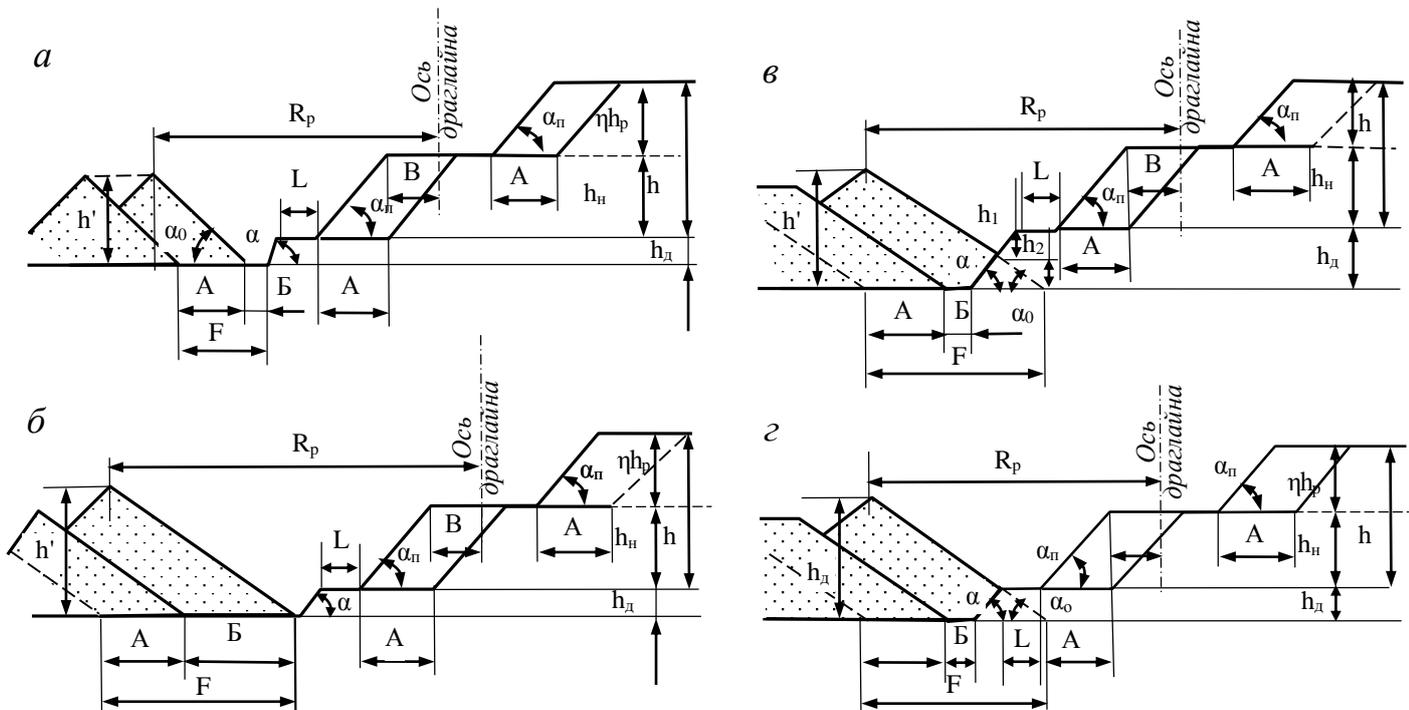


Рис. 7.7. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном с разделением уступа на подступы

Высота вскрышного уступа при перевалке пород вскрыши на пологих залежах определяется с учетом того, что при разработке пласта с подвиганием фронта уступа по падению пласта (рис. 7.9, а) объем внутреннего отвала уменьшается, а по восстанию пласта (рис. 7.9, б) – увеличивается. Высота вскрышного уступа при работе по падению пласта с кратной перевалкой пород:

$$h = \frac{2h'F - F^2}{2k_p A} \frac{\sin(\alpha + \varphi) \sin(\alpha_0 + \varphi)}{\sin 2\alpha_0} - \frac{h_n^2 [\operatorname{ctg}(\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_0 - \varphi)]}{2k_p A} \quad (7.8)$$

$$h = \frac{\left[R_p - 1 - \frac{h + h_n}{\sin(\alpha + \varphi)} \cos \alpha \right] \sin(\alpha_0 - \varphi) + h_n}{\cos \alpha_0}$$

где $F = \frac{A + B}{\cos \varphi} + h_n [\operatorname{ctg}(\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_0 - \varphi)]$; φ – угол падения пласта, градус; h_n –

высота подвалки пласта, м.

При отработке наклонного пласта по восстанию знаки перед φ - меняются.

Для усложненных технологических схем по данным НИИОГР рекомендуется определять высоту вскрышного уступа при пологих пластах по приближенной формуле

$$h_n = h / (1 + \omega \varphi), \quad (7.9)$$

где ω – поправочный коэффициент

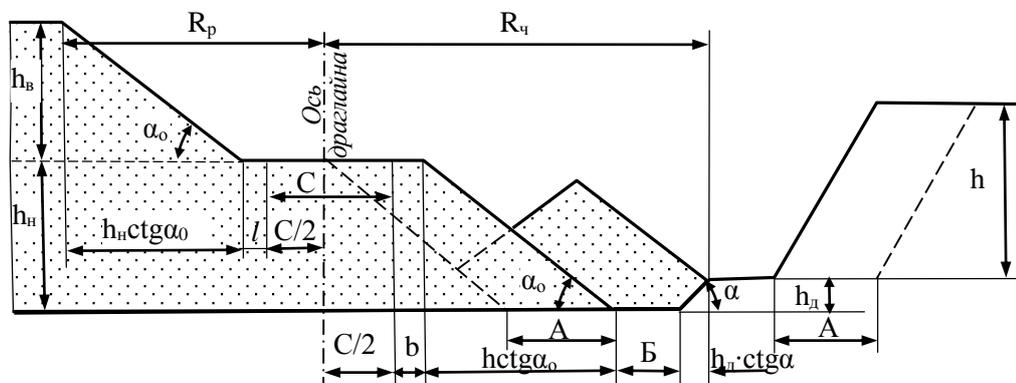


Рис. 7.8. Схема к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке вскрыши и формировании двухъярусного отвала

Высота вскрышного уступа при перевалке пород вскрыши на криволинейном фронте работ определяется с учетом того, что длина фронта вскрышного уступа не равна длине фронта отвала. Соответственно изменению длины отвального фронта изменяется объем отвала. Если объем отвала на прямолинейном участке $V = k_p h A L$, то объем (m^3) отвала криволинейного участка

$$V_k = hk_p A(L + \Delta L), \quad (7.10)$$

где ΔL – приращение длины отвального фронта по сравнению с длиной фронта по вскрыше.

Изменение мощности обрабатываемой вскрыши определяется:

для выпуклого фронта работ

$$\frac{h_k}{h} = \frac{R + R_p \pm 1 + 0,5A \pm x}{R - 0,5h \operatorname{ctg} \alpha_B}; \quad (7.11)$$

для вогнутого фронта работ

$$\frac{h_k}{h} = \frac{R - R_p \pm 1 - 0,5A \pm x}{R + 0,5h \operatorname{ctg} \alpha_B}, \quad (7.12)$$

где R – радиус кривизны фронта работ, м; x – расстояние между осями, проходящими через гребень отвала и центр тяжести сечения отвала, м.

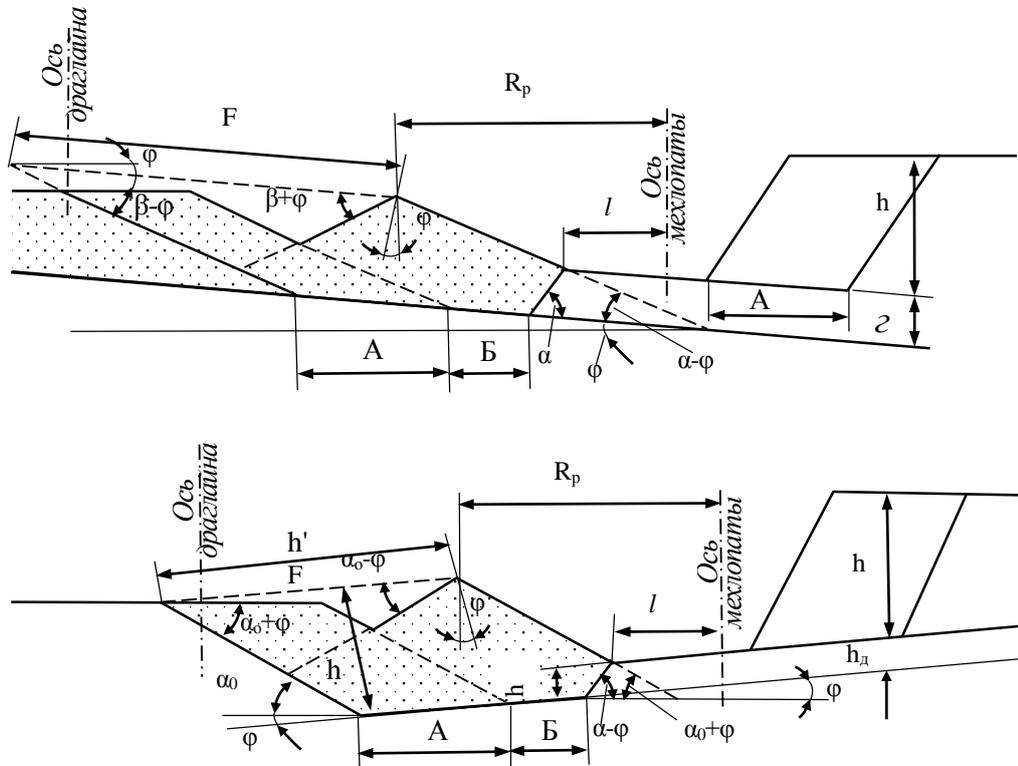


Рис. 7.9. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород на наклонных пластах

Для простой бестранспортной схемы перевалки вскрыши:

$$x = \frac{(h' - 0,5A \operatorname{tg}\alpha_o)^2}{2(h' - 0,25A \operatorname{tg}\alpha_o)} \operatorname{ctg}\alpha_o. \quad (7.13)$$

Для усложненной бестранспортной схемы без подвалки пласта полезного ископаемого

$$x = \frac{[h' - 0,5(A + B) \operatorname{tg}\alpha_o]^2}{2h' - 0,5(A + B) \operatorname{tg}\alpha_o} \operatorname{ctg}\alpha_o. \quad (7.14)$$

Для усложненной бестранспортной схемы с подвалкой пласта

$$x = \frac{0,25(2h' \operatorname{ctg}\alpha_o - F)^2 \operatorname{ctg}\alpha_o - h_d D \left[\left(H' - \frac{2}{3} h_d \right) \operatorname{ctg}\alpha - \frac{1}{3} h_d \operatorname{ctg}\alpha \right]}{2Fh' - h_d D - 0,5F^2 \operatorname{tg}\alpha_o}, \quad (7.15)$$

где $F = F + B + h_d(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_o)$; $D = h_d(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_o)$.

Высота вскрышного уступа и ширина вскрышной заходки на действующих предприятиях приведены в табл. 7.3, 7.4.

Таблица 7.3.

Фактическая высота вскрышного уступа на угольных разрезах при перевалке пород в выработанное пространство

Разрез	Высота уступа, м	Разрез	Высота уступа, м
Кузнецкий бассейн		Месторождения Дальнего Востока	
Сибиргинский	40	Павловский-2	30-40
Междуреченский	35	Ерхонецкий	40
Томусинский	32	Подмосковный бассейн	
Иркутский бассейн		Грызловский	32
Черемховский	20-25	Днепровский бассейн	
Тугнуйский	30	Коростышевский	23,6
Канско-Ачинский бассейн		Морозовский	36
Бородинский	20		

Таблица 7.4.

**Ширина вскрышной заходки из условия рационального использования
вместимости отвала и лучшей организации добычных работ**

Экскаватор	Максимальный радиус черпания $R_{ч.маx}$, м	Ширина заходки A , м	$A/R_{ч.маx}$
ЭВГ-35.65	65	30-40	0,48-0,65
ЭШ10.70	66,5	30-40	0,45-0,60
ЭШ15.90	83	40-50	0,42-0,60
ЭШ20.100	95	40-50	0,42-0,60
ЭШ40.85	82	40-50	0,49-0,61
ЭШ100.100	95	40-50	0,42-0,52

Контрольные вопросы:

1. Приведите схему расположения элементов системы разработки.
2. Как определяется высота уступа в слоистых горизонтальных залежах?
3. Как устанавливается высота уступа в мягких и рыхлых породах?
4. Как устанавливается высота уступа в скальных горных породах?
5. Как устанавливается высота уступа в сложноструктурных блоках?
6. Как определяется высота вскрышного уступа при перевалке пород в выработанное пространство?

7.4. Устойчивость откосов уступов

Угол откоса рабочего уступа предопределяется физико-техническими свойствами слагающих его пород и типом применяемого выемочно-погрузочного оборудования.

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.

Необходимо учитывать, что параметры вскрывающих выработок, положение их относительно контура карьера и срок службы определяют интенсивность развития в массиве реологических процессов и выветривания пород, развитие в массиве деформационных процессов (подрезка контактов слоев или нарушений и др.). При высокой скорости подвигания фронта горных работ в массиве не успевают развиваться деформационные и реологические процессы, что позволяет придавать откосам рабочих уступов более крутые углы наклона. Размещение отвалов в выработанном пространстве увеличивает сопротивление сдвигающим усилиям прибортового массива пород.

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 60-80° 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 $\eta_y=1,3\div 2$.

При предварительном выборе углов откосов рабочих и нерабочих уступов целесообразно пользоваться данными, приведенными в табл. 7.5. Для уточнения значений углов, особенно при неустойчивых породах или неблагоприятном залегании поверхностей ослабления, необходимо проводить натурные исследования и расчеты устойчивости откосов.

Ширина призмы возможного обрушения уступа z (рис. 7.10) при отсутствии поверхностей ослабления может быть определена в зависимости от угла откоса и прочности пород по формуле:

$$z = \frac{2h_y \left[1 - \operatorname{ctg}\alpha \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right) \right] - 2h_{90}}{\operatorname{ctg}\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) + \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right)}, \quad (7.16)$$

где α – угол откоса уступа, градус; ρ – угол внутреннего трения породы, град; h_{90} – высота вертикальной трещины отрыва, м.

$$h_{90} = \frac{2k}{\gamma g} \operatorname{tg}(45^\circ) + \frac{\rho}{2}, \quad (7.17)$$

где k – сцепление породы, Па; γ – плотность породы, кг/м³

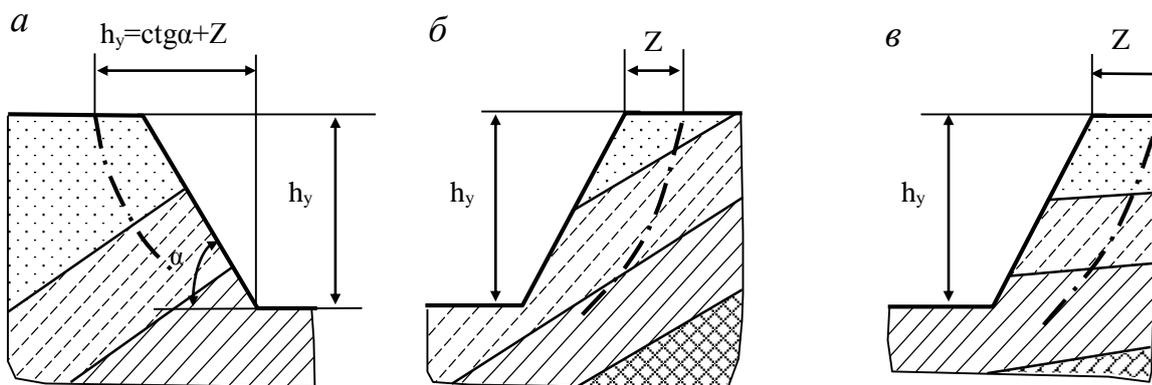


Рис. 7.10. Схемы к определению ширины призмы возможного обрушения пород уступа

По Г.Л. Фисенко ширина призмы возможного обрушения составляют: при наклонном несогласном залегании поверхностей ослабления в висячем боку (0,10-

1,20)h_y, при наклонном согласном залегании в лежащем боку (0,25-0,30)h_y, при горизонтальном залегании (0,30-0,40)h.

Таблица 7.5.

Углы откосов уступов (по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика породного массива	Высота одиночного уступа, м	Угол откоса уступа, градус		
			рабо- чего	нерабочего	
				одинач- ного	сдвоенного или строенного
Скальные породы, $\sigma_{ск} > 8 \cdot 10^7$ Па	Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	До 90	70-75	65-70
	Крепкие малотрещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	До 80	60-75	55-60
	Крепкие трещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15-20	До 75	55-60	50-55
Малопрочные скальные, полускальные породы, $\sigma_{ск} = 8 \cdot 10^6 \div 8 \cdot 10^7$ Па	Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах известняки, песчаники, алевролиты и другие осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы	10-15	70-75	50-55	45-50
	Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.)	10-15	60-70	35-45	35-40
Мяжки и сыпучие породы, $\sigma_{ск} < 8 \cdot 10^6$ Па	Глинистые породы, а также полностью дезинтегрированные разности всех пород	10-15	50-60	40-45	35-40
	Песчано-глинистые породы	10-15	40-50	35-45	30-40
	Песчано-гравийные породы	10-15	До 40	30-40	25-35

В табл. 7.5 при падении слоев, рассланцованных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30-65° (если трещины заполнены глиной, то под углами более 25°) угол откоса уступа должен соответствовать углу падения этих поверхностей ослабления, но быть не более приведенных в табл.7.5.

7.5. Конструкции и параметры берм при углубочной системе разработки

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. 7.11) складывается из ширины кювета k ($k = 0,5 \div 0,7$ м), транспортной полосы T , контактной сети 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.

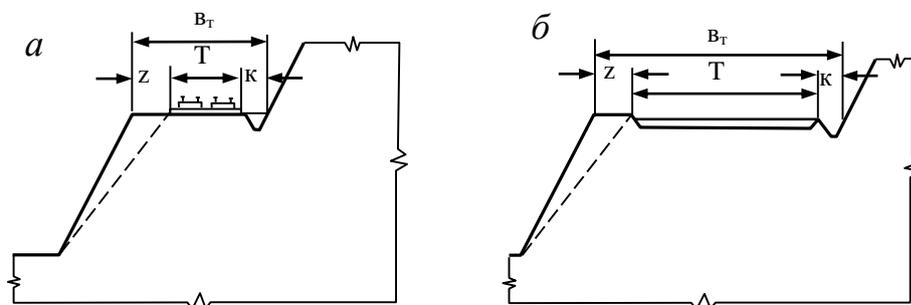


Рис. 7.11. Элементы соединительных берм:
а и б – соответственно при железнодорожном и автомобильном транспорте

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.

Разнос нерабочих бортов для устройства горизонтальных соединительных берм

устраивают преимущественно в неглубоких карьерах. В глубоких карьерах соединительные бермы оставляют только на пологих бортах, когда не требуется их дополнительный разнос; при крутых по условиям устойчивости бортах соединительные бермы почти не предусматривают.

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) устанавливается исходя из принятых углов откосов нерабочих бортов и уступов.

При массовом взрывании скальных пород в приконтурной зоне вертикальными скважинными зарядами ВВ разрушаются породы за пределами взрываемого блока; заколы распространяются в глубь массива на 5-10 м от верхней бровки уступа, зона заметного развития трещин – на 20-30 м, а зона сотрясений и деформаций – до 40-60 м от скважин (рис. 7.12). По этой причине, а также вследствие выветривания бермы небольшой ширины через 3-4 года разрушаются и образуется сплошной откос большой высоты. Это опасно даже при углах откоса борта до 30° , так как крупные глыбы скатываются на рабочие уступы. В этих условиях ширина предохранительных берм увеличивается до 8-12 м и более.

При погашении бортов целесообразно применять специальные методы взрывания. Если углы падения породных слоев больше $26-30^\circ$, 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.

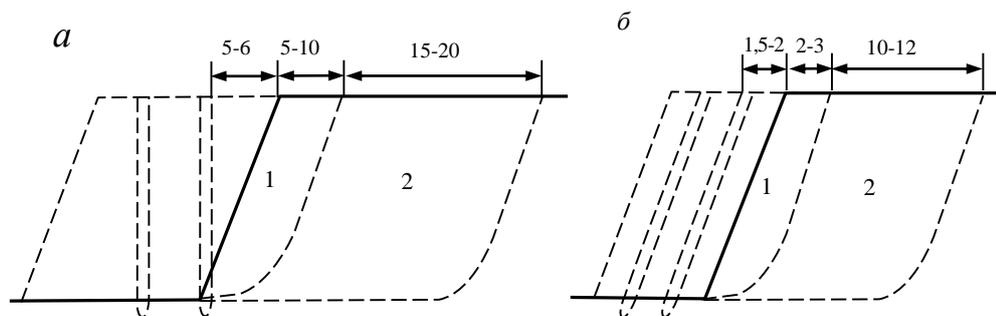


Рис. 7.12. Зоны нарушения уступа при взрывании вертикальных (а) и наклонных (б) скважинных зарядов: 1–зона заколов; 2 – зона сотрясения

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. 7.13, а) и росту объема вскрышных пород в контурах карьера. Увеличение угла откоса нерабочего борта может быть достигнуто при его отстройке с наклонными предохранительными бермами, уклон которых равен уклону съездов (рис. 7.13, б).

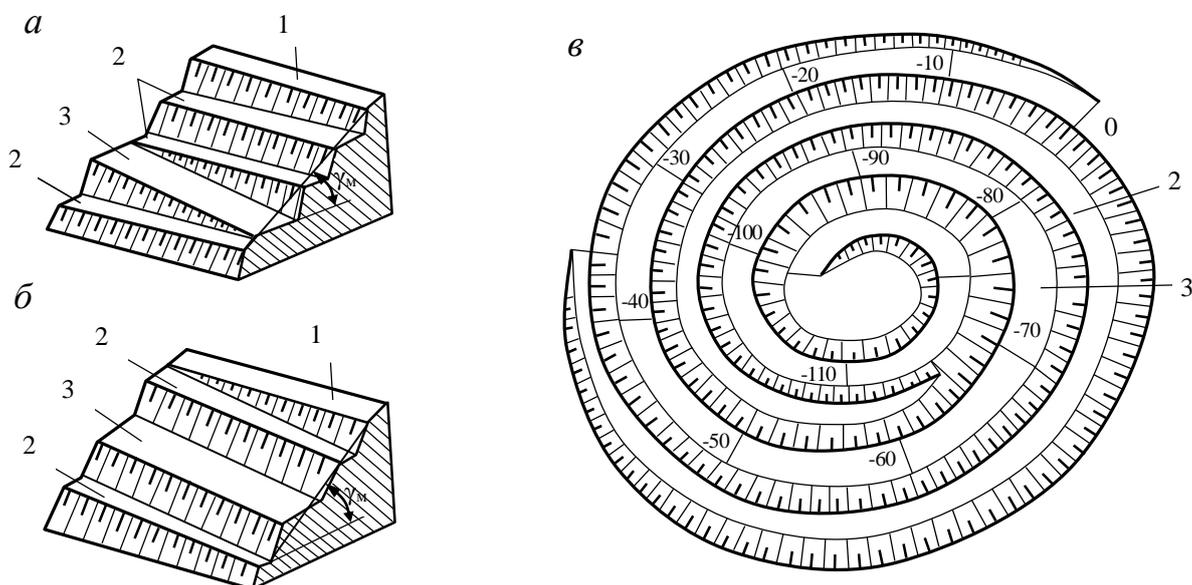


Рис. 7.13. Схемы бортов с горизонтальными и наклонными предохранительными бермами:

1 – дневная поверхность; 2 – предохранительные бермы; 3 – съезд

Основной недостаток 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. 8.16, в). Наклонные предохранительные бермы можно использовать для перегонов горного оборудования между уступами, а при краткосрочной эксплуатации – также для транспортирования горной массы.

7.6. Влияние высоты уступа на угол откоса нерабочего борта и обеспечение его устойчивости

Нерабочим называется борт карьера, состоящий из совокупности нерабочих уступов, в пределах которых длительное время не производится выемка пород. Каждый нижерасположенный нерабочий уступ отделяется от вышележащего предохранительной или транспортной бермой (рис. 7.14). Угол откоса нерабочего борта φ_n карьера зависит от конструкции борта (чередования и ширины берм различного назначения), угла откоса и высоты уступов (рис. 7.14), т.е.:

$$\operatorname{tg}\varphi_n = \sum h_\mu / (\sum b_{т\mu} + \sum b_{п\mu} + \sum h_\mu \operatorname{ctg}\alpha_\mu), \quad (7.18)$$

где h_μ – высота μ -го уступа; $b_{т\mu}$ – ширина транспортной бермы на μ -ом уступе; $b_{п\mu}$ – ширина предохранительной бермы на μ -ом уступе; α_μ – угол откоса μ -го нерабочего уступа; φ_n – угол откоса нерабочего борта карьера.

Угол откоса нерабочего борта карьера возрастает с увеличением высоты уступов и уменьшается при размещении на борту транспортных берм и съездов, а также при разработке в сложных инженерно-геологических условиях, когда уменьшаются углы откосов нерабочих уступов и увеличивается ширина предохранительных берм. Уменьшение общего угла откоса борта глубоких карьеров на $3\text{-}5^\circ$ приводит к увеличению объема вскрышных работ на десятки миллионов кубических метров. Так, например, при глубине карьера 500 м и уменьшении угла откоса борта с 45 до 40° объем породы в карьере увеличивается на 24 млн.м³ на каждые 1000 м длины борта.

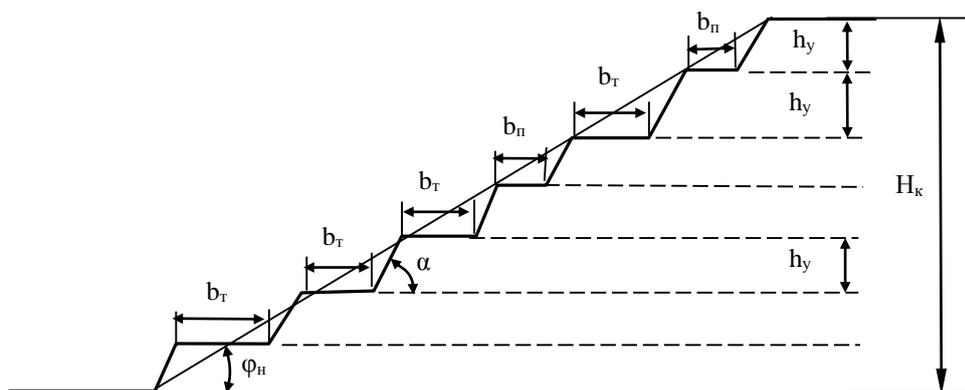


Рис. 7.14. Схема нерабочего борта карьера

Углы откосов нерабочего борта по условиям устойчивости зависят от прочности пород, состояния и структуры породного массива (табл. 7.6). Данными таблицы можно пользоваться только для предварительных расчетов. Наиболее достоверны данные специальных наблюдений, исследований, замеров и расчетов, проводимых в конкретных инженерно-геологических условиях.

При проектировании необходимо определять не только устойчивые углы наклона бортов карьеров, но и научиться управлять состоянием массива горных пород для получения высоких экономических показателей и лучшего использования недр и земельных ресурсов.

Под управлением состояния массива горных пород понимается комплекс научных и технических мероприятий, направленных на достижение оптимальных параметров карьерных откосов, при которых обеспечивается безопасность ведения горных работ и их максимальная экономическая эффективность. Комплекс этих мероприятий определяется природными и горно-техническими условиями разработки месторождений.

Критериями оптимальности при этом могут служить минимизация приведенных затрат или максимизация прибыли, подсчитанные с учетом всех возможных в данных условиях вариантов формирования равноустойчивых бортов карьера с различными углами наклона и при различных способах их искусственного укрепления.

Исходные принципы управления состоянием массива горных пород.

1. Принимаемые углы откосов бортов карьеров должны обеспечивать безопасное (для людей и оборудования) ведение горных работ и наибольшую экономичность

разработки месторождения.

2. Коэффициент запаса устойчивости бортов карьеров следует устанавливать по стадиям:

при проектировании (на основании разведочных данных);

при строительстве карьера и в первый период его эксплуатации (на основании данных горно-строительных и эксплуатационных работ) для обеспечения устойчивости рабочих и промежуточных бортов карьеров;

при подходе горных работ к предельному контуру (на основании данных длительной эксплуатации) для определения предельных контуров карьеров.

3. В сложных условиях, особенно в глубоких карьерах, необходимы специальные меры по управлению состоянием пород в бортах карьеров и специальные службы по наблюдению за устойчивостью бортов и контролю проводимых инженерных мероприятий.

Комплексная методика технологического управления состоянием пород в бортах карьеров включает методики:

выбора оптимального направления развития горных работ с учетом условий устойчивости бортов карьеров;

управления состоянием пород в бортах путем изменения их конструктивных параметров;

постановки бортов в предельное положение.

Основой специальной технологии управления состоянием пород в бортах карьеров является искусственное укрепление неустойчивых участков и упрочнение горных пород.

По принципу воздействия на породный массив все известные в настоящее время способы укрепления, используемые на карьерах, в гидротехническом и специальном строительстве, разделяются на четыре основные группы (табл. 7.6).

Укрепление механическими способами основано на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Укрепительные конструкции и сооружения воспринимают давление призмы обрушения и передают его устойчивой части массива, находящейся вне зоны сдвига. Поэтому необходимым условием применения

этих способов является наличие прочного устойчивого массива за поверхностью (или зоной) скольжения или же в основании откоса.

Таблица 7.6

Способы искусственного укрепления откосов

Группа способов	Средства укрепления	Условия применения способов
Механическое укрепление	Железобетонные сваи	Массивы со слаборазвитой трещиноватостью, подсеченные поверхностями ослабления, с падением в сторону выработанного пространства под углами 20-50°
	Анкеры, шпоны и гибкие тросовые тяжи	Крупноблочные маловыветрелые массивы, сланцеватые, слоистые твердые породы с падением в сторону выемки под углами 40-60°
	Подпорные и защитные стенки, контрфорсы	Сильнотрещиноватые, легко выветривающиеся скальные и полускальные породы
Упрочнение пород	Железобетонные подпорные стенки и контрфорсы Цементация, нагнетание укрепляющих растворов из полимерных материалов, смолизация	Нарушенные массивы сложной структуры с переслаиванием пород Трещиноватые скальные породы с трещинами» свободными от глинистых материалов
Изолирующие защитные покрытия	Набрызгбетон по металлической сетке, смолизация, битумизация	Сильнотрещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию или выщелачиванию
Комбинированное укрепление пород	Сочетание механического укрепления с упрочнением или изоляцией пород	Сложные и инженерно-геологические условия

Вторая группа способов преследует цель восстановления в породах нарушенных структурных связей. Упрочнение пород довольно широко распространено в строительстве. Применение его на открытых горных работах пока ограничено. Больше других освоен способ цементации трещиноватых скальных пород, но и он применяется в сочетании со сваями и анкерами.

Покрытие поверхности откосов изолирующими материалами осуществляется при интенсивном выветривании горных пород. Конструкция покрытий не рассчитана на нагрузки, основное ее назначение — изолировать горные породы от воздействия внешней среды.

В сложных инженерно-геологических условиях, когда один способ укрепления не обеспечивает длительной устойчивости ослабленного породного массива, производится комбинированное укрепление.

Комплексная методика специального воздействия на породный массив включает: обоснование области технического применения различных способов укрепления и их вариантов (см. табл. 7.6);

выявление требующих искусственного укрепления участков и зон породного массива на основании инженерно-геологического районирования карьерных полей и расчетных методов оценки устойчивости откосов и величины давления горных пород на поддерживающие конструкции и сооружения;

расчет необходимых объемов укрепительных мероприятий и средств укрепления, базирующийся на методах расчета стальных и железобетонных конструкций и на теории горного давления.

Искусственное укрепление (особенно в скальных и полускальных породах) во многих случаях предпочтительнее разноса бортов и дает значительный экономический эффект. Использование специальной технологии заоткоски при погашении бортов карьеров экономически оправдано начиная с глубины 10-20 м, т. е. практически со второго уступа от поверхности.

Применяемые виды и типоразмеры карьерного транспорта, системы разработки и схемы вскрытия определяют число, расположение и размеры транспортных берм и съездов (крутых траншей) в различные периоды работы карьера. Обычно углы откосов участков нерабочих бортов, используемых для размещения транспортных коммуникаций, в том числе на момент погашения горных работ, значительно меньше, чем углы, обеспечивающие их устойчивость. Эти углы определяются графическими построениями и аналитическими расчетами.

В ряде случаев на отдельных участках карьеров по глубине и в плане устраивается временно нерабочий борт при последовательном прекращении горных работ на нескольких уступах. Ширина площадок таких уступов $V_{в.н.}$, находится в пределах $b_T \leq V_{в.н.} < V_{р.п.}$. При этом угол откоса временно нерабочего борта $\gamma_{в.н.} = 20-35^\circ$.

Формирование временно нерабочего борта предусматривается для уменьшения

текущих объемов вскрышных работ, но могут быть и другие причины: устройство наклонного конвейерного или скипового подъемника, размещение полустационарной трассы железнодорожных путей, оставление породного целика между двумя участками карьерного поля для сокращения расстояния внутрикарьерных перевозок, наличие на поверхности искусственных сооружений и т. п.

Контрольные вопросы:

1. Какие факторы влияют на устойчивость откосов уступов?
2. Приведите схемы для определения ширины призмы возможного обрушения пород уступа.
3. Как определяются размеры транспортных и предохранительных берм?
4. Как влияет высота уступа на угол откоса нерабочего борта карьера?
5. Какими способами обеспечивается устойчивость нерабочего борта карьера?

7.7. Ширина блока панели и рабочей площадки

Уступы, как правило, отрабатываются наклонными полосами – панелями (заходками) вдоль фронта работ. По этой причине панель (заходка) является элементом уступа, а не системы разработки.

При использовании железнодорожного транспорта блоки панелей обычно ориентированы вдоль фронта работ уступа (рис. 7.15). Панели и блоки панелей при разработке мягких и рыхлых пород являются одновременно и заходками (рис. 7.15, а). В этом случае для уменьшения числа переукладок пути необходимо иметь максимальную по параметрам экскаваторов *ширину блока панели* $B_{б.п.}$ т.е.:

$$B_{б.п.} = (1,5 - 1,7) R_{ч.у}, \quad (7.19)$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора.

При разработке скальных и полускальных пород ширина блока панели (рис. 7.15, б) равна ширине взрываемого блока, которая должна быть увязана с комплексом *буровзрывных*, выемочно-погрузочных и вспомогательных (в основном путевых)

работ.

Ширина взрываемого блока:

$$B_{в.б} = W + a_p (n_p - 1), \quad (7.20)$$

где W – линия сопротивления по подошве уступа; a_p – расстояние между рядами скважин; n_p – число рядов скважин в блоке.

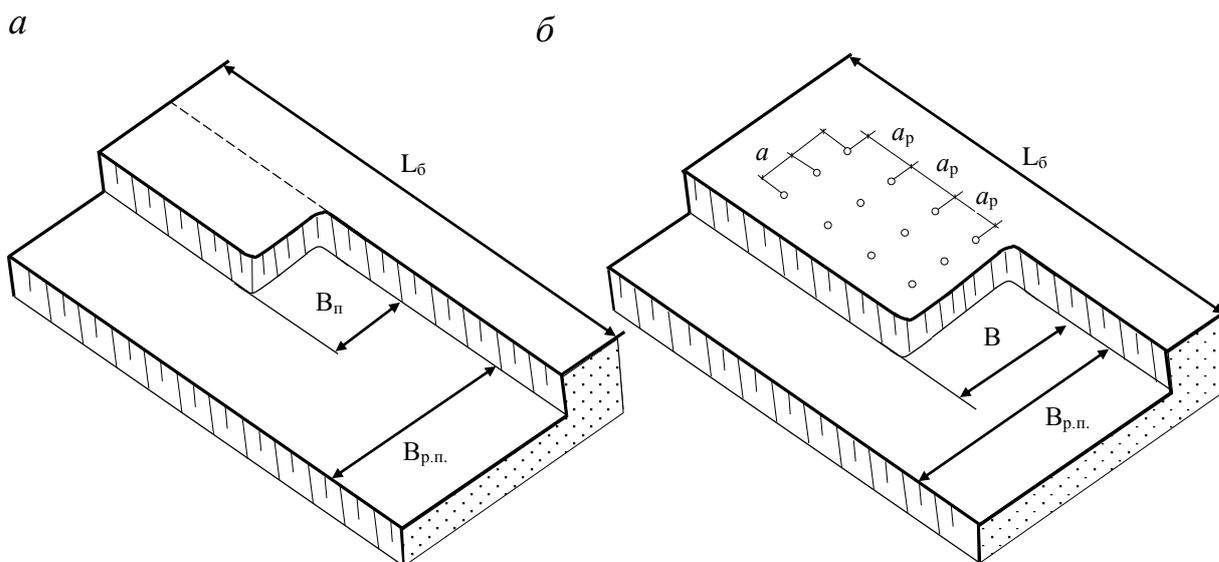


Рис. 7.15. Схемы к определению ширины панели в мягких, рыхлых (а) и скальных (б) породах

Ширина заходки по взорванной горной массе определяется соотношением (7.19).

Максимальное расстояние (L) от дальней границы заходки до оси железнодорожного пути при погрузке мехлопатами определяется суммой радиусов черпания ($R_{ч.у.}$) и разгрузки (R_p) экскаватора, т.е.:

$$L = R_{ч.у.} + R_p. \quad (7.21)$$

Ширина рабочей площадки – составной части рабочего уступа – расстояние от нижней бровки рассматриваемого уступа до верхней бровки нижерасположенного уступа принимается такой, чтобы была обеспечена производительная работа оборудования при безопасном размещении основных машин и транспортных коммуникаций, силовых и осветительных линий, вспомогательного транспорта и

оборудования. При этом учитывается также необходимость в резервной полосе для независимого подвигания смежных уступов и полосе безопасности (см. рис. 7.16). В период строительства карьера для уменьшения объема горно-капитальных работ принимают минимальную ширину рабочих площадок.

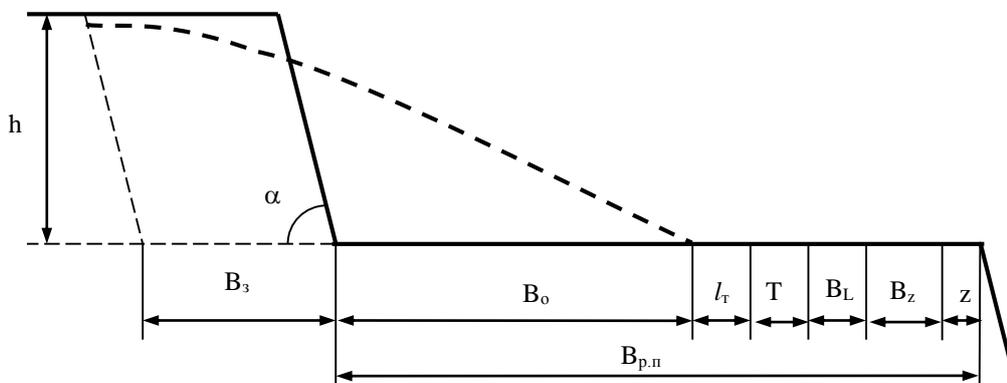


Рис. 7.16. Схема к определению ширины рабочей площадки

Минимальная ширина рабочей площадки $B_{p.n.}^{min}$ при разработке скальных и полускальных пород с применением широко распространенных мехлопат складывается из ширины полосы для отброшенной части развала взорванной породы B_0 , гарантийного расстояния от нижней бровки развала до транспортной полосы l_T , ширины самой транспортной полосы T , полосы для размещения ЛЭП, автодорог B_L , полосы для бурового оборудования B_z и ширины призмы обрушения z , т.е.:

$$B_{p.n.}^{min} = B_0 + l_T + T + B_L + B_z + z. \quad (7.22)$$

Значения B_0 , l_T , T , B_L , B_z и z принимаются по результатам расчетов или по нормативным отраслевым материалам для технологических параметров с учетом конкретных горно-геологических условий рассматриваемого карьера.

Обычно ширина отброшенной части развала составляет $(1,3-1,6) h_y$, расстояние между ЛЭП и транспортной полосой 2-3м, ширина вспомогательной автодороги 3-4м, ширина обуриваемого блока $(1,0-1,5)h_y$.

Ширина транспортной полосы T принимается в соответствии с условиями движения поездов на уступе. При одном забойном пути (короткий фронт работ, один экскаватор на уступе) $T = 3$ м, при двух путях $T = 7,5 \div 8$ м в зависимости от

принимаемой ширины междупутья. Минимальный размер междупутья составляет 4,5м.

Ширина призмы обрушения определяется по формуле

$$z = h(\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\alpha), \quad (7.23)$$

где γ – угол устойчивого откоса уступа в массиве, $\gamma = 40-60^\circ$, α – угол откоса рабочего уступа, $\alpha = 60-75^\circ$.

Расстояние от нижней бровки развала до транспортной полосы l_T обычно принимают равным $l_T = 1,5 \div 2$ м.

Фактическая минимальная ширина рабочих площадок на 10, 15 и 20 метровых уступах, сложенных из скальных пород при применении автомобильного и железнодорожного транспорта на карьерах Казахстана составляет 30-60м.

7.8. Протяженность фронта уступов и экскаваторного блока

Длина фронта уступов 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 одного уступа может достигать $2 L_{ф.у}$. С углублением горных работ длина фронта уступа уменьшается, достигая своего минимального значения на самом нижнем горизонте карьера.

При сплошной системе разработки в связи с применением мощного выемочно-погрузочного оборудования на уступе желательно иметь одинарный тупиковый или сквозной фронт большой протяженности с использованием одного экскаватора,

производительность которого соответствует плановому объему работ на данном горизонте. Это улучшает организацию работ и использование оборудования.

При углубочной системе разработки в связи с уменьшением размеров карьерного поля длина фронта каждого рабочего уступа незначительна. В этом случае производственная мощность карьера достигается за счет увеличения числа рабочих уступов.

Для конкретных протяженности фронта уступа и скорости его подвигания можно выбрать только одну модель экскаватора, обеспечивающую наилучшие технико-экономические результаты разработки.

Только при большой протяженности фронта уступа (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 уступа делят на блоки.

Длину блоков панели (рис. 7.17) 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 значительное удаление один от другого.

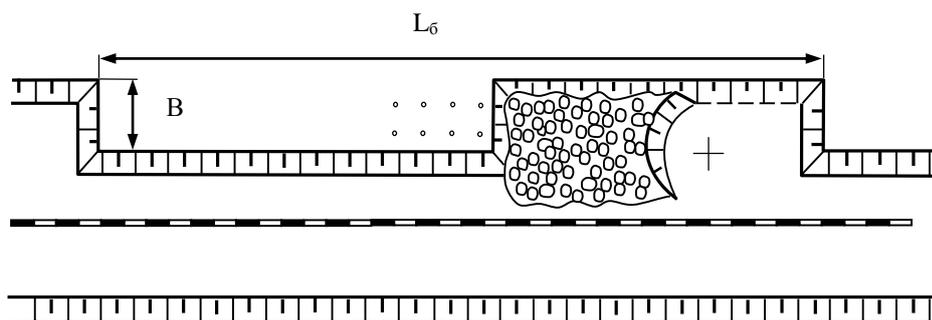


Рис. 7.17. Схема экскаваторного блока при железнодорожном транспорте

При железнодорожном транспорте допускается не более трех экскаваторных блоков в пределах одинарного фронта 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, 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 скальных и полускальных пород.

Длина экскаваторного блока (L_{δ}) определяется горно-геологическими условиями залегания полезных ископаемых, их геометрическими размерами в плане, высотой уступа, шириной заходки по целику, необходимостью бесперебойного обслуживания выемочно-погрузочного оборудования транспортными средствами. Исходя из обеспеченности экскаватора нужным объемом подготовленной горной массы ($Q_{г.м}$) за фиксированный период, искомую величину в общем случае можно определить по формуле:

$$L_{\delta} = Q_{г.м} / (h_y B_{\delta.п}) = n_m Q_{эм} / (h_y B_{\delta.п}),$$

или

(7.24)

$$L_{\bar{6}} = T_c Q_{\text{э.с}} / (h_y B_{\bar{6}.п})$$

где n_m – число месяцев, в течение которого экскаватор отрабатывает одну панель, обычно $n_m=0,5-1$, но может быть и больше; $Q_{\text{эм}}$ – месячная производительность экскаватора; h_y – высота уступа; $B_{\bar{6}.п}$ – ширина блока панели; T_c – число суток работы экскаватора по отработке готовых к выемке запасов пород; $Q_{\text{эс}}$ – суточная производительность экскаватора.

С учетом максимально возможной производительности экскаватора

$$L_{\bar{6}.min} = 60n_{\text{э}} T E n_{\text{ц}} k \eta_o / (h_y B_{\bar{6}.п}), \quad (7.25)$$

где $T_{\text{э}}$ – число часов работы экскаватора в сутки; E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ; $n_{\text{ц}}$ – число циклов экскаватора в минуту; $k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации; η_o – коэффициент обеспечения забоя порожняком.

По транспортным условиям при принятой длине экскаваторного блока должна быть беспрепятственная погрузка поездов при отработке смежных блоков с минимальным временем обмена их t_o (ч). При этом коэффициент обеспечения забоя порожняком

$$\eta_o = \frac{t_{\text{п}}}{t_{\text{п}} + t_o} = \frac{1}{1 + 60 E t_o n_{\text{ц}} k_{\text{э}} / (V_{\text{в}} n_{\text{в}})}, \quad (7.26)$$

где $t_{\text{п}}$ – время погрузки поезда, ч; $V_{\text{в}}$ – вместимость вагона, м^3 ; $n_{\text{в}}$ – число вагонов в поезде.

При одном экскаваторном блоке на уступе, когда длина фронта работ уступа $L_{\text{ф.у}}=L_{\bar{6}}$ тупиковом фронте и отсутствии в его пределах обменного пункта

$$t_o = 2(L_c / v_c + 0,5 L_{\bar{6}} / v_3 + \tau), \quad (7.27)$$

где L_c – длина соединительного пути, км; v_c и v_3 – скорость движения поезда соответственно по соединительным и забойным путям, км/ч; τ – время на связь, ч.

При тупиковой конструкции фронта работ с увеличением вместимости ковша экскаватора E при прочих равных условиях его производительность повышается только до определенного предела. Для рассматриваемой схемы путевого развития

коэффициент η_0 обычно составляет 0,65-0,7, а максимальную протяженность блока по транспортным условиям можно определить из выражения

$$L_{б.min} = 2v_3 \left[\frac{V_b n (1 - \eta_0)}{120 f E n_c k_3 \eta_0} - \frac{L_c}{v_c} - \tau \right], \quad (7.28)$$

где f – коэффициент, учитывающий неравномерность работы ($f=1,15-1,25$).

Подобными аналитическими выражениями определяется рациональная длина экскаваторного блока при различных конструкциях фронта, числе экскаваторов и схемах путевого развития на уступах.

Расчетами установлено, что оптимальное использование оборудования и максимальная интенсивность горных работ достигаются при минимальной по техническим факторам протяженности экскаваторного блока, значения которой в зависимости от вместимости ковша приведены ниже.

Вместимость ковша экскаватора м ³	5	8	12,5	20
Протяженность блока, м	500-800	800-1000	1100-1400	1400-2000

Максимальное число экскаваторных блоков на уступе n по транспортным условиям при независимых забойных путях для каждого экскаватора можно определить из формулы Е.Ф. Шешко

$$t_n \geq 2(n-1) \left[\frac{L_c}{v_c} + \left(1 + \frac{1}{n} \right) \frac{0,5L_{ф.у}}{v_3} + \tau \right] \quad (7.29)$$

Исследованиями Е.Ф. Шешко установлено, что по условиям обмена железнодорожных составов на уступе рационально иметь не более трех экскаваторов при длине экскаваторных блоков 500-600 м и не более двух при их протяженности 1200-1600 м. Вследствие этого протяженность одинарного тупикового фронта работ уступа нецелесообразно увеличивать более 2-2,5 км.

Для более интенсивного использования мощных экскаваторов ($E \geq 2$ м³) на карьерах большой протяженности ($L_k \geq 3$ км) целесообразно применение сквозной и тупиковой схем путевого развития на уступах: с двумя путями для одного экскаватора, с устройством обгонного пути при двух экскаваторах на уступе.

При схеме с двумя погрузочными путями и отсутствии контактной сети на рабочих уступах (при эксплуатации тяговых агрегатов, тепловозов) мощный экскаватор может поочередно производить погрузку составов, подаваемых независимо по каждому пути. В случае устройства обгонного пути приоритет в обеспечении порожняка отдается первому (от въезда) экскаватору. Погрузка поезда, подаваемого по обгонному пути, как и при сквозной схеме, обычно осуществляется последовательно вторым и первым экскаваторами. Вследствие разного обеспечения порожняка и неодинаковой производительности экскаваторов длина блоков на уступе тоже должна быть разной ($L_{61} L_{62} = 1,3 \div 4$ и более).

Рассмотренные схемы путевого развития обуславливают необходимость увеличения длины путей на уступах и четкого согласования работы транспорта и экскаваторов. При таких схемах производительность экскаваторов увеличивается на 20-30 % и более.

При полном развитии рабочей зоны карьера и большом числе рабочих уступов экскаваторный парк (определенный по производственной мощности карьера) распределяется из расчета один-два экскаватора на уступ, а иногда и один экскаватор на два уступа, следовательно, фактическая протяженность экскаваторного блока; увеличивается до 2-4 км.

В наиболее распространенных условиях протяженность блока экскаватора средней мощности составляет на угольных карьерах 1000-2000 м при продольной однобортовой системе разработки (наклонные залежи) и 1600-3000 м при продольной двухбортовой (крутые залежи). Протяженность экскаваторного блока на рудных карьерах обычно в 2 раза меньше в связи с меньшими размерами карьерного поля в плане.

Протяженность фронта работ по «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки» и «Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» приведена в табл. 7.7.

Таблица 7.7

Минимальная длина фронта уступа на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м ³	Железнодорожный транспорт, м	Автомобильный транспорт, м
2,5	600	300
4,6; 5,0	1000	500
6,3; 8,0	1200	600
10; 12,5	1400	700

Длина экскаваторного блока зависит от модели и производительности экскаватора. Она определяется по условиям транспортного обслуживания, производства буровых и путевых работ. Фактическая протяженность фронта работ на карьерах во многом определяется размерами месторождения и карьерного поля (табл. 7.8).

Таблица 7.8

Фактическая длина фронта работ на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Общая длина фронта работ, км			Средняя длина фронта работ на один экскаватор, м	Годовой объем горной массы, добываемой с 1 км фронта работ, тыс.м ³
		Всего	В том числе			
			по вскрышным породам	по руде		
Северный	Первомайский	18,9	16,0	2,9	829	1754
	Анновский	15,4	13,4	2,0	888	1918
Централь-ный	№ 1	8,3	6,4	1,9	—	1741
	№2	3,5	2,7	0,8	651	877
	№3	5,8	3,9	1,9	—	1135
Ново-Криворожский	№2	7,0	4,6	2,4	720	1208
	№ 3	6,6	3,8	2,8	—	2462
Южный	—	16,0	10,5	5,5	845	1365
Ингулецкий	—	29,2	11,5	17,7	1836	806
Полтавский	—	14,0	10,6	3,4	737	2614

Параметры элементов системы разработки некоторых зарубежных карьеров приведены в табл. 7.9

Таблица 7.9

Параметры элементов системы разработки на некоторых зарубежных карьерах

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Вид транспорта
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Minntack	США	Таконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	60,5	11,3	4,9-10,7	Автомобильный
Eree	"	"	То же	10,7	60,5	8,2	6,1 - 12,2	Железнодорожный

Hebing Taco-nite	"	"	"	13,7	<90	15,1	7,6-12,2	автомобильный Автомобильный
Jerritcanyon Lowernork National	"	Золото	Кварцит	4,5	<90	9,4	4,6; 9,7	"
	"	Таконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	<90	15,1	6,1 - 10,7	"
Bingham	"	Медесодержащие халькопирит борнит, халькозин	Порфиры, известняки, моицитоны	15,2	64	15,2	21-25,6	Автомобильный, железнодорожный
Peter Mitchel	"	Таконит	Ледниковые наносы	10,7	50-60	12	8,4-9,2	Автомобильный
Eagle Mountain	"	Магнезит, гепатит	Кварциты, кварц	13,7	30,5	12-17	4,6-9,1	"
Climax	"	Молибденовый концентрат	Ледниковые наносы, песчаники, кварциты	12,2	60	12,0	11,3; 9	"
Mountright	Канада	Железная руда	Песчаники, кварциты	12,2	30,0	27,0	6,1-7,6	"
Carol	Канада	Железная руда	Кварциты сланцы, песчаники	13,7 — 18,3	45,1	27,0	7,6	"
Palabora	ЮАР	Медная руда	Кварциты	12,2; 15,2	30,0	24,0	7,5; 19	Автомобильный (троллей- возы)
Malanjkhand	Индия	Медная руда	Песчаники, конгломераты	12,0	35,0	9,0	4,6; 9,2	Автомобильный
Jwaneng	Ботсвана	Алмазы	Наносы, кемберлиты	12	60	11,0	7,6	"
Araks	Бразилия	Ниобий	Песчаники	10	35	8,0	4,6	"
Mount Tom Drice	Австралия	Железная руда	Алевролиты, диабаз	13,6	65	12	3,4; 9,2	"

На карьерах черной и цветной металлургии Казахстана при обработке скальных пород экскаваторами марки ЭКГ-5, ЭКГ-8, ЭКГ-12 с использованием железнодорожного транспорта длина экскаваторного блока составляет 600-800м, с использованием автомобильного транспорта – 250-400м. Наименьшая длина экскаваторного блока практически является постоянной величиной для определенного вида транспорта.

Контрольные вопросы:

1. Какие факторы влияют на установление ширины панели уступа?
2. Какие факторы влияют на установление ширины рабочей площадки?
3. Какие факторы влияют на установление протяженности фронта работ?
4. Какие факторы влияют на установление длины экскаваторного блока?
5. Как определяется протяженность фронта уступов в стесненных условиях?

7.9. Число добычных уступов при различных подсистемах разработки

Длина фронта уступов определяется размерами карьерного поля в плане, конечной и текущей глубиной карьера, принятой подсистемой разработки.

Максимальное число добычных уступов при продольных подсистемах разработки (рис. 7.17) определяется по формуле:

$$N_{y.и} = M / [B_{p.п} + h_y (\text{ctg}\alpha \pm \text{ctg}\beta)], \quad (7.30)$$

где M – горизонтальная мощность залежи, м; β – угол падения залежи, градус.

Знаки «+» и «-» соответствуют подвиганию фронта уступа со стороны лежачего и висячего боков залежи.

При поперечных подсистемах разработки и длине залежи L_3

$$N_d \approx L_3 / [n(B_{p.п} + h_y \text{ctg}\alpha)]. \quad (7.31)$$

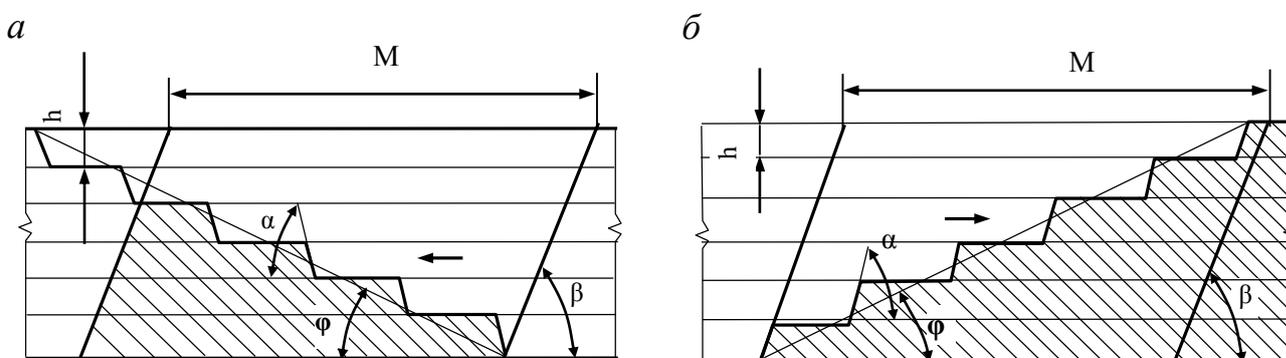


Рис. 7.17. Схемы к определению числа добычных уступов при продольных подсистемах разработки мощных залежей:

a и b – при перемещении фронта соответственно со стороны лежачего и висячего боков залежи

При одно и двухбортовой подсистемах разработки $n=1$ и $n=2$. Рациональна такая наименьшая протяженность фронта, при которой в конкретных условиях полностью обеспечивается плановая производственная мощность карьера и соблюдается принятая технология работ.

Если длина экскаваторного блока L_6 является заданной величиной,

действительный общий фронт уступов карьера L_{ϕ} может быть меньше, равен или больше суммарной протяженности экскаваторных блоков для $N_{э}$ экскаваторов, производящих выемочно-погрузочные работы (с учетом резерва, выражаемого коэффициентом);

Положение, когда $L_{\phi} = fN_{э}L_{б}$, является нормальным, так как число рабочих экскаваторов и общая протяженность их блоков соответствуют заданной скорости подвигания фронта горных работ.

Случаи, когда действительный фронт уступа меньше необходимого ($L_{\phi} < fN_{э}L_{б}$), имеют место, главным образом, в начальный период эксплуатации карьеров. Это означает, что намеченная интенсивность разработки не соответствует масштабу работ или высота уступа завышена и при этом не обеспечивается заданная расстановка экскаваторов. Такие случаи недопустимы и при развитии фронта должны быть устранены.

Нежелательно, когда $L_{\phi} > fN_{э}L_{б}$. Это возможно при: занижении интенсивности разработки месторождения против возможной и предусмотренной планом для используемых комплексов оборудования; недостаточном числе оборудования или неэффективном его использовании; занижении высоты уступа против величины, при которой обеспечивается правильная расстановка экскаваторов.

Для выполнения годового объема вскрышных или добычных работ $W_{г} = L_{\phi \cdot в(и)} \upsilon_{\phi} h_{у} (h_{у} = \text{const})$ при среднеэксплуатационной производительности экскаватора $Q_{э,с}$ ($\text{м}^3/\text{смену}$) и числе рабочих смен в году $n_{э,г}$ необходимое число экскаваторов равно:

$$N_{э} = f L_{\phi \cdot в(и)} h_{у} \upsilon_{\phi} / (Q_{э,с} n_{э,г}), \quad (7.32)$$

где f – коэффициент, учитывающий резервные забои и неравномерность производства горных работ ($f = 1,1 \div 1,25$).

При использовании автотранспорта возможно разрабатывать широкие панельные блоки, длина которых обычно в 2-2,5 раза меньше, чем при применении железнодорожного транспорта. На рудных карьерах, разрабатывающих более

прочные породы, вследствие меньшей производительности экскаваторов длина их блоков на 30-40 % меньше, чем на угольных карьерах.

Ширина и длина экскаваторных блоков взаимосвязаны. Поэтому, например, при широких экскаваторных блоках и многорядном короткозамедленном взрывании скважинных зарядов уменьшается необходимая длина уступов и увеличивается интенсивность их отработки.

В простейшем случае возможное число одновременно действующих добычных и вскрышных экскаваторных блоков определяется соответственно по выражениям:

$$N_{\text{б.и}} = L_{\text{ф.и}} / L_{\text{б.и}}; \quad N_{\text{б.в}} = L_{\text{ф.в}} / L_{\text{б.в}}; \quad (7.33)$$

где $L_{\text{ф.и}}$ и $L_{\text{ф.в}}$ – длина фронта соответственно добычных и вскрышных уступов, м; $L_{\text{б.и}}$ и $L_{\text{б.в}}$ – длина соответственно добычного и вскрышного экскаваторных блоков, м.

Расчет числа блоков и уступов, которые должны разрабатываться одновременно, производится при составлении календарного плана развития горных работ с учетом удовлетворения требований по качеству добываемого полезного ископаемого. Для этого существующее положение и варианты развития фронта работ наносят на погоризонтные планы и одновременно планируют размещение наклонных и разрезных траншей и транспортных коммуникаций в пространстве рабочей зоны.

8. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

8.1. Скорости перемещения горных выработок в карьерном поле

Основные показатели системы разработки полезных ископаемых: скорость подвигания забоев, скорость перемещения фронта рабочего уступа, скорость углубки горных работ; эксплуатационные потери и разубоживание полезного ископаемого. Дополнительные показатели: производительность карьера с единицы длины фронта рудного, породного уступов, единицы площади рабочей зоны и т.д.

Характеристики интенсивности развития горных работ в карьерном поле: скорость подвигания забоя, скорость перемещения фронта рабочего уступа, скорость углубления горных работ могут быть найдены на основе единого горно-геометрического подхода, связывающего объем извлеченной горной массы из карьерного поля со временем его отработки. Для этого рассматриваемую часть пород массива представим в виде прямоугольного параллелепипеда с объемом (см. рис. 8.1):

$$V = ABC \quad (8.1)$$

где A, B, C – соответственно длина, ширина и высота (толщина) извлекаемого из массива объема пород. В общем случае все эти величины являются переменными.

Поделив обе части уравнения (8.1) на время t , можно получить зависимости для искомых характеристик. При этом V/t представляет собой производительность выемочно-погрузочного оборудования за время t , а число в правой части, деленное на t , – скорость подвигания горных выработок в данном направлении.

Например, в выражении $\frac{V}{t} = \frac{A}{t}BC$ (рис. 8.1, а), V/t представляет производительность выемочно-погрузочного оборудования (ВПО), а A/t скорость подвигания забоя уступа (экскаваторного блока). Тогда скорость подвигания забоя уступа определяется по формуле:

$$v_3 = Q_t / S_{\text{пy}} = Q_t / h \cdot B_3, \quad (8.2)$$

где v_3 – скорость подвигания забоя за время t (обычно сутки, месяц); Q_t – производительность ВПО за то же время; $S_{\text{пy}} = B \cdot C$ – площадь поперечного сечения панели уступа (заходки); $B = B_3$ – ширина панели (заходки); $C = h$ – высота уступа.

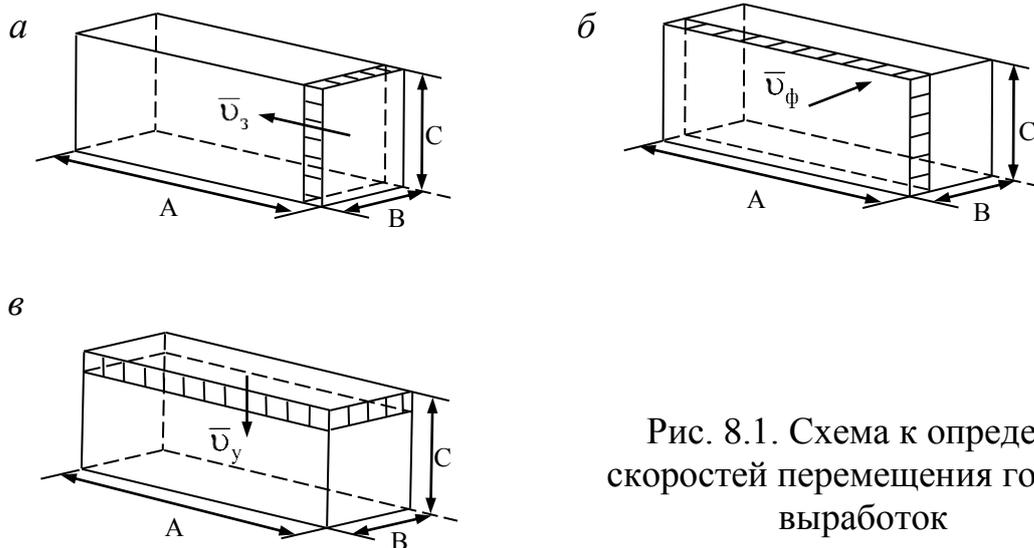


Рис. 8.1. Схема к определению скоростей перемещения горных выработок

В выражении $\frac{V}{t} = A \frac{B}{t} C$ (рис. 8.1, б), B/t представит скорость перемещения фронта уступа (панели). Она определяется по формуле:

$$v_{\phi} = Q_t / S_{vy} = Q_t / hL_{\phi}, \quad (8.3)$$

где v_{ϕ} – скорость перемещения фронта уступа за время t , (обычно месяц, год); Q_t – производительность выемочно-погрузочного оборудования на выемке части уступа, шириной за то же время; $S_{vy} = A \cdot C$ – площадь продольного вертикального сечения панели уступа; $A = L_{\phi}$ – длина фронта уступа; $C = h$ – высота уступа.

В выражении $\frac{V}{t} = AB \frac{C}{t}$ (рис. 8.1, в), C/t представит скорость (темп) углубления горных работ. Она определяется по формуле:

$$v_y = Q_t / S_{gc}, \quad (8.4)$$

где v_y – скорость углубления горных работ за время t (обычно год); Q_t – производительность выемочно-погрузочного оборудования на отработке пород текущего нижнего уступа за то же время; $S_{gc} = AB$ – площадь срединного горизонтального сечения текущего нижнего горизонта; $A = L_{\phi}$ – длина фронта работ на текущем нижнем уступе; $B = B_{cp}$ – ширина срединного горизонтального сечения нижнего уступа (рис. 8.2).

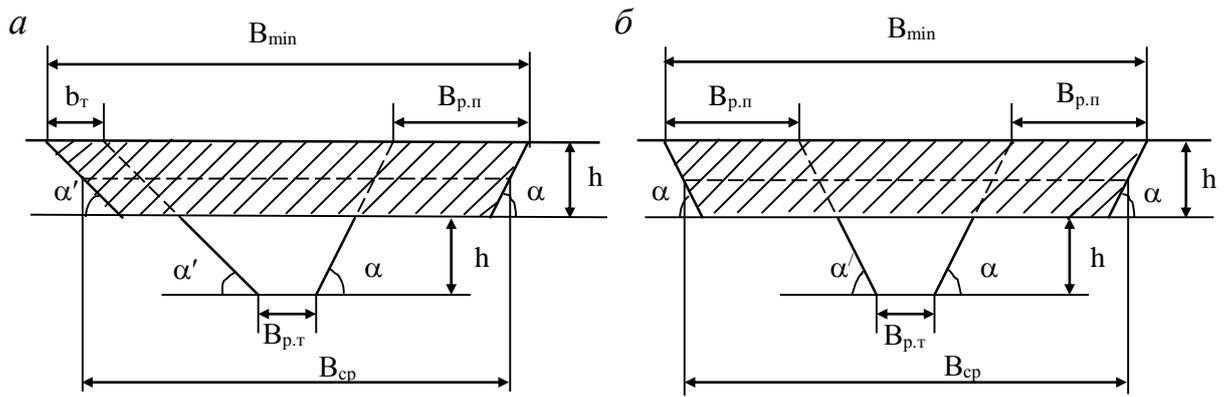


Рис. 8.2. Схема к определению минимальных значений $S_{гс}$

Для нормального развития горных работ в карьере, предусматривающего создание условий для вскрытия очередного нижележащего горизонта, текущий нижний уступ должен иметь необходимую для этого рабочую площадку. Ее размеры определяются длиной фронта работ $L_{ф}$ и общей шириной B .

Минимальная величина этой площадки $S_{гс}^{min}$ различна для разных подсистем открытой разработки. При однобортовой подсистеме разработки (рис. 8.2,а):

$$S_{гс}^{min} \geq [B_T + B_{p,r} + B_{p,n} + 1,5h(ctg\alpha' + ctg\alpha)] L_{ф}, \quad (8.5)$$

при двухбортовой подсистеме разработки (рис. 8.4, б):

$$S_{гс}'' \geq (B_{p,r} + 2B_{p,n} + 3hctg\alpha)L_{ф}, \quad (8.6)$$

где b_T – ширина транспортной (предохранительной) бермы; $B_{p,r}$ – ширина разрезной траншеи на вскрываемом горизонте; $B_{p,n}$ – ширина рабочей площадки текущего нижнего уступа; h – высота уступа; α' , α – угол откоса соответственно нерабочего и рабочего уступов.

Таким образом, максимальная скорость (темп) углубления горных работ при однобортовой подсистеме разработки:

$$v_y^{max} = \frac{Q_t}{[B_T + B_{p,r} + B_{p,n} + 1,5h(ctg\alpha' + ctg\alpha)]L}, \quad (8.7)$$

при двухбортной системе разработки:

$$v_y^{\max} = \frac{Q_t}{[B_{p.t} + 2B_{p.п} + 3hctg\alpha]L}. \quad (8.8)$$

Уравнения (8.2), (8.3) для определения характеристик интенсивности развития горных работ по форме полностью согласуются с выражениями, приводимыми в работах В.В.Ржевского, А.И.Арсентьева, которые предложены исходя из здравого смысла, а новые аналитические зависимости (8.2 - 8.4) выведены теоретически. От известных они отличаются совершенно другим подходом и обоснованностью.

Как видно из (8.3), при заданной высоте уступа v_ϕ регулируется изменением производительности выемочно-погрузочного оборудования на уступе (Q_t) и длины фронта работ (L_ϕ). Если общая длина фронта уступе фиксирована, что обычно имеет место на практике, то поставленная цель достигается путем выбора целесообразного типа, числа выемочно-погрузочного оборудования и четкой организации его работы.

При углубочной системе разработки для обеспечения заданной производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше необходимо управлять величиной как v_ϕ , так и v_y , т.е. поддерживать их на целесообразном уровне. Значения v_ϕ на каждом рабочем горизонте должны обеспечивать выполнение условия (8.5-8.6), а значения v_y – развитие горных работ в глубину (8.7, 8.8).

Для увеличения темпа углубки горных работ v_y , как видно из (8.7, 8.8), следует повышать производительность выемочно-погрузочного оборудования на нижнем горизонте отмеченными выше приемами и свести к минимуму значение площади $S_{гс}$ (см. (8.5) и (8.6) При этом чем меньше длина обрабатываемого блока, тем больше темп углубления v_y . Что касается мнения о том, что при меньшей высоте уступа достигается большая скорость углубления горных работ, то оно не находит соответствующего подтверждения. Как видно из уравнений (8.5), (8.6) сумма величин b_t , $B_{p.t}$ и $B_{p.п}$ значительно больше, чем $3hctg\alpha$. Поэтому высота уступа слабо влияет на скорость углубки горных работ. В то же время уменьшение высоты уступа негативно сказывается

на технико-экономических показателях работы карьера. Поэтому для обеспечения эффективной работы карьера требуется соответствующая жесткая организация основных и вспомогательных технологических процессов при изначально принятых параметрах системы разработки.

Таким образом, регулирование значений v_{ϕ} и v_y диктуется необходимостью планомерного выполнения заданного объема вскрышных и добычных работ. В какой-то период работы карьера, например, в период достижения плановой производственной мощности по полезному ископаемому v_y может быть высокой, так как необходимо быстрее добираться до рудных залежей. После установившегося режима горных работ скорость углубки поддерживается на нужном, примерно одинаковом уровне. При эксплуатации маломощных крутых залежей этот показатель имеет большее значение, чем при разработке крупных залежей и т.д. Все эти моменты должны найти отражение в проекте разработки каждого конкретного месторождения и более подробно – в годовых планах горных работ.

8.2. Технологическая связь между скоростями перемещения подготовительных и очистных выработок

В некоторых учебниках по открытым горным работам скорость углубления горных работ взаимоувязывается со скоростью подвигания фронта уступа неравенством:

$$v_y \leq v_{\phi} / (\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\beta), \quad (8.9)$$

где φ – угол откоса рабочего борта карьера; β – угол, определяющий направление углубления горных работ (рис. 8.3).

В действительности в формуле (8.9) v_{ϕ} выражает не скорость подвигания фронта уступа, а расстояние от оси разрезной траншеи до линии откоса рабочего борта со стороны лежащего или висячего бока залежи. Величина v_y представляет не скорость углубления, а глубину, на которую опускается дно разрезной траншеи за время отгонки верхнего уступа до линии откоса рабочего борта карьера.

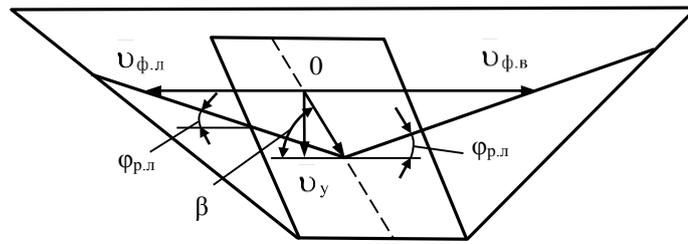


Рис. 8.3. Схема к расчету зависимости между скоростью подвигания фронта и темпом углубления горных работ

Технологическая связь между скоростями подвигания фронта уступа и углубления горных работ естественно существует и она выражается через ряд технологических ограничений. Например, созданием площадки на текущем нижнем уступе для вскрытия очередного нижележащего горизонта (рис. 8.2). Эти условия могут быть выражены неравенствами:

при однобортовой подсистеме разработки:

$$B_{\min} \geq [v_{\tau} + B_{p,\tau} + B_{p,\pi} + 1,5h(\operatorname{ctg}\alpha' + \operatorname{ctg}\alpha)], \quad (8.10)$$

при двухбортовой подсистеме разработки:

$$B_{\min} \geq B_{p,\tau} + 2B_{p,\pi} + 3h\operatorname{ctg}\alpha. \quad (8.11)$$

Причем, чем меньше значение названных параметров ($B_{p,\tau}$, v_{τ} и $B_{p,\pi}$), тем быстрее будет вскрыт и подготовлен очередной нижележащий горизонт. Они предопределяются рабочими параметрами экскаватора и транспортных средств.

Исходя из уравнений (8.3) и (8.4) технологическую связь между указанными скоростями можно выразить следующими соотношениями:

при однобортовой подсистеме разработки

$$v_y^{\max} = \frac{v_{\phi} h}{v_{\tau} + B_{p,\tau} + B_{p,\pi} + 1,5h(\operatorname{ctg}\alpha' + \operatorname{ctg}\alpha)}, \quad (8.12)$$

при двухбортовой подсистеме разработки

$$v_y^{\max} = \frac{v_{\phi} h}{B_{p,\tau} + 2B_{p,\pi} + 3h\operatorname{ctg}\alpha}. \quad (8.13)$$

Как видно из выражений (8.2), (8.3) и (8.4), при прочих равных условиях интенсивность развития горных работ во всех направлениях прямо пропорциональны производительности ВПО. Для подтверждения этого вывода изменения скоростей перемещения фронта уступа и углубления горных выработок в зависимости от производительности экскаваторов различной марки приведены в табл. 8.1. При этом, ширина заходки по целику на всех уступах для экскаватора ЭКГ-5А принята равной 14 м, для ЭКГ-8И – 18 м, для ЭКГ-12,5 – 21 м. Месячные производительности экскаваторов соответственно принимались равными 55 000-80 000 м³/месяц, 68 000-110 000 м³/месяц и 96 000-170 000 м³/месяц, а годовые производительности – равными 650 000-900 000 м³/год, 800 000-1 300 000 м³/год и 1 100 000-2 100 000 м³/год.

Данные табл. 8.1 показывают, что при повышении месячной производительности экскаватора ЭКГ-5А на 44% на всех уступах (10, 15 и 20 м) при различной длине блока скорость перемещения фронта уступа за месяц также увеличивается на 44%. При повышении месячной производительности ЭКГ-8И на 62% рассматривая скорость на всех уступах различной длины фронта работ увеличивается на такую же величину. Аналогичные закономерности наблюдаются и для скоростей перемещения фронта уступа за год при различных параметрах системы разработки.

Графики зависимостей скоростей перемещения фронта уступа за месяц от производительности выемочно-погрузочного оборудования представлены на рис. 8.3. Они наглядно демонстрируют выявленную выше закономерность. Относительно изменения скоростей углубления горных выработок в зависимости от производительности ВПО следует отметить, что при повышении годовой производительности ЭКГ-5А на 38% исследуемый показатель на всех уступах при различной длине фронта работ увеличивается на такую же величину.

Таблица 8.1.

Изменения скоростей перемещения очистных и подготовительных выработок в зависимости от производительности экскаватора

Экскаваторы	L _ф , м	h, м	V _{ср} , м	v _ф , м/м-ц	v _ф , м / год	v _у , м /год
-------------	--------------------	------	---------------------	------------------------	--------------------------	-------------------------

ЭКГ-5А	350	10	94	15,7/22,8	185,7/257,1	19,5/27,1
		15	101	10,4/15,2	123,8/171,4	18,3/25,4
		20	107	7,85/11,4	92,8/128,5	17,2/23,9
	500	10	94	11/16	130/180	13,6/18,9
15		101	7,3/10,6	86,6/120	12,8/17,7	
20		107	5,5/8	65/90	12,1/16,7	
600	10	94	9,1/13,3	108,3/150	11,4/15,7	
	15	101	6,1/8,8	72,2/100	10,7/14,8	
	20	107	4,5/6,6	54,1/75	10,1/13,9	
800	10	94	6,8/10	81,2/112,5	8,5/11,8	
	15	101	4,5/6,6	54,1/75	8,1/11,1	
	20	107	3,4/5	40,6/56,2	7,5/10,4	
ЭКГ-8И	350	10	110	19,4/31,4	228,5/371,4	20,6/33,6
		15	116	12,9/20,9	152,3/247,6	19,5/31,8
		20	122	9,7/15,7	114,2/185,7	18,5/30,2
	500	10	110	13,6/22	160/260	14,4/23,5
15		116	9,1/14,6	106,6/173,3	13,7/22,2	
20		122	6,8/11	80/130	13,01/21,1	
600	10	110	11,33/18,3	133,3/216,6	12,1/19,6	
	15	116	7,55/12,2	88,8/144,4	11,4/18,5	
	20	122	5,6/9,16	66,6/108,3	10,8/17,6	
800	10	110	8,5/13,75	100/162,5	9,1/14,7	
	15	116	5,6/9,1	66,6/108,3	8,5/13,9	
	20	122	4,2/6,8	50/81,2	8,1/13,2	
ЭКГ-12,5	350	10	120	27,4/48,5	314,2/600	26,1/49,8
		15	126	18,2/32,3	209,5/400	24,8/47,3
		20	132	13,7/24,2	157,1/300	23,6/45,1
	500	10	120	19,2/34	220/420	18,2/34,8
15		126	12,8/22,6	146,6/280	17,3/33,1	
20		132	9,6/17	110/210	16,5/31,6	
600	10	120	16/28,3	183,3/350	15,2/29,0	
	15	126	10,6/18,8	122,2/233,3	14,4/27,6	
	20	132	8/14,1	91,6/175	13,7/26,3	
800	10	120	12/21,2	137,5/262,5	11,4/21,7	
	15	126	8/14,1	91,6/175	10,8/20,7	
	20	132	6/10,6	68,7/131,2	10,3/19,7	

При
меч
ани
е:
Ско
рос
ти в
чис
лит
еля
х
соо
твет
ств
уют
мен
ьше
й, а
в
зна
мен
ате

лях
–
бол
ьше
й
про
изв
оди
тел
ьно
сти
экс
кав
ато
ра.

При повышении годовой производительности ЭКГ-12,5 на 40% скорость углубления горных выработок за год при различных параметрах системы разработки изменяется также на 40% и т.д. В целом соблюдается прямо пропорциональная зависимость скорости углубления горных выработок от рассматриваемого показателя работы экскаваторов.

Графики зависимостей скоростей углубления горных выработок за год, построенные по данным табл. 8.1, изображены на рис.8.4. Они указывают на идентичность характера изменения исследуемых показателей от производительности выемочно-погрузочного оборудования при различных параметрах системы разработки.

Для установления влияния расстановки ВПО на скорости перемещения фронта уступа и углубления горных выработок по зависимостям (8.4) и (8.5) выполнены соответствующие вычисления. Они занесены в табл. 8.2.

Таблица 8.2.

Скорости перемещения очистных и подготовительных выработок в зависимости от длины фронта работ

Экскаваторы		ЭКГ-5А		ЭКГ-8И		ЭКГ-12,5	
L _ф , м	h, м	v _ф , м/м-ц	v _у , м/год	v _ф , м/м-ц	v _у , м/год	v _ф , м/м-ц	v _у , м/год
350	10	15,7/22,8	19,5/27,1	19,4/31,4	20,6/33,6	27,4/48,5	26,1/49,8
	15	10,4/15,2	18,3/25,4	12,9/20,9	19,5/31,8	18,2/32,3	24,8/47,3
	20	7,85/11,4	17,2/23,9	9,7/15,7	18,5/30,2	13,7/24,2	23,6/45,1
500	10	11,0/16,0	13,6/18,9	13,6/22	14,4/23,5	19,2/34,0	18,2/34,8
	15	7,3/10,6	12,8/17,7	9,1/14,6	13,7/22,2	12,8/22,6	17,3/33,1
	20	5,5/8,0	12,1/16,7	6,8/11,0	13,01/21,1	9,6/17	16,5/31,6

600	10	9,1/13,3	11,4/15,7	11,3/18,3	12,1/19,6	16/28,3	15,2/29,0
	15	6,1/8,8	10,7/14,8	7,5/12,2	11,4/18,5	10,6/18,8	14,4/27,6
	20	4,5/6,6	10,1/13,9	5,6/9,16	10,8/17,6	8/14,1	13,7/26,3
800	10	6,8/10,0	8,5/11,8	8,5/13,75	8,5/11,8	8,5/13,7	11,4/21,7
	15	4,5/6,6	8,1/11,1	5,6/9,1	8,1/11,1	5,6/9,1	10,8/20,7
	20	3,4/5	7,5/10,4	4,2/6,8	7,5/10,4	4,2/6,8	10,3/19,7

Примечание: скорости в числителях соответствуют меньшей, а в знаменателях – большей производительности экскаватора

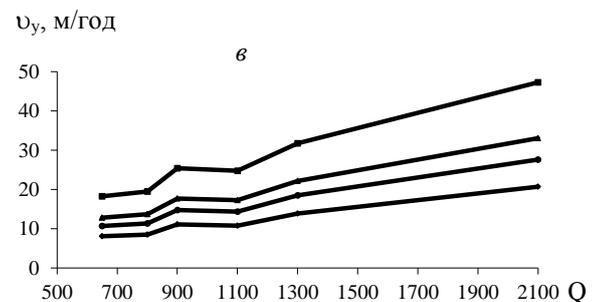
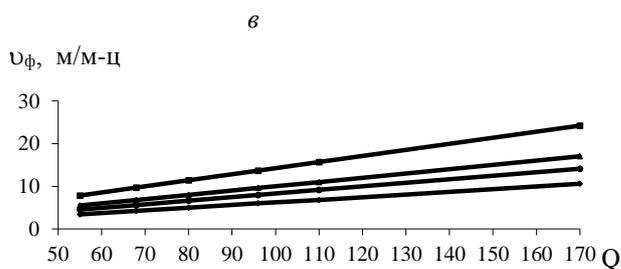
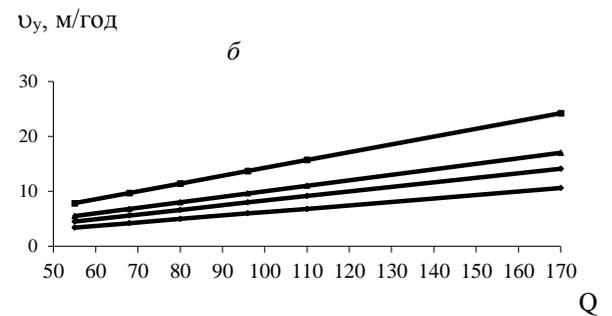
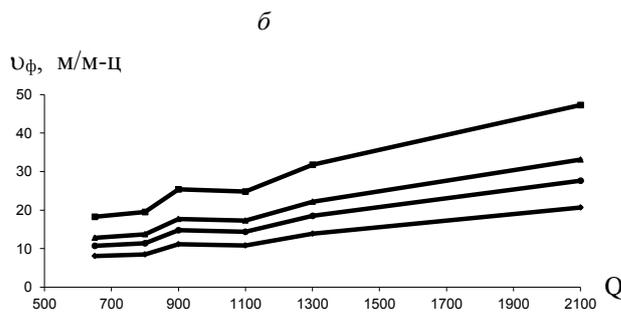
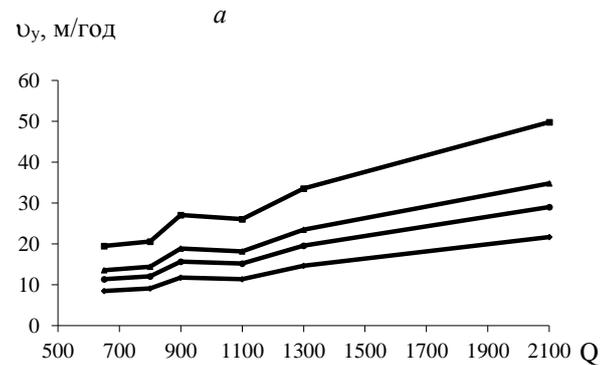
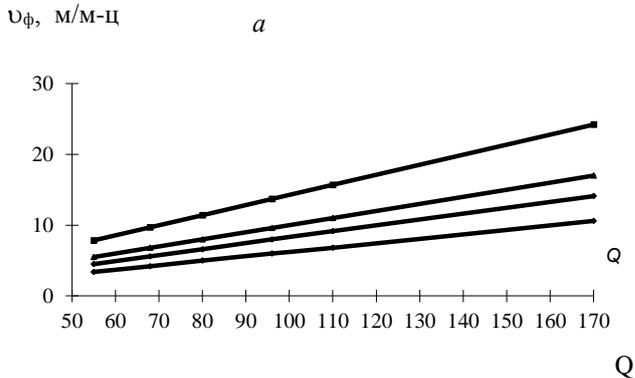


Рис. 8.4. Скорости перемещения фронта уступа в зависимости от производительности ВПО (тыс.м³/месяц) при высоте уступа 10 м (*a*), 15 м (*б*), 20 м (*в*): при длине фронта работ 350 м (■), 500 м (▲), 600 м (●), 800 м (◆).

Рис. 8.5. Скорости углубления горных выработок в зависимости от производительности ВПО (тыс. м³/год) при высоте уступа 10 м (*a*), 15 м (*б*), 20 м (*в*): при длине фронта работ 350 м (■), 500 м (▲), 600 м (●), 800 м (◆).

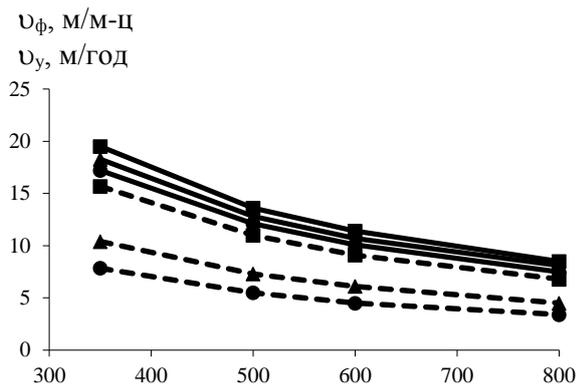
При расчетах значения ширины срединного горизонтального сечения текущего

нижнего уступа на 10, 15 и 20 метровых уступах приняты: для ЭКГ-5А соответственно 94, 101 и 107 м, для ЭКГ-8И – 110, 116 и 122 и для ЭКГ-12,5 – 120, 126 и 132 м.

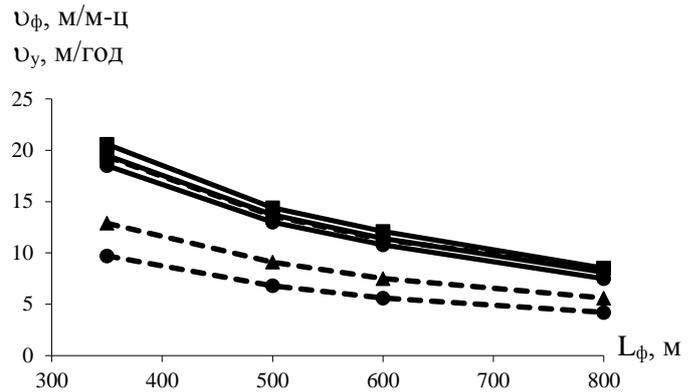
Как видно из выражения (8.3) и данных табл. 8.2, при принятых параметрах системы разработки во всех случаях наблюдается обратно пропорциональная зависимость рассматриваемых скоростей перемещения горных выработок от длины экскаваторного блока. Например, при увеличении длины блока с 500 до 600 м, т.е. на 20%, указанные скорости за год уменьшаются также на 20%. При изменении длины фронта работ от 350 м до 800 м при использовании ЭКГ-8И с годовой производительностью 800 000 м³/год на 10 метровом уступе скорость перемещения фронта уступа изменяется от 228,5 м/год до 100 м/год, а скорость углубления горных работ от 20,6 м/год до 9,1 м/год, т.е. оба показателя уменьшается в 2,28 раза. Такая тенденция сохраняется при работе экскаваторов любой марки на уступах различной высоты.

Данные табл. 8.2 графически изображены на рис. 8.6. Для сокращения объема графического материала здесь представлены зависимости скоростей перемещения фронта уступа за месяц (пунктирные линии) и углубления горных выработок за год на (сплошные линии) от длины фронта работ, т.е. расстановки ВПО на уступе. Они наглядно демонстрируют отмеченные выше закономерности и подтверждают опыт работы предприятий по ускорению углубки горных работ за счет увеличения числа ВПО текущем нижнем уступе.

a



б



в

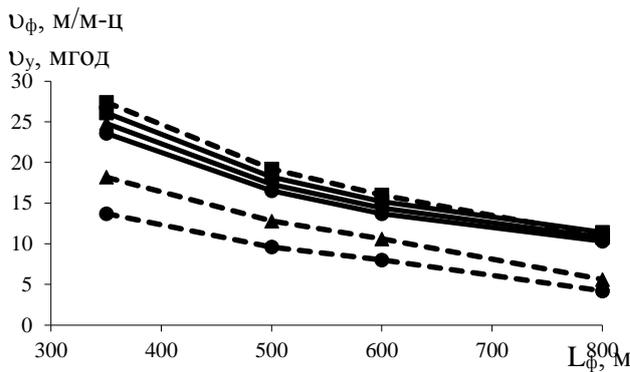


Рис. 8.6. Скорости v_f (пунктирные), v_y (сплошные линии) в зависимости от длины фронта работ при работе экскаваторов ЭКГ-5А (*a*), ЭКГ-8И (*б*), ЭКГ-12,5 (*в*): при высоте уступа 10 м (■), 15 м (▲), 20 м (●).

В целом, для обеспечения заданной производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше темп углубления горных работ и скорость перемещения фронта уступа должны поддерживаться достаточно высокими.

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные показатели системы разработки.
2. Перечислите характеристики интенсивности развития горных работ в карьерном поле.
3. Какие факторы влияют на скорость подвигания забоя уступа?
4. Какие факторы влияют на скорость перемещения фронта уступа?
5. Какие факторы влияют на темп углубления горных работ?
6. Какова технологическая взаимосвязь между скоростями перемещения фронта уступа и углубления горных работ?

8.3. Основные виды потерь и разубоживания полезного ископаемого

Под *потерями* понимается часть балансовых запасов полезного ископаемого, оставленная в недрах по каким-то причинам или извлеченная, но не использованная для реализации при разработке месторождения.

Потери полезных ископаемых при открытой разработке месторождений принято подразделять на общекарьерные (общерудничные) и эксплуатационные.

К *общекарьерным* относятся потери в охранных, барьерных и других целиках, в бортах карьера под транспортными бермами, а также потери, вызванные горно-геологическими, гидрогеологическими и другими условиями.

К *эксплуатационным* относятся потери, происходящие непосредственно в процессе добычи полезного ископаемого, зависящие от принятой технологии разработки и организации горных работ в приконтактных зонах залежи или рудного тела. Они исчисляются в процентах по отношению к погашенным балансовым запасам за определенный период времени.

Различают также проектные, нормативные и плановые потери.

Проектными называются потери полезного ископаемого, определяемые на стадии проектирования предприятия. Проектом устанавливаются размеры как общекарьерных, так и эксплуатационных потерь. Величина общекарьерных потерь в процессе разработки месторождений обычно не изменяется. Эксплуатационные потери в зависимости от горно-геологических, организационных и технологических факторов могут существенно изменяться.

Нормативными называются потери полезного ископаемого, которые устанавливаются технико-экономическим расчётом для каждого эксплуатационного блока (участка) по данным эксплуатационной разведки. По этим потерям определяется полнота извлечения погашаемых балансовых запасов при оценке хозяйственной деятельности предприятия.

Плановыми называются потери, которые рассчитываются по карьере или его участку в соответствии с планом развития горных работ на отчётный период и утвержденными нормативными показателями. В плановые потери включаются и ненормируемые потери, образующиеся при проходке горно-капитальных выработок,

транспортных берм и др. Если блок (участок) разрабатывается в течение нескольких лет (планируемых периодов времени), то среднее значение плановых потерь по блоку (участку) должно быть тождественным их нормативным показателям в том же контуре.

Для экономически целесообразного снижения потерь полезного ископаемого допускается разубоживание руды некондиционными рудами и пустыми породами.

Граница технически и экономически целесообразного снижения потерь за счёт увеличения разубоживания или, наоборот, увеличения потерь за счёт уменьшения разубоживания в каждом конкретном случае различна и определяется путём технико-экономического сопоставления возможных вариантов ведения горных работ в приконтактных зонах блока (участка) на стадии нормирования.

Важным условием правильного нормирования и учёта является установление основных видов эксплуатационных потерь.

В соответствии с «Типовыми методическими указаниями» по нормированию потерь твёрдых полезных ископаемых на открытых горных работах нормированию подлежит только та часть эксплуатационных потерь, которая зависит от технологии, её параметров и организации горных работ на добычных уступах.

К этим потерям относятся:

- потери массива полезного ископаемого в почве и лежащем боку залежи, когда граница открытых горных работ не совпадает с её контуром;
- потери в целиках внутри выемочного участка,
- потери полезного ископаемого, удалённого в отвал вместе с породами вскрыши и забалансовыми рудами при проходке подготовительных выработок,
- потери при селективной разработке блока (участка), когда полезное ископаемое оставляют в почве и лежащем боку залежи, а также в местах погрузки, разгрузки, складирования и сортировки.

Если при добычных работах порода, оставленная на контакте залежи после производства вскрышных работ, отгружается вместе с рудой на обогатительную фабрику, возможное содержание полезного компонента в товарной руде снижается и при этом ухудшаются технико-экономические показатели всего горно-

обогащительного цикла. Поэтому наравне с потерями нормируется и разубоживание.

При эксплуатации сложноструктурных месторождений разрабатываемые блоки (участки) характеризуются неоднородным строением и содержат наряду с кондиционным полезным ископаемым некондиционные сорта, а также прослойки или включения пустых пород или забалансовых руд. В этом случае целесообразна селективная выемка кондиционного и некондиционного полезного ископаемого и пустых пород.

При отработке месторождений, сложенных скальными породами, валовая выемка наиболее проста и обеспечивает высокую производительность труда.

Возможные виды потерь и разубоживания при валовой и селективной разработке блоков (участков) горизонтальных и пологих залежей предложены проф. Б.П. Юматовым и показаны на рис.8.7. На пологих месторождениях потери представляют собой слой теряемого полезного ископаемого, а разубоживание — слой примешиваемых пород по всей площади блока при зачистке кровли и почвы залежи.

При разработке наклонных залежей с применением механических лопат потери

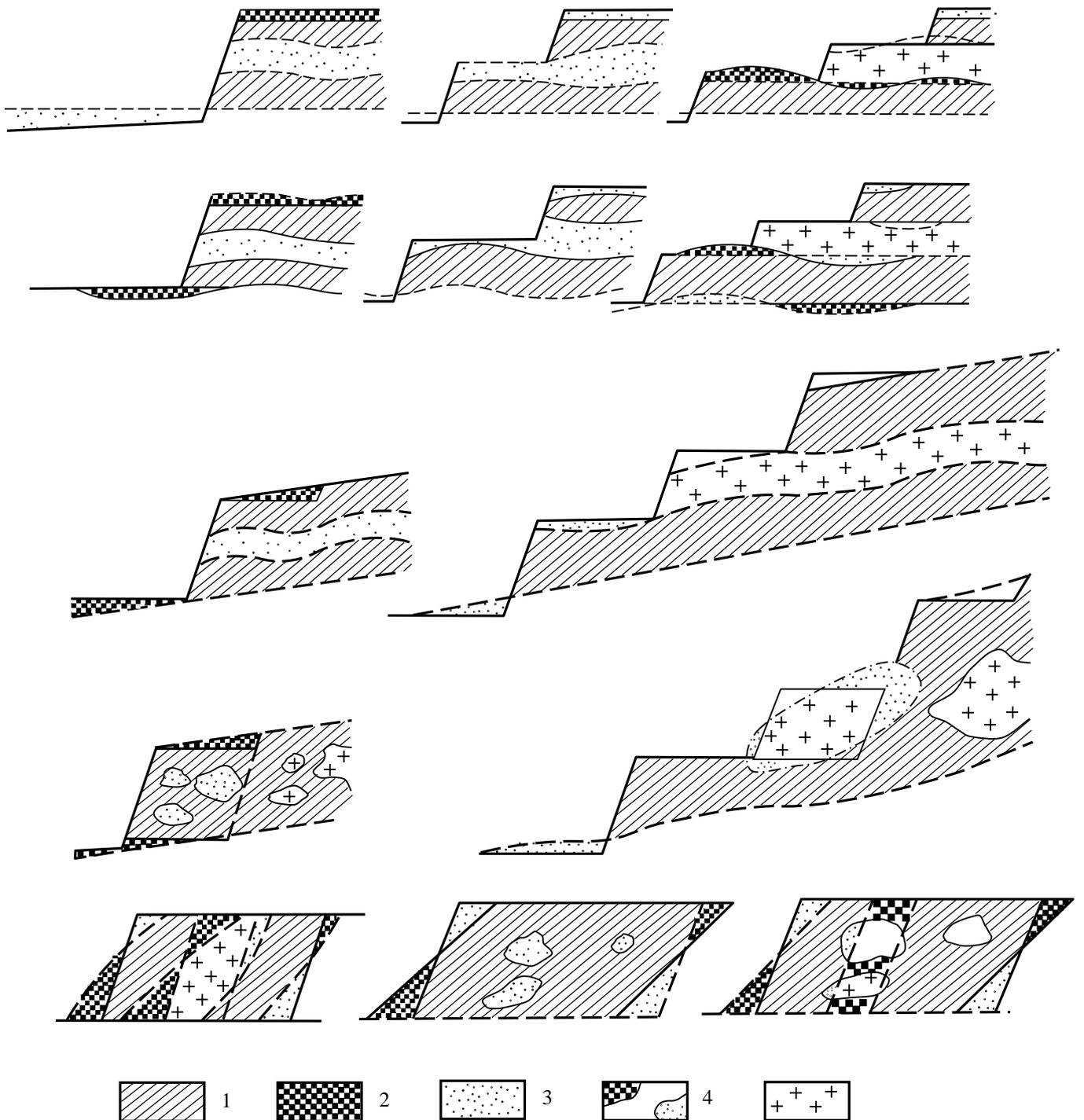


Рис. 8.7. Основные виды потерь и разубоживания при валовой и селективной выемке сложноструктурных залежей:

1 - полезное ископаемое, 2- теряемое полезное ископаемое, 3 - примешиваемые породы, 4 - теряемое полезное ископаемое и примешиваемые породы при селективной выемке, 5 - часть включений, извлекаемых селективно

и разубоживание образуются за счёт создания горизонтальных площадок, необходимых для нормальной работы экскаваторов. Если же применяются экскаваторы типа драглайна, то потери и разубоживание образуются так же, как и на пологих месторождениях - в виде слоя, но только более сложного профиля.

При крутых залежах потери и разубоживание образуются из-за несовпадения углов падения контакта залежи и откоса уступа. В этих условиях теряемое полезное ископаемое и примешиваемые породы на отдельно разрабатываемых контактах образуют в сечении треугольники. Учёт потерь и разубоживания полезных ископаемых обязателен для всех горнодобывающих предприятий. Он служит для оценки качества выполненных работ и контроля за правильным извлечением полезных ископаемых из недр.

Нормирование – это установление рациональных параметров извлечения, учёт – фактическое извлечение полезных ископаемых. При нормировании, по данным эксплуатационной разведки, производится оптимизация параметров технически возможной технологии разработки блока (участка). Определяются фактические объёмы потерянного полезного ископаемого и примешанных пород или забалансовых руд. Сопоставление данных учета с нормативными показателями является первым составным элементом в работе по снижению экономически неоправданных потерь и контролю хозяйственной деятельности горнодобывающего предприятия с точки зрения бережного отношения к использованию природных ресурсов месторождения.

Учёт потерь и разубоживания полезных ископаемых по отработанной в пределах уступа залежи ведётся отдельно по всем пройденным наклонным и разрезным траншеям, с последующим их суммированием по экскаваторному блоку, выемочному участку, уступу и в целом по карьере. При значительных отклонениях значений потерь и разубоживания от нормативных указывается размер вызванного ими убытка.

Потери учитывают по полезному ископаемому и по всем содержащимся в нём полезным компонентам, имеющим промышленное значение, а разубоживание — по количеству пустых пород и забалансовых руд, примешанных в процессе добычи к полезному ископаемому.

Фактические значения потерь и разубоживания полезных ископаемых определяют с необходимой точностью по результатам непосредственных измерений. Если это невозможно или затруднительно, то их можно определять по разности показателей балансовых запасов и товарного полезного ископаемого.

В практике существуют два метода определения потерь и разубоживания, получившие название прямого и косвенного.

Прямой метод определения потерь и разубоживания заключается в непосредственном установлении количества теряемого полезного ископаемого и примешиваемых пород или забалансовых руд. Для этого производят маркшейдерскую съёмку фактических границ участков вскрышных и добычных работ в разрабатываемых приконтактных зонах блоков (участков). Затем наносят результаты съёмки на геолого-маркшейдерские планы и разрезы и рассчитывают количество теряемой руды и примешиваемых пород.

Одним из основных условий применения прямого метода учёта потерь и разубоживания является чёткое оконтуривание рудных тел полезного ископаемого, что достигается в результате обобщения данных геологоразведочных работ и уточнения их во время эксплуатационной разведки.

Объём потерь целиков различного назначения определяется по данным зондировочного бурения одним из известных способов подсчёта запасов в зависимости от конфигурации рудных тел и характера их залегания в массиве горных пород.

Потери взорванного полезного ископаемого, оставленного на рабочих площадках, транспортных путях, в местах перегрузки и складирования, в зависимости от объёма устанавливаются путем замера или тахеометрической съёмки с использованием результатов опробования. Потери оставляемого полезного ископаемого и разубоживание примешиваемых пород в массиве погашенных уступов определяются по элементам залегания рудных тел.

На месторождениях с наклонным и крутым залеганием рудных тел посредством тахеометрической съёмки определяется контур отрабатываемого уступа, который наносится на соответствующие геологические разрезы.

При разработке полого и горизонтально залегающих рудных тел для нахождения количественных показателей потерь и разубоживания наиболее эффективно использовать гипсометрические планы.

При *косвенном методе* потери и разубоживание определяются как разность

между погашенными балансовыми запасами и добытым полезным ископаемым. Косвенный метод не отражает действительного уровня количественных и качественных потерь, потому что при определении балансовых запасов допускается довольно высокая погрешность, влияющая на достоверность результатов. Определение потерь в целом по карьере при низкой их точности не позволяет разработать эффективные мероприятия снижения потерь и разубоживания по отдельным участкам карьера и обеспечить рациональное использование недр.

8.4 Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков

Месторождения руд цветных металлов, имеющие сложное геолого-морфологическое строение и разрабатываемые открытым способом по форме и размерам рудных тел, характеру оруденения и условиям залегания обычно подразделяются на четыре типа. Анализ литературных источников, их теоретическое осмысление показывает, что по характеру расположения рудных образований и их геометрическим параметрам сложноструктурные блоки в общем случае могут быть подразделены лишь на два типа.

I тип – блоки, сложенные из сплошных рудных тел различной формы и размеров с прямолинейными (рис. 8.8, *a*) или криволинейными (рис. 8.8, *б*) контактами с породными прослоями. Контактные линии простираются от одной границы блока до другой. Прямолинейные контакты образуют с горизонтом углы, изменяющиеся от 0 до π . Криволинейные контакты имеют любую пространственную ориентацию и расположение, но взаимно не пересекаются.

II тип – блоки, сложенные из рассредоточенных рудных включений в виде геометрических фигур различной формы и размеров (многоугольники, эллипсы и т.д.) с прямолинейными (рис. 8.8, *в*) или криволинейными (рис. 8.8, *г*) контактами с вмещающими породами. Контактные линии или полностью располагаются внутри блока, или частично пересекают границы блока.

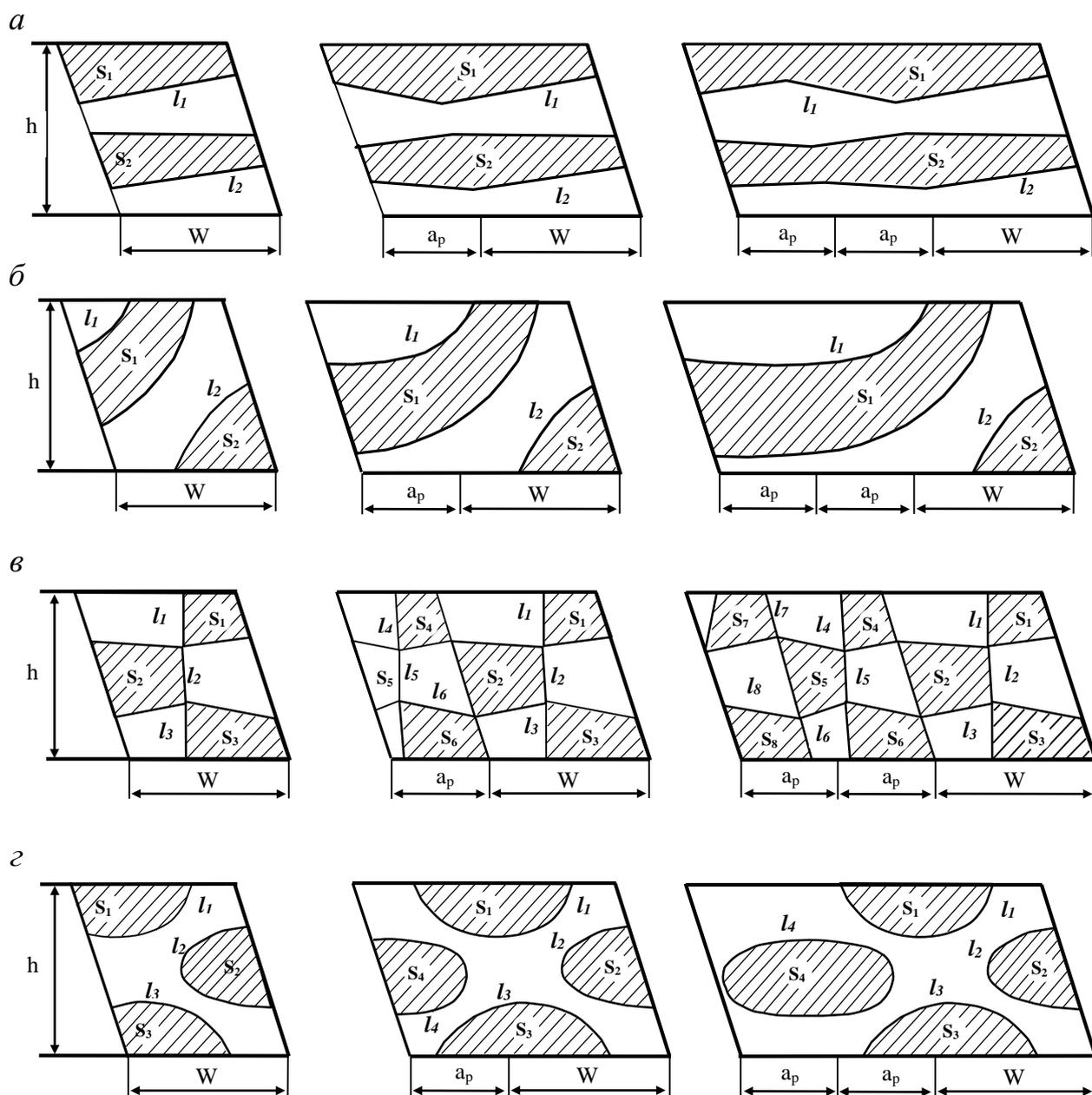


Рис. 8.8. Модели сложноструктурных блоков при однорядном (слева), двухрядном (посередине) и трехрядном расположении скважин (справа)

В частном случае, первый тип сложноструктурных блоков может быть представлен горизонтальными, наклонными или вертикальными пластообразными рудными телами относительно выдержанной мощности (контактные линии параллельны) или линзообразными включениями переменной мощности, между которыми размещаются прослой пустых пород, а второй тип сложных блоков – гнездообразными рудными телами различных размеров.

Типизация сложноструктурных блоков предполагает их упорядочение для

выбора рациональных параметров горных технологий при их селективной разработке и имеет ценность лишь в том случае, если упомянутые каким-то образом будут оценены количественно.

В основу таких методов оценки степени сложности строения месторождения, особенно его отдельных участков или блоков должна быть положена достоверная информация о конфигурации и размерах рудных включений и их взаимном пространственном размещении. При этом искомые технологические характеристики должны взаимоувязывать между собой все выявленные геометрические параметры геолого-морфологического строения блоков.

Только в таком случае они будут объективно отражать естественное состояние изучаемого объекта и способствовать более полному извлечению полезных ископаемых из недр за счет назначения наиболее эффективных технологий буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в условиях конкретных сложноструктурных блоков. В качестве искомым горно-геологических показателей могут быть рассмотрены сравнительно легко измеряемые величины:

- коэффициент рудонасыщенности блока;
- показатель сложности строения блока.

Из приведенной типизации сложноструктурных блоков (рис. 8.8) видно, что они прежде всего характеризуются уровнем насыщенности их полезным ископаемым. Это свойство для рассматриваемого разреза блока может быть оценено коэффициентом рудонасыщенности блока ($k_{рн}$), вычисляемым по формуле:

$$k_{рн} = \sum S_i / S_б , \quad (8.14)$$

где S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока; $S_б$ – площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока.

Число сечений зависит от протяженности сложноструктурного блока. Каждое сечение охватывает зону протяженностью равной, как правило, расстоянию между скважинами в ряду.

Величины S_i легко вычисляются по выделенным разрезам на компьютере с использованием программы Автокад.

На практике открытых горных работ при использовании современной мобильной выемочно-погрузочной техники высота сложноструктурного добычного уступа обычно не превышает – 10 м, а наименьшая ширина заходки по целику составляет – 8-10 м. При взрывном дроблении таких блоков выемка слоя полезного ископаемого мощностью ниже 2,5 м оказывается экономически не выгодной, а порой технически – не возможной. Поэтому нижнее значение рассматриваемого показателя может быть принято равным 0,25, а верхнее значение – 0,75. Это означает, что в большинстве случаев коэффициент рудонасыщенности сложноструктурного блока лежит в пределах 0,25-0,75. Эта характеристика, как относительная величина, распространяется на блоки любых геометрических размеров.

Исходя из изложенного и разумного шага между группами, сложноструктурный блок по степени рудонасыщенности может быть подразделен на:

- более рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,75-0,6$);
- умеренно рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,6-0,4$);
- менее рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,4-0,25$).

Чем менее рудонасыщен блок, тем сложнее его отработка без количественных и качественных потерь. Однако, как показывают расчеты и опыт работы горнорудных предприятий, при одном и том же значении показателя рудонасыщенности достигаются различные конечные результаты по извлечению полезных ископаемых из недр. Определяющими параметрами блока в этом случае выступают размеры площадей отдельных рудных включений и линий их контактов с вмещающими породами в рассматриваемом объеме. Последние служат местом формирования потерь и разубоживания. Соотношение между обсуждаемыми геометрическими размерами рудных включений и характеризует степень сложности структуры блока.

Этот признак может быть оценен коэффициентом сложности геолого-морфологического строения блока ($k_{сл}$), определяемым для рассматриваемого разреза из зависимости:

$$k_{сл} = \sum l_i t / \sum S_i , \quad (8.15)$$

где l_i – длина контактных линий i -го рудного включения с вмещающими породами на

данном разрезе; t – толщина слоя вмещающих пород (или руд), попадающих при экскавации в рудную массу (или в отгружаемую породу); S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока.

Длины контактных линий рудных залежей с вмещающими породами вычисляются по рассматриваемым разрезам на компьютере.

Как видно из равенства (8.15), показатель сложности строения блока ($k_{сл}$) выражает отношение суммарной площади приконтактного слоя примешиваемой породы или теряемой руды в пределах разреза блока к суммарной площади рудных включений в тех же пределах. В зависимости от содержания числителя этот показатель представляет либо потери, либо разубоживание, либо то и другое вместе взятое. Чем меньше сумма площадей рудных включений, тем больше коэффициент сложности геолого-морфологического строения блока и наоборот. Это обстоятельство достаточно полно отражает фактическое состояние дел на практике горных разработок.

Если толщина приконтактного слоя примешиваемой породы или теряемой руды для всех рудных включений величина постоянная, то ее можно вынести за знак суммы. Тогда количественные и качественные потери будут пропорциональны отношению сумм длин контактных линий к суммарной площади рудных включений на данном разрезе блока.

Как видно, коэффициент пропорциональности зависит от толщины слоя. Расчеты показывают, что для сложноструктурных месторождений рассматриваемый критерий при значении t , равном 0,25 м (десятой части наименьшей мощности рудного слоя), колеблется от 0,15 до 0,25. Причем, чем больше $k_{сл}$, тем сложнее структура блока и тем больше источник потерь. Основываясь на этом положении разнородный рудный блок по характеру строения можно разделить на:

- сложноструктурный ($k_{сл} \leq 0,15$);
- более сложноструктурный ($k_{сл} \geq 0,16$).

При значении этой характеристики, превышающем 0,25 селективная выемка полезного ископаемого по экономическим соображениям становится весьма проблематичной, так как текущие потери (разубоживание) достигают больших

размеров.

Для наглядного представления структуры сложных блоков определим численные значения предлагаемых горно-геологических показателей для модельных блоков, приведенных на рис. 8.8 (см. табл. 8.3). Представим, что они изображают

Таблица 8.3.

Горно-геологические характеристики модельных сложноструктурных блоков в массиве

Параметры	Блоки			
	а	б	в	г
При однорядном расположении скважин				
$S_{\text{бл}}$	180			
$\sum S_i (\sum l_i)$	88,4 (36,7)	83,8 (32)	86 (39,5)	108 (38,2)
$\sum l_i / \sum S_i$	0,42	0,38	0,46	0,35
$S_1 (l_1)$	43 (12,2)	51,8 (20)	15,8 (10)	42,9 (11)
$S_2 (l_2)$	45,4 (24,5)	32 (12)	37,7 (17,5)	33,4 (15,5)
$S_3 (l_3)$			32,5 (12)	31,7 (11,7)
$K_{\text{рп}}$	0,49	0,47	0,48	0,6
$K_{\text{сл}}$	0,1	0,1	0,12	0,09
При двухрядном расположении скважин				
$S_{\text{бл}}$	292,5			
$\sum S_i (\sum l_i)$	165 (59,7)	130,4 (47,5)	140,2 (86,2)	170,1 (67)
$\sum l_i / \sum S_i$	0,36	0,36	0,61	0,39
$S_1 (l_1)$	87,9 (20,5)	98,4 (35,5)	15,8 (10)	55,5 (17)
$S_2 (l_2)$	77,1 (39,2)	32 (12)	37,7 (24,7)	33,4 (15,5)
$S_3 (l_3)$			32,5 (12)	47,1 (18)
$S_4 (l_4)$			15,5 (13,5)	34,1 (16,5)
$S_5 (l_5)$			13,3 (10,5)	
$S_6 (l_6)$			25,4 (15,5)	
$K_{\text{рп}}$	0,56	0,45	0,48	0,58
$K_{\text{сл}}$	0,09	0,09	0,15	0,1
При трехрядном расположении скважин				
$S_{\text{бл}}$	405			
$\sum S_i (\sum l_i)$	212,9 (81,2)	192,5 (62)	190,4 (116,4)	207,2 (84)
$\sum l_i / \sum S_i$	0,38	0,32	0,61	0,41
$S_1 (l_1)$	114 (27)	160,5 (50)	15,8 (10)	55,5 (17)
$S_2 (l_2)$	98,9 (54,2)	32 (12)	37,7 (24,5)	33,4 (15,5)
$S_3 (l_3)$			32,5 (12)	47,1 (18)
$S_4 (l_4)$			15,5 (13,5)	71,2 (33,5)
$S_5 (l_5)$			25,3 (21,2)	
$S_6 (l_6)$			25,4 (15,5)	
$S_7 (l_7)$			16,9 (15)	
$S_8 (l_8)$			21,3 (10)	
$K_{\text{рп}}$	0,53	0,48	0,47	0,51
$K_{\text{сл}}$	0,09	0,08	0,15	0,1

поперечные разрезы пятнадцатиметровых сложноструктурных уступов. Ширина блока, соответствующего однорядному расположению скважин, составляет 12м, соответствующего двухрядному расположению скважин – 19,5м и соответствующего

трехрядному расположению скважин – 27м. Численные значения рудных включений обозначены через S_i , контактных (оконтуривающих) линий с вмещающими породами – l_i . Эти данные и их суммы сведены в табл. 8.3. Геометрические параметры рудных включений устанавливаются по данным проб взрывных скважин или геофизическим или другими методами. На разрезах, как отмечено выше, они вычисляются с использованием программы Автокад.

Горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков при известных S_b , S_i , l_i вычисляются по формулам (8.14), (8.15). Их значения для модельных блоков приведены в табл. 8.3.

Из анализа данных табл.8.3 видно, что рассматриваемые разнородные рудные блоки обоих типов представляются умеренно рудонасыщенными ($k_{рн}=0,45-0,6$) и сложноструктурными ($k_{сл}=0,08-0,15$). Коэффициент сложности геолого-морфологического строения $k_{сл}$ при постоянном значений t действительно пропорционален отношению l_p/S_p . Блоки группы «в» II типа имеют относительно большее значение ($k_{сл} = 0,12 - 0,15$), чем блоки I типа ($k_{сл}=0,08-0,1$) и группы «г» ($k_{сл}=0,09-0,1$). Это обстоятельство предопределяет более высокий уровень количественных и качественных потерь полезного ископаемого в блоках группы «в» II типа, что является вполне естественным.

С точки зрения изменения сложности геолого-морфологического строения рудных блоков количество рядов расположения скважин не имеет геотехнологического значения. Так, в блоке «а» во всех случаях $k_{сл}=0,09-0,1$, в блоке «б» $k_{сл}=0,08-0,1$, в блоке «в» $k_{сл}=0,12-0,15$, в блоке «г» $k_{сл}=0,09-0,1$.

Предлагаемый критерий сложности геолого-морфологического строения блока $k_{сл}$ служит основанием для принятия решения о селективной выемке разнородных рудных включений и назначения параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выемки руд из сложных блоков.

8.5. Показатели сложности строения и отработки разнородных блоков

Основные требования, предъявляемые к буровзрывным работам в условиях

разработки сложноструктурных месторождений, сводятся к следующему:

а) обеспечение наименьшего перемешивания в процессе взрывного дробления различных сортов руды между собой и с пустыми породами;

б) придание рудному телу (включениям) формы, удобной для обособленной выемки с наименьшими потерями;

в) качественное и равномерное дробление пород, которое оказывает решающее влияние не только на производительность, надежность и экономичность работы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и предопределяет объем и качество сложной селекции.

Достижение хорошего качества дробления способствует расширению области применения различных приемов экскаваторной селекции.

Идеальным вариантом, отвечающим этим требованиям, являлось бы разделение пород по видам в процессе взрывания. В этом случае можно было бы вести валовую выемку и погрузку пород. Однако области применения этого варианта сильно ограничены. Это связано с тем, что, во-первых, границы между различными видами пород визуально неразличимы, и они должны быть установлены точно; во-вторых, он применим для забоя, состоящего из параллельных наклонных слоев. При этом мощность отбиваемого слоя должна соответствовать техническим возможностям имеющейся на руднике буровой техники; в-третьих, в пределах карьерного поля выдержанное направление рудных тел практически не встречается. В большинстве случаев раздельное взрывание забоев практически не осуществимо.

Поэтому на современном уровне развития горной техники и технологий разработку сложноструктурных забоев целесообразно вести при валовом взрывании блока с дальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого. Области применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

Принято, что при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемешивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча

с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемешиваемости отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их раздельной выемки не приводятся.

Б.П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев, Б.П. Юматов в качестве основного фактора, определяющего выход несмешанных разновидностей, принимали ширину развала пород. Действительно, для забоев с горизонтальными слоями, длина контакта руды с породой в развале прослеживается по всей его длине и косвенно это может служить мерой перемешанности руды с породой. Вместе с тем для забоев других типов ширина развала не может служить объективной характеристикой изменения формы рудного тела после взрыва.

Для оценки искажения формы и размеров рудного тела после взрыва Е. Г. Баранов и И. А. Тангаев предложили ввести так называемый коэффициент искажения, который равен отношению приращения площади контакта после взрыва к площади его до взрыва. Однако этот коэффициент не учитывает всего разнообразия элементов залегания рудных тел в развале и условий их селективной выемки.

Поэтому в качестве характеристики сложности структуры развала и отработки разнородных забоев должен служить обобщенный параметр, комплексно учитывающий:

- направление контакта между полезным ископаемым и пустыми породами в развале;
- число прослоев полезного ископаемого или пустых пород;
- относительную мощность рудного или породного включения;
- рабочие параметры экскаватора.

Для учета влияния этих элементов на искомый параметр на основе разработанных схем размещения фиксированных частей уступа в развале рассмотрены ожидаемые положения рудных тел после взрыва для основных типов сложных блоков (см. рис. 8.8) при однорядном, двухрядном, трехрядном расположении скважин и их взрывании на свободную поверхность и с подпорной стенкой.

Схемы расположения отдельных слоев (включений) руды и породы в развале при двухрядном, трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) на свободную

поверхность и с подпорной стенкой для сложноструктурных блоков «а», «б» приведены на рис. 8.9, для сложноструктурных блоков «в», «г» - на рис. 8.10. Высота уступа $h = 15$ м, $W = 12$ м, $a_p = 7,5$ м, масса заряда ВВ в скважине 450 кг, схема взрывания порядная, время замедления 35 – мсек, ширина подпорной стенки 8-10 м.

С использованием геометрических размеров отдельных видов пород (руды) в развале по формулам (8.14), (8.15) найдены горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков после взрыва: коэффициент рудонасыщенности блока (k'_{pi}) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$). Численные значения технологических характеристик строения сложноструктурных блоков в развале сведены в таблицу 8.4. Здесь же даны отношения технологических показателей сложностей строения блоков в развале к таковым в массиве ($k_{и} = k'_{сл}/k_{сл}$). Сопоставление данных табл. 8.3 и 8.4 показывает, что коэффициент рудоносности в развале практически не претерпевает изменений ($k'_{pi} = 0,44 - 0,58$), а коэффициент сложности геолого-морфологического строения блоков заметно увеличивается в блоках «а» и «г». Коэффициент изменения положения рудных тел ($k_{и}$) для различных условий взрывания лежит в пределах 0,87-1,55, достигая наибольшего значения при однорядном взрывании блока «а», а наименьшего значения – при трехрядном взрывании блоков «б» и «в». С увеличением числа рядов скважин эта величина во всех случаях уменьшается, что указывает на меньшую трансформацию сложных блоков при многорядном взрывании.

Однако по величине $k_{и}$ трудно судить о количественной мере потерь и разубоживания при экскавации сложноструктурных блоков. Поэтому возникает необходимость в разработке соответствующего критерия оценки.

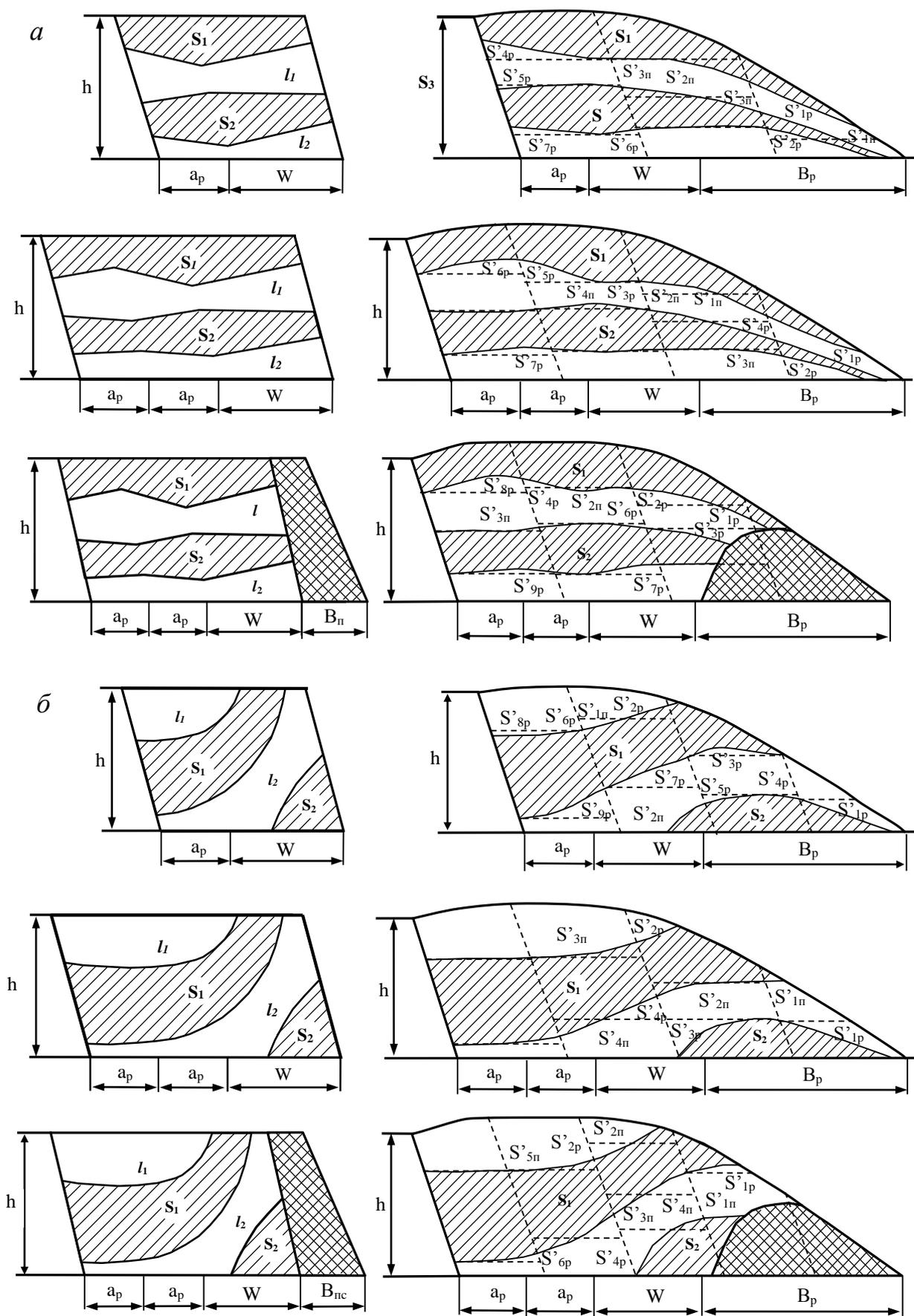


Рис. 8.9. Расположение разнородных пород сложноструктурных блоков «а», «б» в развале

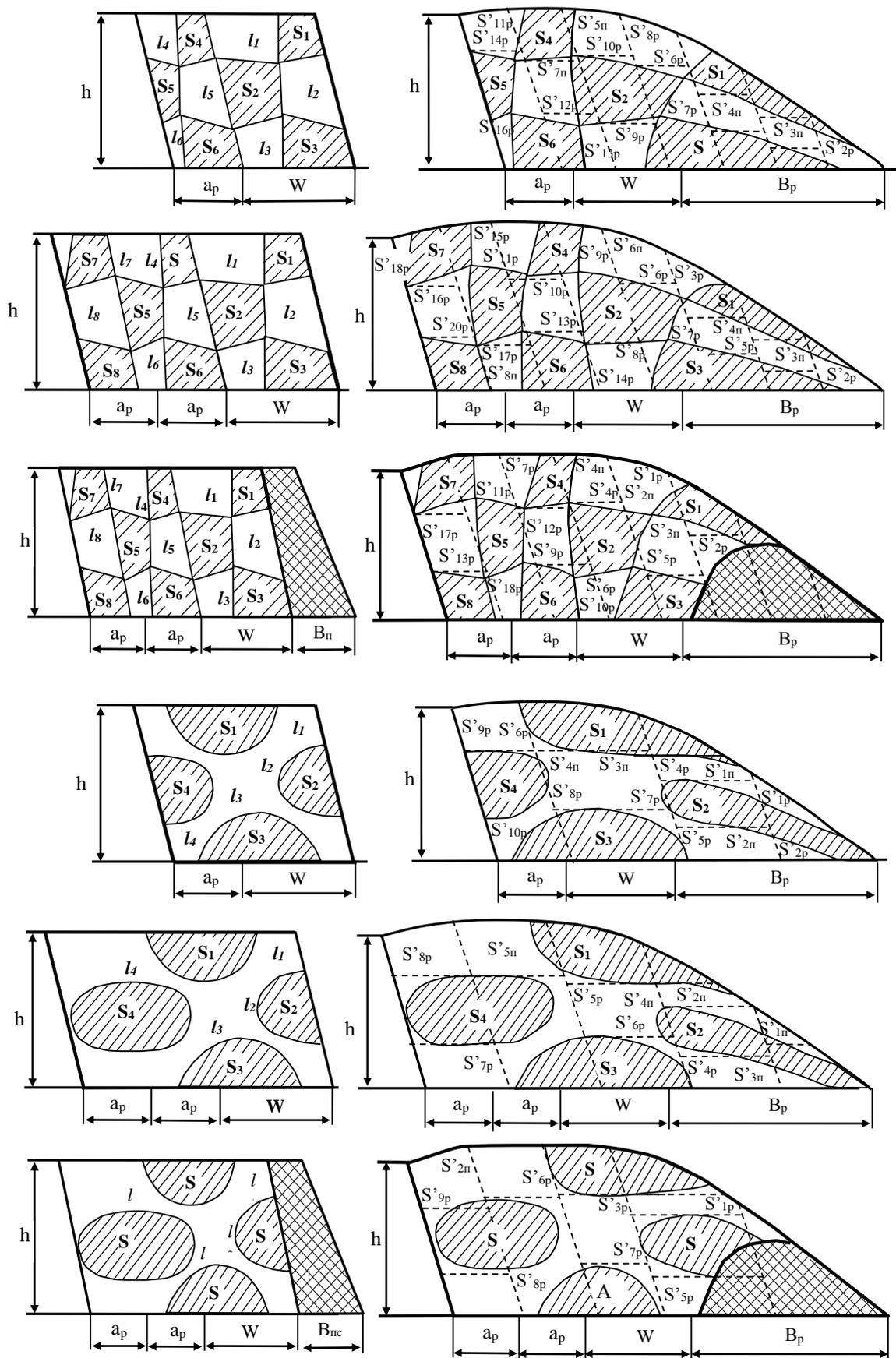


Рис. 8.10. Расположение разнородных пород сложноструктурных блоков «6», «2» в развале

В качестве характеристики сложности строения и отработки разнородных рудных забоев могут быть рассмотрены следующие показатели:

1. Показатель степени перемешиваемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва:

$$\Phi_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S'_{pj}}, \quad t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i}, \quad (8.16)$$

где t' — мощность породного слоя в развале, попадающего в руду, или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрывания; l'_i — длина i -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном разрезе развала; S'_{pj} — площадь j -го рудного тела в данном разрезе развала; k_p — коэффициент разрыхления; t — мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнородных пород при взрыве, для обычных условий взрывания $t \approx 0,15$ м; l_i — длина i -го контакта в разрезе массива.

3. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшом экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами ковша экскаватора согласно выражению

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}}. \quad (8.17)$$

Здесь b_k — ширина ковша экскаватора, обычно $b_k = 1,07 \sqrt[3]{E}$, β_i — угол наклона элементарного контакта в развале; h'_i — разность ординат вершин треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, где $\alpha = \beta$, $\beta = 0$, $\Phi_2 = 0$ (α — угол устойчивого откоса забоя).

Второй показатель включает в себя первый и для всех рассмотренных случаев $\Phi_2 > \Phi_1$. Следовательно, роль механического перемешивания разнородных пород под действием взрыва в формировании потерь и разубоживания не так уж велика, как это считалось до настоящего времени. Перемешивание отмечается в «облицовочных» слоях, мощность которых в обычных условиях не превышает 2,0-2,5 м.

Таблица 8.4.

Технологические характеристики сложноструктурных блоков в развале

Параметры	Блоки			
	а	б	в	г
<i>I</i>	2	3	4	5
При однорядном взрывании				
$S'_{\text{бл}}$	298,4			
$S'_p (l'_p)$	158,2 (97)	144,1 (58)	147,4 (76,8)	155,1 (74,5)
l'_p / S'_p	0,61	0,4	0,52	0,48
$S'_1 (l'_1)$	85,2 (32)	89,4 (31,5)	35,1 (21,5)	57,5 (18,5)
$S'_2 (l'_2)$	73 (65)	54,7 (26,5)	57 (30,3)	53,3 (40,5)
$S'_3 (l'_3)$			55,3 (25)	44,3 (15,5)
$k'_{\text{рн}}$	0,53	0,48	0,49	0,52
$k'_{\text{сл}}$	0,15	0,1	0,13	0,12
$k_{\text{н}}$	1,5	1,05	1,08	1,33
При двухрядном взрывании				
$S'_{\text{бл}}$	452,9			
$S'_p (l'_p)$	233 (125,5)	220,5 (68)	234,2 (127)	259,5 (113)
l'_p / S'_p	0,54	0,31	0,54	0,44
$S'_1 (l'_1)$	119,7 (42)	162 (42)	36,7 (24)	72,4 (27)
$S'_2 (l'_2)$	113,3 (83,5)	58,5 (26)	56,2 (33)	66,6 (43)
$S'_3 (l'_3)$			58,2 (26)	75,5 (23,5)
$S_4 (l_4)$			28,1 (16)	45 (19,5)
$S_5 (l_5)$			20 (11)	
$S_6 (l_6)$			35 (17)	
$k'_{\text{рн}}$	0,51	0,49	0,52	0,57
$k'_{\text{сл}}$	0,14	0,08	0,14	0,11
$k_{\text{н}}$	1,55	0,9	0,93	1,12
При трехрядном КЗВ на свободную поверхность				
$S'_{\text{бл}}$	618,5			
$S'_p (l'_p)$	355,8 (148,5)	309,8 (90,5)	313 (168)	287,2 (132)
l'_p / S'_p	0,42	0,29	0,54	0,46
$S'_1 (l'_1)$	233,8 (51)	247,5 (65,5)	34,7 (25)	66,2 (25,5)
$S'_2 (l'_2)$	122 (97,5)	62,3 (25)	60,2 (33)	62,3 (43)
$S'_3 (l'_3)$			59,1 (25)	68,9 (23,5)
$S_4 (l_4)$			27,7 (16)	89,8 (40)
$S_5 (l_5)$			39,7 (25)	
$S_6 (l_6)$			37,1 (17)	
$S_7 (l_7)$			28,7 (16,5)	
$S_8 (l_8)$			25,8 (10,5)	
$k'_{\text{рн}}$	0,58	0,5	0,51	0,46
$k'_{\text{сл}}$	0,11	0,07	0,14	0,12
$k_{\text{н}}$	1,16	0,87	0,87	1,2

Продолжение таблицы 8.4.

<i>I</i>	2	3	4	5
При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой				
$S'_{\text{бл}}$	656,2 (566,2)			
$S'_{\text{пс}}$	90			

$S'_p (l'_p)$	306,8 (106,5)	261,2 (76)	276,3 (146)	248,2 (109,3)
l'_p / S'_p	0,35	0,29	0,53	0,44
$S'_1 (l'_1)$	179 (41)	218,8 (61,5)	33,3 (17)	60,5 (26,8)
$S'_2 (l'_2)$	127,8 (65,5)	42,4 (14,5)	51 (30)	46,6 (25,5)
$S'_3 (l'_3)$			44,7 (14,5)	51,5 (19,5)
$S_4 (l_4)$			23,9 (16)	89,6 (37,5)
$S_5 (l_5)$			34 (24,5)	
$S_6 (l_6)$			33,8 (16,5)	
$S_7 (l_7)$			29,8 (17)	
$S_8 (l_8)$			25,8 (10,5)	
$k'_{рп}$	0,54	0,46	0,49	0,44
$k'_{сл}$	0,09	0,07	0,13	0,11
$k_{п}$	1,00	0,87	0,87	1,1

Общий объем потерь и перемешиваемости на контакте руды с породой может быть определен из разрезов развала путем непосредственных измерений.

Общий показатель потерь, представляющий собой относительную суммарную площадь рудных тел, попадающую в породу, определяется из соотношения:

$$\Phi_{п} = \frac{\sum S'_{кп}}{\sum S'_{рj}}, \quad (8.18),$$

где $S'_{кп}$ - площадь k-го участка руды в развале, попадающая в породу; $S'_{рj}$ - площадь j-го вынимаемого рудного слоя из развала.

Общий показатель разубоживания, представляющий собой относительную суммарную площадь пустых пород, попадающую в рудную массу определяется из соотношения:

$$\Phi_{р} = \frac{\sum S'_{кп}}{\sum S'_{рj}}, \quad (8.19)$$

где $S'_{кп}$ - площадь k-го участка породы в развале, попадающая в руду.

Значения $S'_{кп}$ и $S'_{кп}$ определяются для каждой экскаваторной заходки отдельно, затем суммируются для блока в целом. При этом развал породы разбивается на экскаваторные заходки, ширина которой зависит от сложности структуры забоя. Максимальное число заходов принято для блока «в» (N=8) при трехрядном взрывании, минимальное (N=3) – при однорядном взрывании блоков. В свою очередь, экскаваторные ленты по высоте разбивались на 2-4 слоя (см. рис. 8.9 и 8.10).

Вычисленные таким образом значения $\sum S'_{kn}$, $\sum S'_{kp}$, Φ_{Π} и Φ_{P} для каждого блока при однорядном (I), двухрядном (II), трехрядном КЗВ на сводную поверхность (III) и на подпорную стенку (IV) приведены в табл. 8.5.

Таблица 8.5.

Показатели потерь и разубоживания сложноструктурных блоков

Показатели	Варианты	Блоки			
		а	б	в	г
$\sum S'_{kn}$ $\sum S'_{kp}$ Φ_{Π} Φ_{P}	I	8,46 13,92 0,053 0,088	13,16 35,71 0,091 0,248	30,7 27 0,209 0,183	2,44 37,85 0,016 0,244
$\sum S'_{kn}$ $\sum S'_{kp}$ Φ_{Π} Φ_{P}	II	15,86 42,84 0,068 0,184	13,35 49,89 0,061 0,226	17,1 80,15 0,073 0,342	6,84 53,74 0,026 0,207
$\sum S'_{kn}$ $\sum S'_{kp}$ Φ_{Π} Φ_{P}	III	4,58 55,8 0,013 0,157	14,5 49,57 0,047 0,16	22,87 106,1 0,073 0,339	18,14 68,91 0,063 0,24
$\sum S'_{kn}$ $\sum S'_{kp}$ Φ_{Π} Φ_{P}	IV	4,35 48,08 0,014 0,157	24,8 32,35 0,095 0,124	20,52 88,5 0,074 0,32	3,19 67,27 0,013 0,271

Как видно, наименьшие потери достигаются в блоке «г» (варианты I, IV), в блоке «а» (варианты III, IV), наименьшее разубоживание в блоке «а» (вариант I). Наихудшие результаты по потерям и разубоживанию характерны для блока «в», где показатель разубоживания достигает величины 34%. Причем здесь предусмотрена выемка разнородных пород гидравлическим экскаватором, а при использовании мехлопаты целесообразность отработки блока «в» вообще становится проблематичной.

Показатели сложности отработки разнородных слоев Φ_{Π} и Φ_{P} могут служить в качестве объективной количественной характеристики степени полноты и чистоты отделения полезного ископаемого при разработке сложноструктурных

месторождений. Чем меньше $\Phi_{п}$ и $\Phi_{р}$, тем меньше количественные и качественные потери руды. Они позволяют прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложить наивыгоднейшие схемы отработки сложноструктурных блоков.

Контрольные вопросы:

1. Какие виды потерь полезного ископаемого знаете?
2. Как определяется разубоживание полезного ископаемого?
3. Какие существуют источники потерь и разубоживания полезного ископаемого?
4. Какие существуют типы сложноструктурных блоков?
5. Какими показателями оцениваются технологические характеристики сложноструктурных блоков и как они определяются?
6. Какие факторы влияют на структуру сложноструктурных блоков в развале?
7. Какими показателями оцениваются характеристики сложности строения и отработки сложноструктурных рудных блоков?
8. Какие технологические приемы сокращения потерь и разубоживания полезного ископаемого знаете?

9. РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА И ВЗАИМОСВЯЗЬ ЕЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ

9.1. Основные параметры рабочей зоны карьера

Под рабочей зоной, обычно, понимается та часть поверхности карьера, в которой в данный период эксплуатации месторождения выполняются основные технологические процессы открытых горных работ. «Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме поверхность, имеющую разнообразную пространственную конфигурацию и различное по времени положение в пространстве карьерного поля».

На самом деле, рабочая зона карьера по смыслу и сути является объемной

геометрической фигурой, т.к. в ней ведутся горные работы, формируются вскрытые и готовые к выемке запасы горной массы. Упомянутые могут совершаться только в пространстве. В связи с отмеченным возникает необходимость в уточнении определения рабочей зоны и разработке аналитических методов расчета ее параметров.

Исходя из существа горных разработок, под рабочей зоной следует понимать ту часть карьерного поля, в которой в рассматриваемый момент времени ведутся или намечаются горно-подготовительные, вскрышные и добычные работы. С развитием горных работ в пространстве и времени эта часть карьера находится в постоянном движении и изменении вплоть до постановки рабочих уступов последовательно в промежуточное или предельное положение. Так, при сплошных продольной и поперечной подсистемах разработки (в идеальном исполнении) рабочая зона совершает плоскопараллельное движение, при углубочной системе разработки (центральная часть карьера – прямоугольный параллелепипед) - аналогичное движение, но с регулярным скачкообразным опусканием на высоту очередного вскрываемого горизонта.

В общем случае рабочая зона представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме часть карьерного поля с течением времени. Она ограничена от выработанного пространства рабочим бортом и верхней площадкой первого рабочего уступа шириной, равной ширине заходки по целику, от карьерного поля в направлении развития горных работ текущим контуром, от невскрытых или нерабочих нижних горизонтов плоскостью основания нижнего рабочего уступа, а по флангам – боковыми гранями (рис. 9.1).

Рабочий борт карьера – совокупность наклонных поверхностей откосов уступов и горизонтальных поверхностей рабочих площадок. Он совместно с верхней площадкой первого уступа образует открытую поверхность рабочей зоны. Текущий контур рабочей зоны – это плоскость, проведенная через тыльную сторону верхней площадки первого рабочего уступа, параллельно борту карьера в предельном положении. Боковые грани рабочей зоны - совокупность нормальных плоскостей, проведенных по концам длины фронта каждого уступа.

Основными параметрами рабочей зоны являются: высота, ширина, угол откоса рабочего борта карьера, длина фронта каждого уступа, площадь рабочей площадки, проекция рабочего борта на горизонтальную плоскость и объем породы в ней в данный момент времени (рис.9.1).

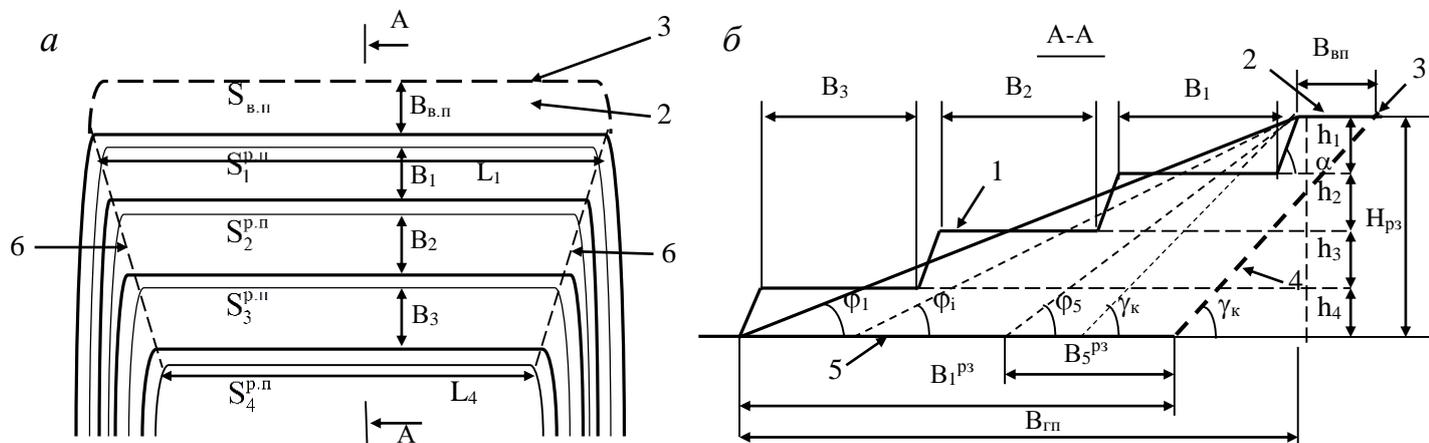


Рис. 9.1. Рабочая зона карьера в плане (а) и увеличенный разрез рабочей зоны

по А-А (б):

1 – рабочий борт, 2 – верхняя площадка первого рабочего уступа, 3 – тыльная сторона верхней площадки первого рабочего уступа, 4 – текущий контур, 5 – основание и 6 – боковые грани рабочей зоны

При современном уровне использования компьютерной техники вычисление площадей и объемов горных выработок в рабочей зоне не представляет трудностей. Однако для обстоятельного анализа текущего и перспективного состояния горных работ в карьере нужно располагать математической моделью рабочей зоны. В этих целях последнюю по ее длине следует разбить (поперечными разрезами) на несколько (m) характерных элементарных участков и для каждого выделенного g -го участка на его поперечном сечении вычислить интересующие величины. Далее в зависимости от характера задачи путем их усреднения или суммирования можно найти искомые параметры рабочей зоны в целом.

Таким образом, расчетные формулы, приведенные ниже, относятся к g -му участку

рабочей зоны. Для упрощения записи индекс «g» в них опущен.

Известно, что высота рабочей зоны (H_{pz}) равняется сумме высот (h_μ) действующих (n) уступов, составляющих эту зону, т.е.:

$$H_{pz} = \sum_{\mu=1}^n h_\mu . \quad (9.1)$$

Все остальные искомые параметры рабочей зоны при известной H_{pz} являются функциями угла откоса рабочего борта карьера.

Последний показатель обычно определяется углом наклона линии, соединяющей нижнюю бровку нижнего и верхнюю бровку верхнего рабочих уступов, к горизонту. Этот угол для i -го положения поверхности рабочей зоны вычисляется по зависимости:

$$\operatorname{tg}\varphi_i = \sum_{\mu=1}^n h_\mu / \left(\sum_{\mu=1}^{n-1} B_\mu + \sum_{\mu=1}^n h_\mu \operatorname{ctg}\alpha_\mu \right), \quad (9.2)$$

где B_μ – ширина рабочей площадки на μ -м уступе; α_μ – угол откоса μ -го уступа.

Знаменатель выражения (9.2) представляет проекцию рабочего борта на горизонтальную плоскость, т.е.:

$$B_{гп} = \left(\sum_{\mu=1}^{n-1} B_\mu + \sum_{\mu=1}^n h_\mu \operatorname{ctg}\alpha_\mu \right). \quad (9.3)$$

Ширина рабочей зоны – расстояние между точками пересечения линий откосов рабочего борта и текущего контура рабочей зоны с плоскостью основания нижнего уступа на g -ом участке определяется по формуле (рис. 9.1, б):

$$B_i^{pz} = H_{pz} (\operatorname{ctg}\varphi_i - \operatorname{ctg}\gamma_k) + B_{вп} , \quad (9.4)$$

где γ_k – угол откоса борта карьера в предельном положении; $B_{вп}$ – ширина верхней площадки первого рабочего уступа.

Площадь поперечного сечения рабочей зоны, представляющая объем породы элементарного участка g рабочей зоны для i -го положения поверхности рабочей зоны, с достаточной точностью может быть найдена из выражения (рис. 9.1, б):

$$S_i = \frac{1}{2} H_{pz}^2 (\operatorname{ctg} \varphi_i - \operatorname{ctg} \gamma_k) + H_{pz} \cdot B_{вп}, \quad (9.5)$$

или

$$S_i = \frac{1}{2} H_{pz}^i (B_{pz}^i + B_{вп}).$$

В положении рабочей зоны, представленном на рис. 9.1, б, площади треугольников нижних трех уступов, выходящие за пределы контура рабочей зоны, компенсируют недостающие площади верхних трех уступов, которые уже учтены при вычислении объема рабочей зоны по формуле (9.4). Суммарные площади упомянутых треугольников практически равновелики. Такая закономерность справедлива для любого числа рабочих уступов, что подтверждает обоснованность зависимости (9.5). Правомочность указанного соотношения может быть доказана и непосредственными измерениями. При этом площадь поперечного сечения g -го участка рабочей зоны S_i вычисляется путем суммирования площадей разрезов уступов, входящих в рабочую зону.

Объем породы в рабочей зоне карьера определяется как сумма объемов пород ее различных участков, т.е.

$$V_{pz} = \sum_{g=1}^m S_{gi} \cdot l_g, \quad (9.6)$$

где S_{gi} есть S_i ; l_g – длина g -го участка рабочей зоны.

9.2. Влияние параметров рабочей зоны на изменение объема пород

В процессе деятельности карьера ширина рабочих площадок, иногда и высота уступов претерпевают некоторые изменения. Это диктуется рабочими

параметрами принятого выемочно-погрузочного оборудования и связанной с ним технологией открытых разработок, что вызывает соответствующие колебания углов откосов рабочего борта.

Например, вследствие использования различного комплекса выемочно-погрузочного и транспортного оборудования (изменения ширины рабочих площадок) угол откоса рабочего борта карьера может изменяться от φ_i до φ_n . На рис. 9.1, б, φ_1 обозначает минимальное, а φ_5 – максимальное значение этого угла. Объем пород в рабочей зоне на элементарного участка g (m^2) в зависимости от угла φ_i вычисляется по формуле (9.5).

Изменение указанного объема пород между фиксированными положениями поверхности рабочей зоны, определяемыми соответствующими значениями углов откосов рабочего борта карьера, выражается разностью их площадей. Искомое изменение объема между двумя любыми i -тым и j -тым ($j = i + 1, \dots, n$) положениями поверхности рабочей зоны может быть определено по формуле:

$$\Delta S_{i,j} = \frac{1}{2} H_{пз}^2 (ctg \varphi_i - ctg \varphi_j). \quad (9.7)$$

По аналогии с выражением (9.6) можно вычислить ΔV_{ij} для всей рабочей зоны.

Совокупность зависимостей (9.2) - (9.7) позволяет рассчитать текущие параметры рабочей зоны и оценивать состояние горных работ в любой момент времени. В целях иллюстрации такой возможности по выражениям (6.4) - (6.8) выполнены соответствующие вычисления для рабочей зоны, состоящей из четырех 15 метровых уступов. Их результаты сведены в табл. 9.1. При расчетах ширина заходки по целику принята равной 25 м, угол откоса уступа равным 65° , угол откоса борта карьера в предельном положении – равным 40° , угол откоса рабочего борта изменялся от 12° до 24° . Здесь же приведены значения $ctg \varphi_i$ ($\varphi_i = 12^\circ, 15^\circ, 18^\circ, 21^\circ, 24^\circ$) и ширины рабочей площадки на каждом уступе.

Как видно из табл. 9.1, при пошаговом увеличении угла откоса рабочего борта на 3° градуса сокращение рассматриваемого объема пород относительно первоначального положения, определяемого значением $\varphi_1 = 12^\circ$, составляет соответственно 1751,4; 2928,6; 3780; 4426,2 m^3 . Если объем пород в

Таблица 9.1.

Изменение объемов пород элементарного участка рабочей зоны (m^2)
в зависимости от φ_i

ctg φ_i	$V_i^{пз}$	V_{μ}	S_i	$\Delta S_{1,2}$	$\Delta S_{1,3}$	$\Delta S_{1,4}$	$\Delta S_{1,5}$
4,705	235,78	84,76	7824	1751,4	2928,6	3780	4426,2
3,732	177,42	65,31	6072,6	$\Delta S_{2,3}$	$\Delta S_{2,4}$	$\Delta S_{2,5}$	
3,078	138,16	52,22	4895,4	1177,2	2028,6	2674,8	
2,605	109,78	42,76	4044	$\Delta S_{3,4}$	$\Delta S_{3,5}$	$\Delta S_{4,5}$	
2,246	88,24	35,58	3397,8	851,4	1497,6	646,2	

первоначальном положении равняется $7824 m^2$, то в последнем положении поверхности рабочей зоны ($\varphi_5=24^0$) он достигает величины $3397,8 m^2$, т.е. уменьшается в 2,3 раза. Вместе с тем интенсивность сокращения объема с каждым последующим положением поверхности рабочей зоны снижается и через некоторое время она становится несущественной.

Для анализа текущего состояния вскрышных работ на карьере все рассматриваемые уступы рабочей зоны представим состоящими из вскрышных пород. Объем вскрытых запасов полезного ископаемого на нижележащих добычных уступах для каждого i -го положения поверхности общей рабочей зоны - фиксированный. Пусть этот объем g -го элементарного участка рабочей зоны (m^2) на добычных уступах будет равным $S_{\text{пи}}$. Тогда условный текущий коэффициент вскрыши (так назван коэффициент вследствие того, что он характеризует соотношение вскрытых запасов) составит:

$$k_{\text{ут}} = S_i / S_{\text{пи}} \quad (9.8)$$

При анализе состояния горных работ в рабочей зоне можно ограничиться рассмотрением значений относительного условного текущего коэффициента вскрыши. В этих целях, принимая $S_{\text{пи}}$, например, равной $3397,8 m^2$, т.е. минимальной величине площади S_i , вычислим искомый коэффициент $\bar{k}_{\text{ут}}$ для различного положения поверхности рабочей зоны с использованием данных табл. 9.1. График зависимости такого коэффициента от значений φ_i представлен на рис. 9.2.

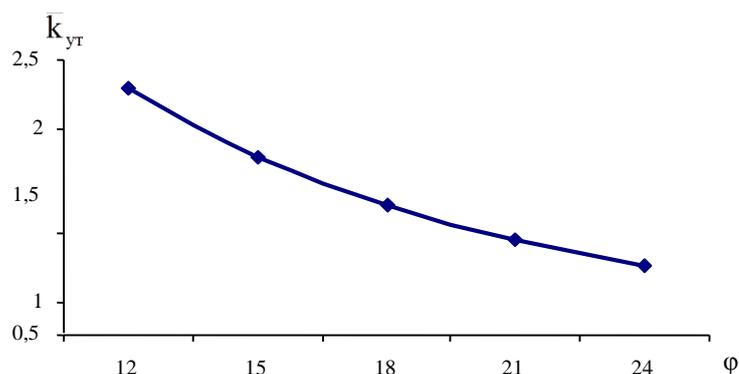


Рис. 9.2. График зависимости коэффициента $\bar{k}_{ут}$ от значения φ

Как видно из графика $\bar{k}_{ут} = f(\varphi)$, с изменением угла откоса рабочего борта карьера с 12° до 24° значение исследуемой величины уменьшается с 2,3 до 1, т.е. сокращается в 2,3 раза. При формировании вскрышной рабочей зоны с углом откоса рабочего борта в 21° условный текущий коэффициент вскрыши по сравнению с распространенным на практике положением ($\varphi=12^\circ$) уменьшается в 1,93 раза.

График зависимости $\bar{k}_{ут} = f(\varphi)$ в явной форме иллюстрирует, что с увеличением угла откоса рабочего борта до 24° интенсивно уменьшается текущий объем вскрыши. Однако дальнейшее снижение вскрыши не значительное.

Закономерность (9.8) указывает на чрезвычайную актуальность поиска таких технологий и технических средств, которые обеспечивают угол откоса рабочего борта карьера в пределах $21-24^\circ$ против преимущественно распространенного на практике их значения в 12° . Это приводит к сокращению объема вскрышных работ на 15 и 20 метровых уступах в период эксплуатации в 2,0-2,3 раза.

Изложенный подход существенно облегчает теоретический анализ, не нанося ущерба качеству результатов. Поэтому он очень полезен и будет эффективным при решении теоретических и практических задач открытых горных работ.

Увеличением или уменьшением ширины рабочих площадок и иногда высоты уступа можно добиться такого изменения углов откосов рабочего борта карьера на различных этапах разработки, при котором будут усреднены объемы вскрышных работ и текущие коэффициенты вскрыши. Так, в начальный период эксплуатации карьера, когда необходимо форсировать вскрышные работы для создания нужного

количества вскрытых запасов полезного ископаемого, следует создавать соответствующие технологические условия на верхних горизонтах. Достигнутый при этом резерв в переходящих объемах вскрышных работ позволяет в последующие годы замедлить их темп и извлекать запасы за счет увеличения углов откоса рабочего борта во вскрышной рабочей зоне.

В стационарный период эксплуатации, исходя из условий обеспечения устойчивой работы карьера по добыче и вскрышным работам, целесообразно сохранять уже достигнутые крутые углы откосов рабочего борта. Такое решение несомненно является большим резервом в повышении технико-экономических показателей работы карьеров в рыночных условиях.

Научно-технические основы новых технологий вскрышных работ, позволяющих их ведение с более крутыми углами откоса ($21-24^\circ$) просматриваются вполне реально. Например, при применении мощных экскаваторов большой единичной мощности на уступах высотой 20-22 м угол откоса рабочего борта можно поддерживать на уровне $19-22^\circ$. Специальные технологии горных работ с направленной отбойкой горной массы в сторону забоя экскаватора и т.д. создают условия доводить искомый параметр до 24° .

9.3. Влияние числа уступов на параметры рабочей зоны

Рабочая зона может охватывать часть какого-либо борта, один, два или все борта карьера и состоять из зон вскрышных и добычных выработок. Положения последних зависят от горно-геологических условий залегания полезных ископаемых, их геометрических размеров, принятого плана производства, технологий горных работ, степенью оснащенности карьера горной и транспортной техникой.

В условиях сложноструктурных месторождений не всегда могут быть достаточно четко выделены границы вскрышной и добычной зон. Поэтому в общей изменяющейся рабочей зоне можно выделить изменяющуюся по месту расположения, но стабильную по суммарной вертикальной площади добычную зону, длина фронта работ на которой

должна обеспечивать заданную производительность карьера по добыче с учетом установленного режима выдачи различных сортов руд.

Для того чтобы выдержать установленную производительность по горной массе, число рабочих уступов и длина их фронта должны обеспечить необходимый объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого и вскрыши, рациональную расстановку в карьере соответствующего числа экскаваторов.

При прочих равных условиях, чем больше рабочая зона, тем больше затраты, расходуемые на создание фронта работ и его поддержание, опережающую выемку вскрыши, подготовку новых горизонтов, транспортирование горной массы на большие расстояния и др. Поэтому для того чтобы обеспечить сокращение затрат на проведение горных работ, следует стремиться к тому, чтобы высота и ширина рабочей зоны в любой момент были минимальными, но достаточными.

Важной задачей является обоснование рациональных размеров рабочей зоны карьера, в первую очередь, числа рабочих уступов, обеспечивающих необходимый объем горной массы. Снижение текущих объемов вскрышных работ, как показано выше, приводит к увеличению углов наклона рабочих бортов карьера за счет сокращения рабочих площадок уступов, применения различных технологий горных работ.

Практикой горных предприятий установлено, что с ростом глубины карьеров увеличивается число рабочих уступов, снижаются готовые к выемке запасы горной массы, интенсивность их отработки и в целом горных работ. Объемы готовых к выемке и отрабатываемых (в течение года) запасов горной массы существенно сокращаются на нижних горизонтах рабочей зоны, что резко отрицательно сказывается на воспроизводстве запасов и является важным фактором уменьшения возможной производительности карьера по полезному ископаемому.

Динамику развития рабочей зоны следует обосновывать, исходя из долгосрочной перспективы развития горных работ в карьере, т.е. исходя из режима горных работ и календарного графика разработки. Для реализации этой задачи нужно установить влияние числа уступов в рабочей зоне на: горизонтальную проекцию откоса рабочего борта, угол его откоса, ширину рабочей зоны и объем пород в рабочей зоне.

В этих целях рассмотрим рабочую зону, состоящую из уступов различной высоты

с различными величинами ширины рабочих площадок и т.д. Для упрощения расчетов рассмотрим следующие варианты. Высота уступа составляет 10, 15 и 20м, высота рабочей зоны – 30, 40, 60, 80, 90, 100 и 120м. Верхний предел зоны продиктован опытом работы крупных предприятий с открытым способом разработки. Он показывает, что даже в случаях достижения максимальной производительности по горной массе 60-100 млн.м³ в год высота зоны не превышает 120м. Ширина рабочей площадки изменяется с 75 до 30м, что имеет наибольшее распространение на карьерах черной и цветной металлургии Казахстана.

Численные значения указанных параметров, найденные по формулам (9.1) - (9.5) при принятых значениях высоты рабочей зоны, высоты составляющего уступа и ширины рабочей площадки сведены в табл. 9.2. При расчетах ширина заходки по целику на 10 метровых уступах принята равной 20м, на 15 метровых уступах – 25м и на 20 метровых уступах – 30м, угол откоса уступа во всех случаях принят равным 65°, а угол откоса борта карьера в предельном положении равным 40°.

Из табл. 9.2 видно, что на 10 метровых уступах при всех рассматриваемых величинах ширины рабочей площадки с увеличением числа уступов растет ширина рабочей зоны. Темпы этого роста более интенсивны при $V_{рп}=75м$, нежели при $V_{рп}=30м$. Например, в первом случае ширина рабочей зоны при $\mu=3$ ($H_{рз}=30м$) составляет 148,2м, при $\mu=12$ ($H_{рз}=120м$) 757,9м (рост в 5,1 раза), а во втором случае соответственно 58,2м и 262,9м (рост 4,5 раза). В то же время во втором случае наблюдается сильное сокращение рассматриваемого параметра с 143,2 до 58,2м при $\mu=3$ и с 757,9 до 262,9м при $\mu=12$.

Такой же характер влияния числа уступов на ширину рабочей зоны сохраняется и при $h=15м$, $h=20м$. На этих уступах с увеличением их числа интенсивность роста ширины рабочей зоны остается на прежнем уровне. В частности, на 15 метровом уступе при $V_{рп}=75м$ при $\mu=2$ ($H_{рз}=30м$) $V_{рз}$ равняется 78,2м, при $\mu=8$ ($H_{рз}=120м$) – 463,9м, а при $V_{рп}=30м$ соответственно 33,2 и 147,9м. На 20 метровом уступе при указанных $V_{рп}$ ширина рабочей зоны изменяется от 76 ($\mu=2$, $H_{рз}=40м$) до 317,9м ($\mu=6$, $H_{рз}=120м$) и от 31 до 92,9м.

С увеличением высоты уступа при постоянстве высоты рабочей зоны

уменьшается ее ширина. При убывании ширины рабочей площадки с 75 до 30м во

Таблица 9.2.

Основные параметры рабочей зоны при различных $H_{p,з}$ и B_i

B_i		75				60				45				30			
h	$H_{pз}^i$	$B_{гн}^i$	$B_{пз}^i$	$S_{пз}^i$	φ_i												
10	30	164	148,2	2523,3	10°20'	134	118,2	2073,3	12°40'	104	88,2	1623,3	16°10'	74	58,2	1173,3	22°
	60	404	351,4	11143	8°30'	328	276,4	8893,2	10°20'	253	201,4	6643,2	13°20'	178	126,4	4393,2	18°40'
	90	642	554,7	25860	8°	522	435	20460	9°50'	402	314,7	15060	12°40'	282	194,7	9659,7	17°20'
	120	881	757,9	46673	7°50'	716	592,9	36773	9°30'	551	427,9	26873	12°40'	386	262,9	16973	17°20'
15	30	89	78,2	1548,3	18°40'	74	63,2	1323,3	22°	59	48,2	1098,3	27°	44	33,2	873,3	34°30'
	60	253	206,4	6943,2	13°20'	208	161,4	5593,2	16°	163	116,4	42432,2	20°20'	118	71,4	2893,2	27°
	90	417	334,7	16185	12°10'	342	259,7	12810	14°50'	267	184,7	9434,7	19°	192	109,7	6059,7	25°10'
	120	581	463,9	29273	11°40'	476	357,9	22973	14°	371	252,9	16673	18°	266	147,9	10373	24°20'
20	40	93,6	76	2119,2	23°	78,6	61	1819,2	27°	63,6	46	1519,2	32°10'	48,64	31	1219,2	39°20'
	80	262,3	197	9076,8	17°	217,3	152	7276,8	20°10'	172,3	107	5476,8	25°	127,3	62	3676,8	32°10'
	100	346,6	257,4	14370	16°	286,6	197,4	11370	19°10'	226,6	137,4	8370	23°50'	166,6	77,4	5370	31°
	120	431	317,9	20873	15°30'	356	242,9	16373	18°40'	281	167,9	11873	23°	206	92,9	7372,8	29°30'

Примечание: линейные параметры приведены в м, площади – м²; ширина заходки по целику на 10 метровых уступах принята равной 20м, на 15 метровых уступах – 25м и 20 метровых уступах – 30м;

всех рабочих зонах происходит сокращение ее ширины. Оно более интенсивно на меньших высотах уступов. Описанные закономерности наглядно проиллюстрированы на рис.9.3.

Характер изменения объема пород в рабочей зоне в зависимости от числа уступов (высоты рабочей зоны) подчиняется аналогичным зависимостям (см. рис. 9.1). На 10 метровых уступах при $\mu=3$ ($H_{pz}=30\text{м}$), $V=75\text{м}$ поперечная площадь рабочей зоны составляет $2523,3\text{м}^2$, при $\mu=12$ ($H_{pz}=120\text{м}$) – 46673м^2 . При ширине рабочей площадки 30м анализируемые показатели соответственно равняются $1173,3$ и 16973м^2 . На 15 метровых уступах при тех же данных площади поперечных сечений рабочей зоны составляют $1548,3$; 19273м^2 и $873,3$; 10373м^2 . Эти зависимости графически представлены на рис. 9.4. Сопоставление рис. 9.3 и 9.4 указывает на идентичный характер изменения V_{pz} и S_{pz} от числа уступов (высоты рабочей зоны).

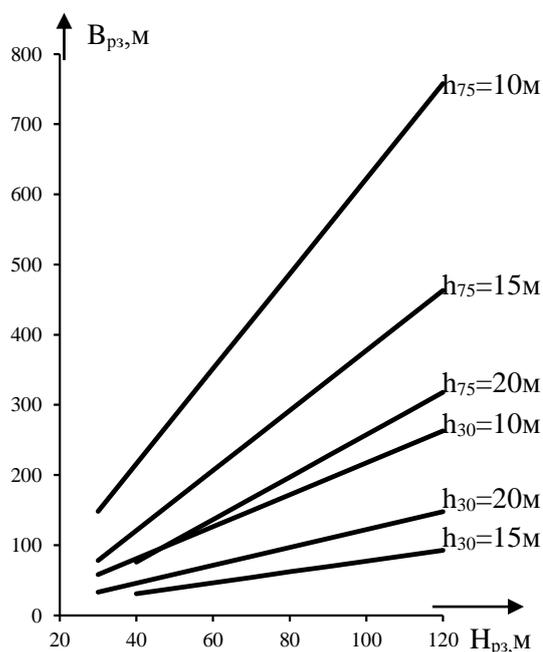


Рис. 9.3. Зависимость изменения ширины рабочей зоны от H_{pz}

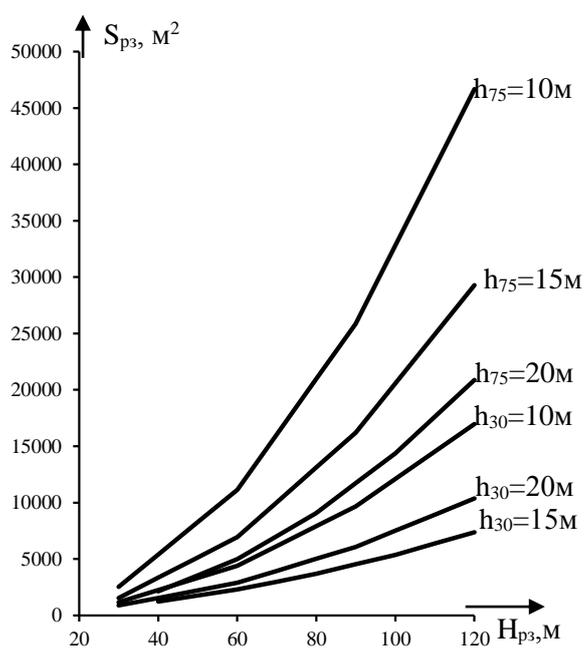


Рис. 9.4. Зависимость изменения объемов породы в рабочей зоне от H_{pz}

При фиксированной ширине рабочей площадки с увеличением высоты рабочей зоны (следовательно числа уступов) для всех высот уступов характерно

уменьшение угла откоса борта (см. табл. 9.2). Например, на 10 метровом уступе при $B_{рп}=75\text{м}$ $\mu=3$ φ_i составляет $10^{\circ}20'$, при $\mu=12$ $\varphi_i =7^{\circ}50'$. На 15 метровом уступе эти углы при $\mu=2$ принимают значение $18^{\circ}40'$, а при $\mu=8$ – $12^{\circ}10'$, на 20 метровом уступе соответственно 23° и $15^{\circ}30'$.

При прочих равных условиях чем меньше ширина рабочей площадки, тем круче угол откоса рабочего борта карьера. С увеличением высоты уступа растет численное значение φ_i . Эти закономерности наглядно отражает содержание рис. 9.5.

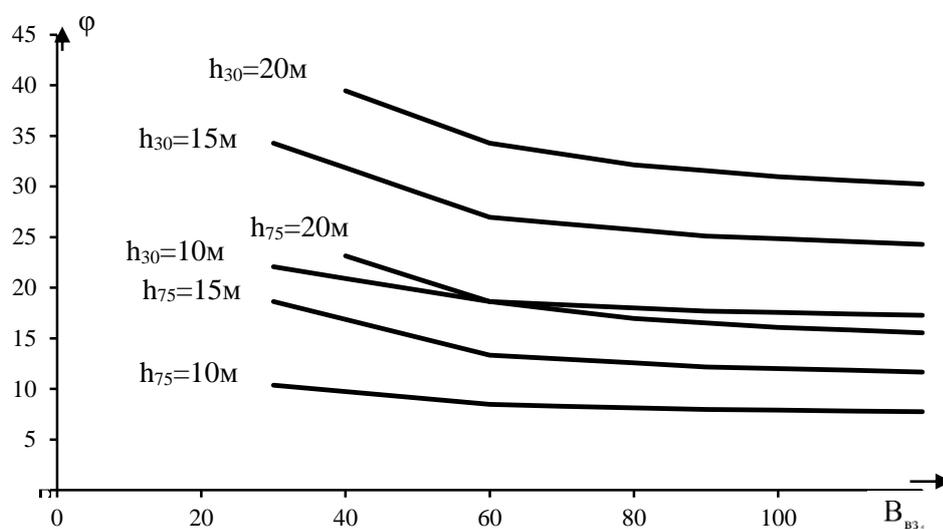


Рис. 9.5. Зависимость изменения угла откоса рабочего борта от $H_{рз}$

Аналитическое определение основных параметров рабочей зоны может быть положено в основу научно-технического обоснования высоты уступа, их числа в рабочей зоне, длины фронта работ и т.д. При этом окончательное решение должно приниматься с учетом комплексного взаимовлияния горно-геологических, технико-технологических и эколого-экономических факторов.

9.4. Влияние технологических комплексов на основные параметры рабочей зоны

Рассмотрим влияние технологических комплексов на состояние горных работ при углубочной продольной однобортовой подсистеме разработки (рис.

9.6). Пусть, вследствие использования различных комплексов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования высота уступа принимает значения 12, 15 и 20м, ширина рабочей площадки – 45, 60 и 75м, ширина транспортной бермы – 8, 12 и 16м, высота рабочей зоны – 48,..., 120м.

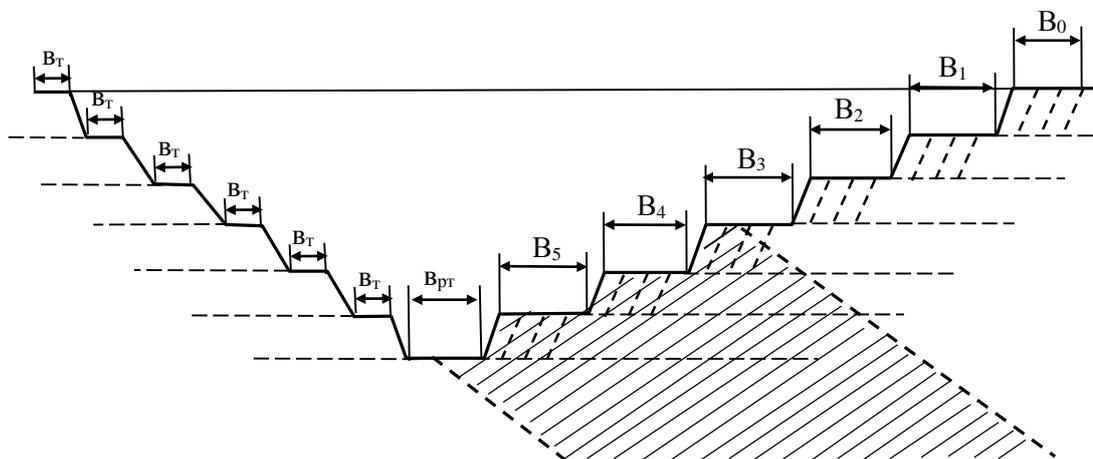


Рис. 9.6. Поперечный разрез рабочей зоны при углубочной однобортовой подсистеме разработки крутопадающей залежи:

B_{μ} – ширина рабочей площадки μ -го уступа; B_{pr} – ширина разрезной траншеи; b_t – ширина транспортной бермы

Основные параметры рабочей зоны, рассчитанные по формулам (9.1)-(9.5) при числе уступов, равном 4, 6 и высоты рабочей зоны соответственно 48, 60, 80 и 72, 90, 120 м приведены в табл. 9.3. Рассмотрено 17 вариантов различного сочетания размеров рабочей площадки в рабочей зоне. В вариантах: 1-ом – ширина рабочей площадки на всех уступах равна 45 м, условное обозначение 45(4); 2-ом – на трех уступах ширина рабочей площадки – 45 м, на одном уступе - 60 м, условное обозначение 45(3), 60 (1); 3-м – на двух уступах ширина рабочей площадки 45 м, на двух уступах – 60 м, условное обозначение 45(2), 60(2) на трех уступах ширина рабочей площадки – 45 м, на одном уступе – 75 м, условное обозначение 45(3), 75(1). По аналогии в вариантах 4-ом – 45(2), 60(1), 75(1); 45(1), 60(3); 5-ом – 45(1), 60(2), 75(1); 45(2), 75(2); 60(3), 75(1); 6-ом – 45(1), 60(1), 75(2); 60(2), 75(2); 7-ом – 60(1), 75 (3); 75(4); 8-ом – 45(6); 9-ом – 45(5), 60(1); 10-ом – 45(5), 75; 45(4), 60(2); 45(5), 75; 45(4), 60(2); 11-ом – 45(3), 60(3); 45(4), 60(1), 75(1); 45(4), 60(1), 75(1); 12-ом – 45(4), 75(2); 45(3), 60(2), 75(1); 45(4), 75(2); 45(3), 60(2), 75(1); 13-ом – 60(6);

45(3), 60(1), 75(2); 45(2), 60(3), 75(1); 45(1), 60(5); 45(3), 60(1), 75(2); 14-ом – 45(3), 75(3); 60(5), 75(1); 45(3), 60,75(2); 45(2), 60(2), 75(2); 15-ом – 60(4), 75(2); 45(2), 60(1), 75(3); 45(1), 60(3), 75(2); 16-ом – 60(3), 75(3); 45(1), 60(2), 75(3); 17-ом – 45(1), 75(5).

Таблица 9.3

Основные параметры рабочей зоны карьера

Вариан- ты	φ_i			$B_{\text{п}}^i$			$B_{\text{рз}}^i$			$S_{\text{рз}}^i$		
	$H_{\text{рз}}$											
	48	60	80	48	60	80	48	60	80	48	60	80
1	16°42'	19°59'	24°34'	159	165	175	122	119	110	3405	4308	5592
2	15°25'	18°26'	22°50'	174	180	190	137	134	125	3768	4758	6192
3	14°15'	17°07'	21°20'	189	195	205	152	149	140	4125	5208	6792
4	13°15'	15°56'	19°56'	204	210	220	167	164	155	4485	5658	7392
5	12°22'	14°56'	18°48'	219	225	235	182	179	170	4845	6108	7992
6	12°	14°04'	17°43'	234	240	250	197	194	185	5205	6558	8592
7	10°55'	13°15'	16°48'	249	255	265	212	209	200	5565	7008	9192
	$H_{\text{рз}}$											
	72	90	120	72	90	120	72	90	120	72	90	120
8	15°25'	18°26'	22°49'	261	270	285	195	188	172	7752	9581	11532
9	14°37'	17°31'	21°48'	276	285	300	210	203	187	8292	10256	13032
10	13°53'	16°42'	20°51'	291	300	315	225	218	202	8832	10931	13932
11	13°14'	15°56'	19°58'	306	315	330	240	233	217	9372	11606	14832
12	12°38'	15°15'	19°10'	321	330	345	285	278	232	9912	12281	15732
13	12°05'	14°37'	18°26'	336	345	360	270	263	247	10452	12956	16632
14	11°35'	14°02'	17°44'	351	360	375	285	278	262	10992	13631	17532
15	11°08'	13°29'	17°06'	366	375	390	300	293	270	11532	14306	18432
16	10°42'	12°59'	16°30'	381	390	405	315	308	292	12072	14981	19932
17	9°56'	12°05'	15°25'	411	420	435	345	338	322	13152	16331	21132

Как видно из табл. 9.3, при прочих равных условиях с увеличением высоты уступа увеличивается как угол откоса рабочего борта, так и объем пород в рабочей зоне. Например, в рабочей зоне состоящей из 4 уступов с увеличением высоты уступа с 12 до 20 м угол откоса рабочего борта изменяется от 16°4' до 24°34', а объем пород – от 3405 до 5592 м² (вариант1). В рабочей зоне, состоящей из 6 уступов с увеличением высоты уступа с 12 до 20 м угол откоса возрастает с 15°25' до 22°49', а объем пород – с 7752 до 11532 м²(вариант 8).

Взаимосвязь между этими параметрами графически изображена на рис. 9.7.

Цифрой 1 обозначена рабочая зона высотой 48 м, цифрой 2 – зона высотой 60 м, цифрой 3 – зона высотой 80 м, цифрой 4 – зона высотой 72 м, цифрой 5 – зона, высотой 90 м, цифрой 6 – зона высотой 120 м. При одинаковой ширине рабочей площадки, чем больше высота зоны, тем больше угол откоса уступа. Однако темп

изменения этого угла различен в разных зонах. С увеличением высоты зоны увеличивается объем

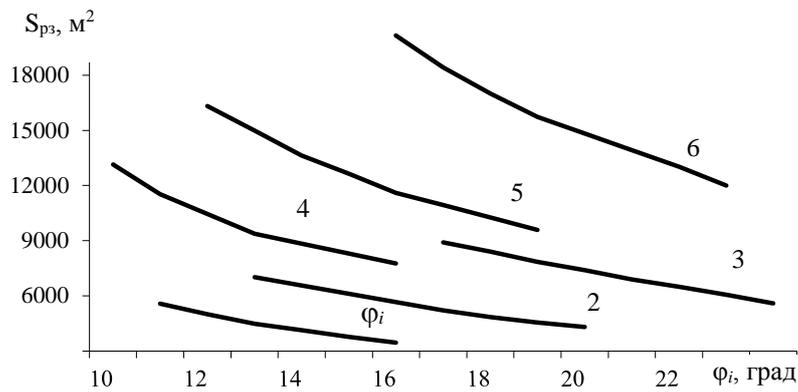


Рис. 9.7. Зависимость объема пород в рабочей зоне от угла откоса рабочего борта карьера

пород в ней. С увеличением угла откоса рабочего борта карьера уменьшается объем пород в рабочей зоне, что при прочих равных условиях приводит к уменьшению текущего коэффициента вскрыши.

9.5. Характеристики фронта вскрышных и добычных выработок в рабочей зоне

Перемещение вскрышных и добычных горных выработок (уступов) в рабочей зоне подчиняется основной задаче предприятия – выполнено планового объема добычи полезного ископаемого требуемого качества, обеспечению выемочно-погрузочного оборудования стабильным объемом вскрытых, готовых к выемке запасов горных пород, включая вскрышные породы за весь эксплуатационный период карьера. Соответствующие решения принимаются на основе учета особенностей горно-геологических, горнотехнических условий залегания полезных ископаемых в рабочей зоне.

Исходя из этого, фронт работ уступа (вскрышных и добычных выработок) различается по следующим признакам:

1. *По расположению.*

Фронт уступов расположен вдоль длинной оси карьерного поля (рис.9.8, г, д, е, и). При такой схеме достигается значительная протяженность фронта работ и

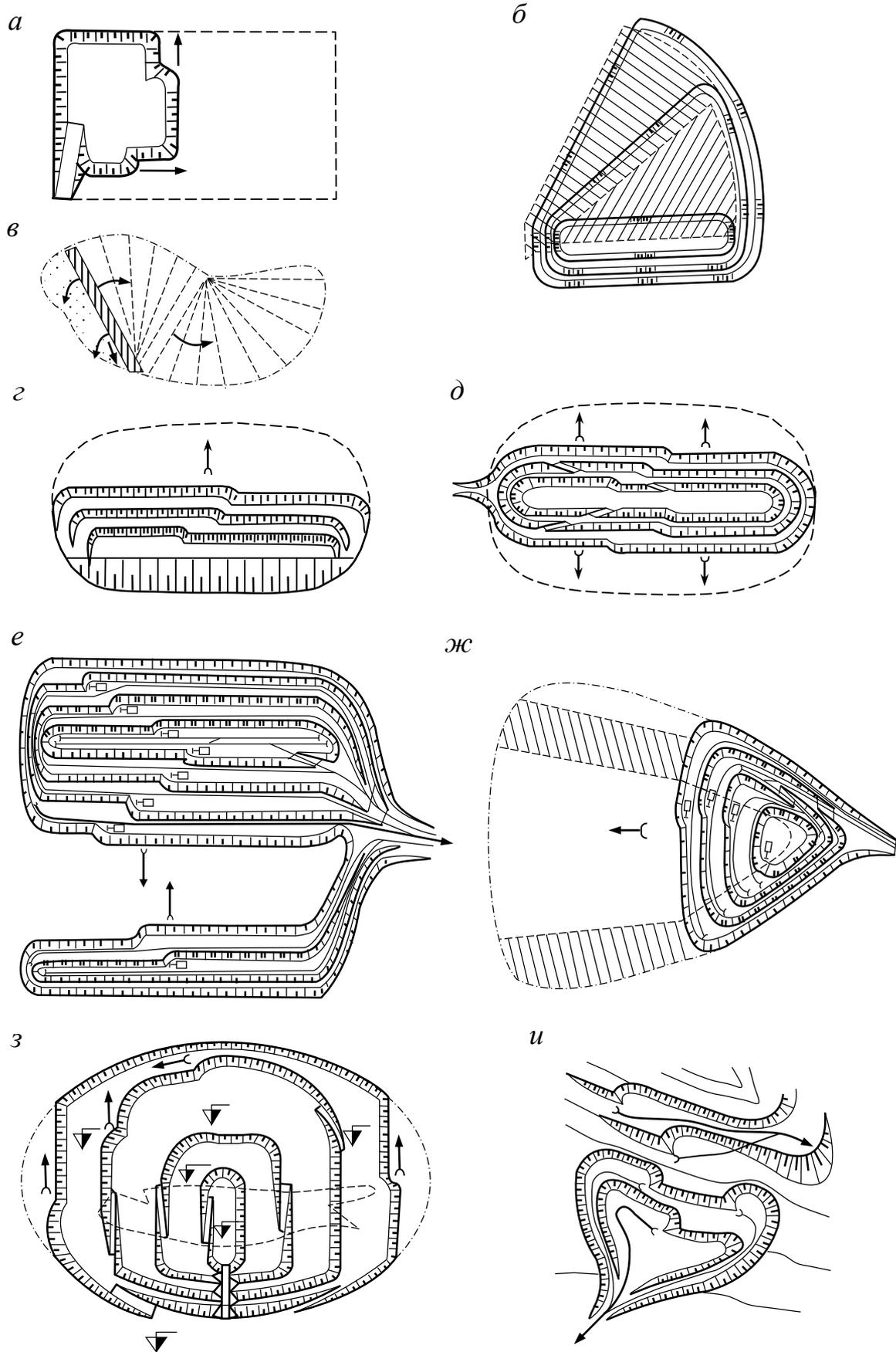
транспортных коммуникаций, а скорость подвигания фронта уступа составляет 30-60 м/год. Создаются благоприятные условия для отдельной выемки полезного ископаемого различных сортов, имеются большие резервы повышения интенсивности разработки месторождения и мощности карьера. Такое расположение фронта обуславливает большой объем горно-капитальных работ при строительстве карьера. Оно целесообразно и распространено в тех случаях, когда мощность пород, покрывающих залежь, сравнительно невелика.

Фронт уступов расположен вдоль короткой оси карьерного поля (рис. 9.8, а, б, в.). Протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций невелика, а скорость его подвигания достигает 70-300 м/год. Резервы увеличения производственной мощности карьера, возможности отдельной 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.

Фронт уступов расположен концентрически или по эллипсу (рис. 9.8, з). Протяженность фронта, транспортных коммуникаций и число забоев на разных этапах развития работ на уступе различны. Такое расположение фронта обеспечивает минимальные объемы горнокапитальных 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 уступа – 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. 9.9, а) и разделенным на блоки с независимыми забоями (рис. 9.9, б и в). Деление на блоки обусловлено

Рис. 9.8. Схемы различных вариантов перемещения горных выработок (стрелками указаны направления подвигания отдельных забоев и рабочих уступов)

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 уступа – если в его пределах чередуются блоки пустых пород, полезного ископаемого и его различных сортов (рис. 9.9, *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 уступа – когда в его пределах практически невозможно выделить блоки только с пустыми породами или только с полезным ископаемым одного сорта (рис. 9.9, *з*). В этом случае ведут раздельную выемку горной массы.

3. По направлению перемещения горной массы.

Фронт уступа с поперечным перемещением горной массы – при складировании вскрышных пород в выработанном пространстве с применением вскрышных экскаваторов и транспортно-отвальных агрегатов (рис. 9.10, *а*), а также при выемке породы бульдозерами или скреперами фронтальным забоем и перемещении ее по кратчайшему расстоянию во внутренний или внешний отвал (рис. 9.10, *б*).

Фронт уступа с продольным перемещением горной массы – при перемещении ее из забоев с применением карьерного транспорта (рис. 9.10, *в*).

4. По числу транспортных грузовых выходов.

Одинарный фронт – если он имеет один грузовой транспортный выход с уступа (рис. 9.11, *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. 9.11, з, 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.

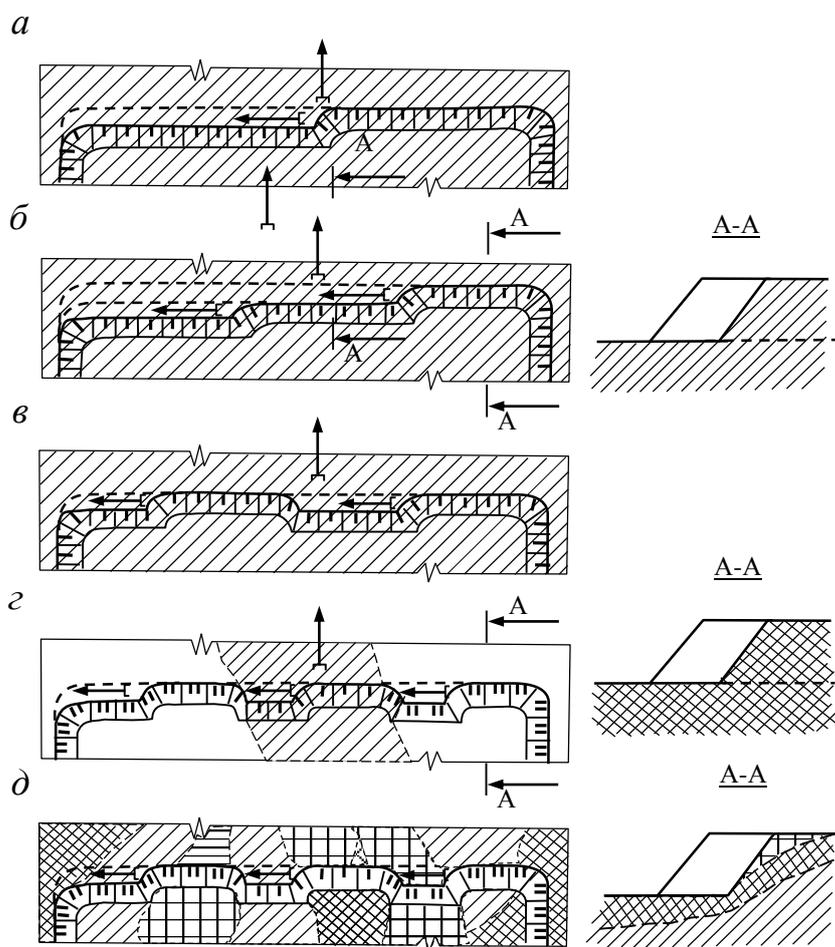


Рис. 9.9. Схемы разделения фронта уступа по структуре

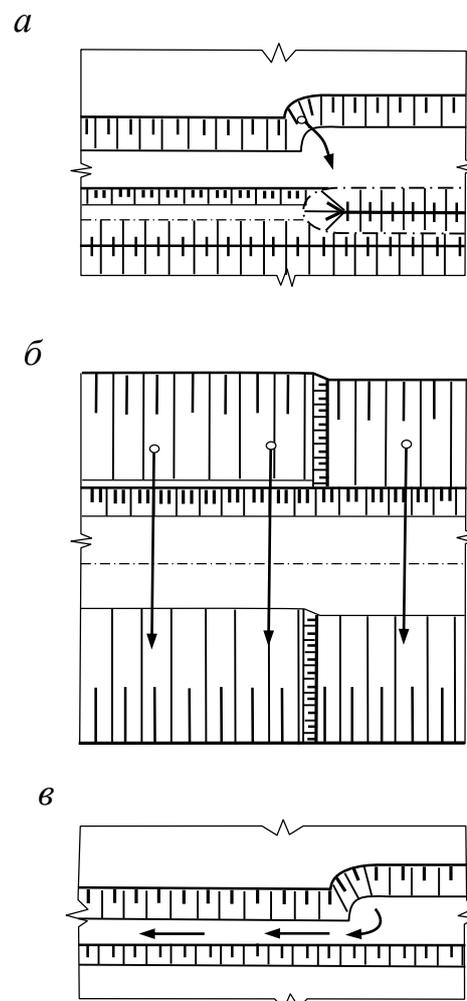


Рис.9.10. Схемы перемещения горной массы относительно фронта уступа

В редких случаях возможен строенный фронт (рис. 9.11, 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. 9.11, 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. Сдвоенный тупиковый фронт также периодически может использоваться как одинарный сквозной фронт (см. рис. 9.11, *з*), а строенный тупиковый фронт – как сдвоенный сквозной фронт (см. рис. 9.11, *е*).

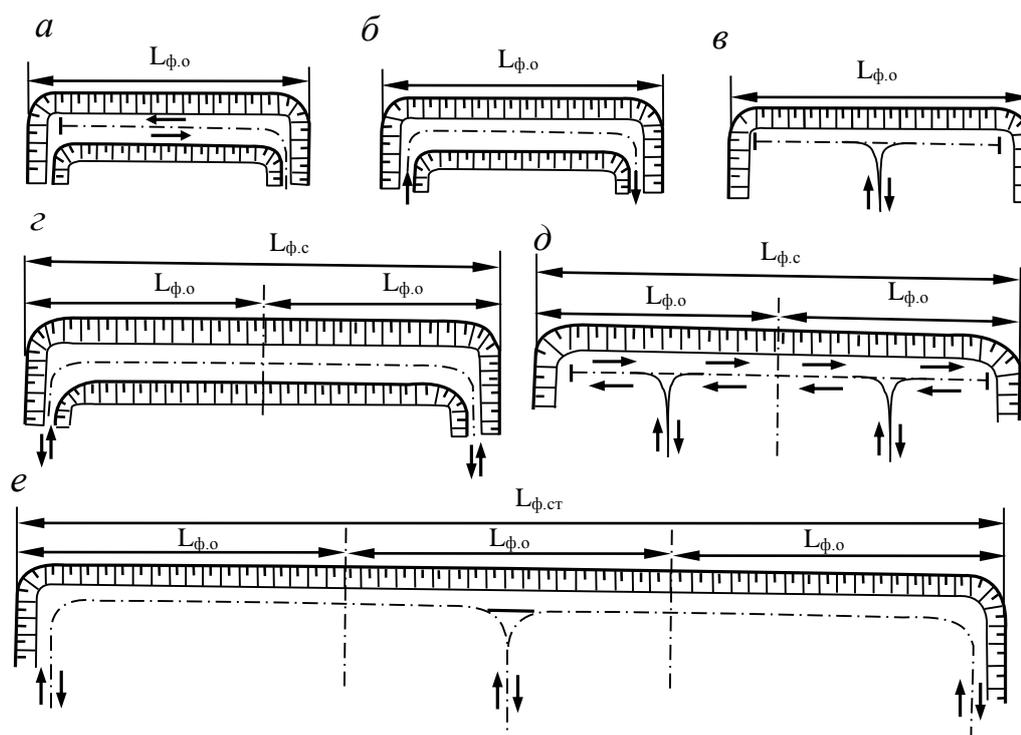


Рис. 9.11. Схемы конструкций фронта уступов:
 $L_{ф.о}$, $L_{ф.с}$ и $L_{ф.ст}$ – длина фронта работ соответственно одинарного, сдвоенного и строеного

5. По положению транспортного выхода.

Фланговый фронт – если транспортный выход расположен на фланге фронта уступа (рис. 9.11, *а*, *б* и *з*); применяется при вскрытии рабочих горизонтов стационарными выработками.

Центральный фронт – если транспортный выход расположен в пределах фронта (рис. 6.12, *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 уступов служат основанием для правильного выбора подсистем разработки, вскрытия и применения технических

средств.

9.6. Направления перемещения фронта уступов

Уступ, как правило, делится на панели вдоль его фронта (рис. 9.12). Панели могут быть одновременно и заходками. На уступе могут одновременно обрабатываться одна или несколько панелей. По мере отработки панелей перемещается рабочий фронт уступа. После отработки панели необходимо перемонтировать транспортные коммуникации, расположенные вдоль фронта уступа.

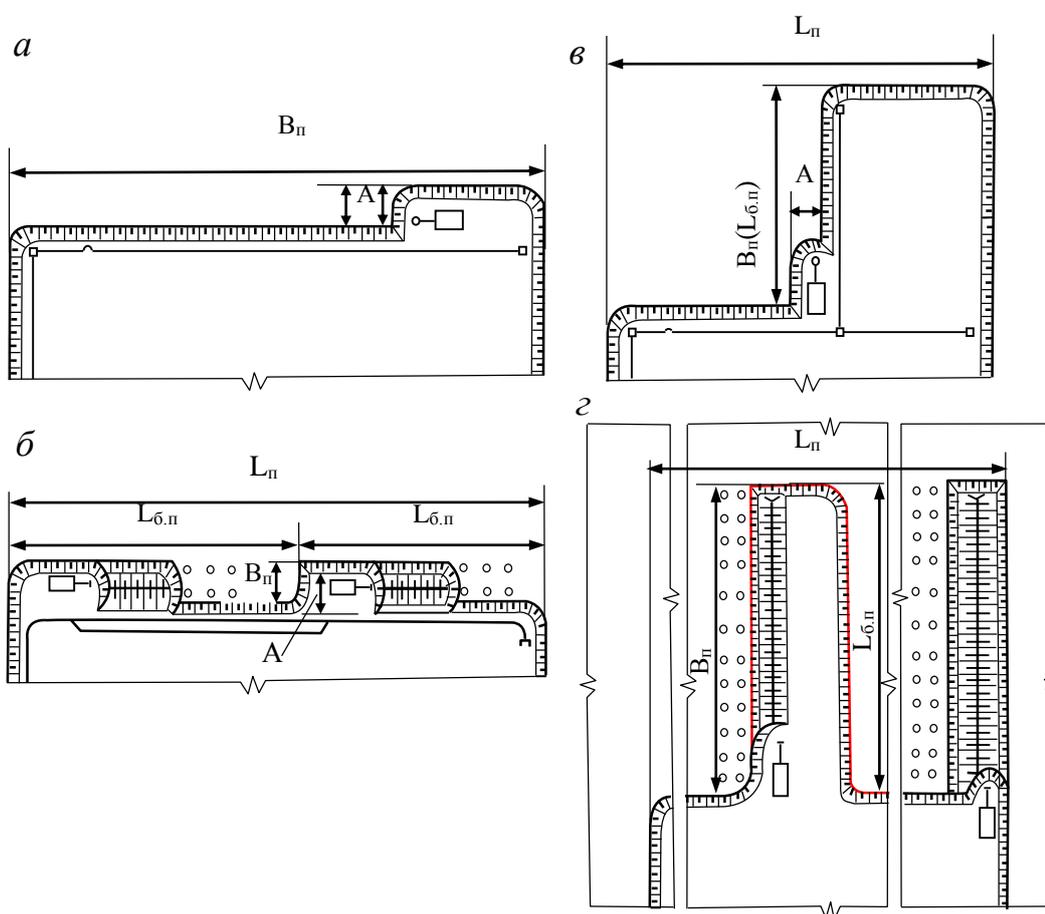


Рис. 9.12. Схемы панелей и блоков панели:

а и *б* – соответственно при продольных блоках и заходках; *в* и *г* – соответственно при поперечных блоках и заходках (широкие панели)

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. 9.12). *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. 9.13). Выемка пород в каждом блоке осуществляется узкими полосами, называемыми *выемочными заходками*. В ряде случаев заходки являются и блоками панелей (см. рис. 9.12). Блоки панели и выемочные заходки в зависимости от их расположения относительно фронта уступа могут быть продольными, поперечными и *диагональными*. Продольные блоки панели и выемочные заходки используются при применении всех видов транспорта, поперечные – обычно при автомобильном и конвейерном.

Ширина заходки B_3 при торцовом забое и забое-площадке соответствует ширине этих забоев. Различают нормальные, узкие и широкие заходки. 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).

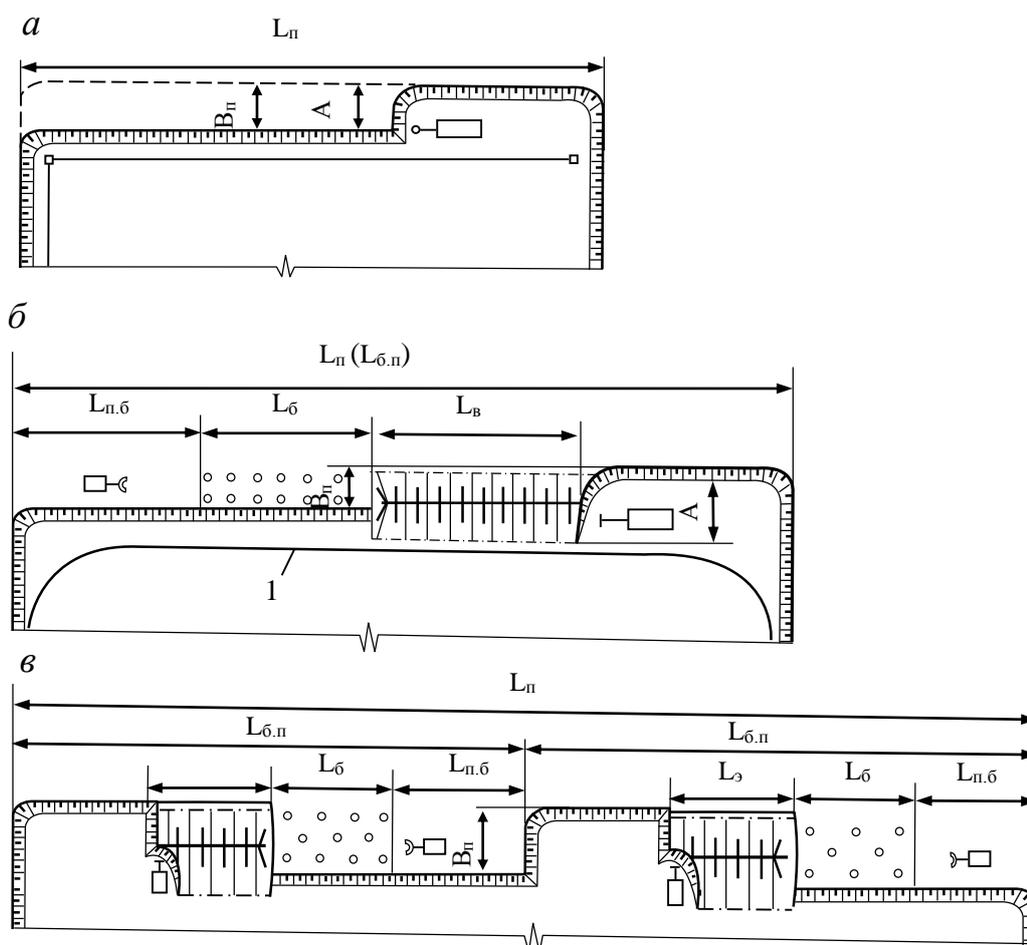


Рис. 9.13. Схемы разделения блоков панели на рабочие блоки:

$L_в$ ($L_э$), $L_б$ и $L_{п.б}$ – длина взорванного (экскавируемого), обуренного и подготовленного к бурению блоков;
1 – забойный путь

Фронт уступа в границах слоя может перемещаться:

1. *Параллельно длинной или короткой оси карьерного поля от одной границы его к другой (противоположной) (рис. 9.14, 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.

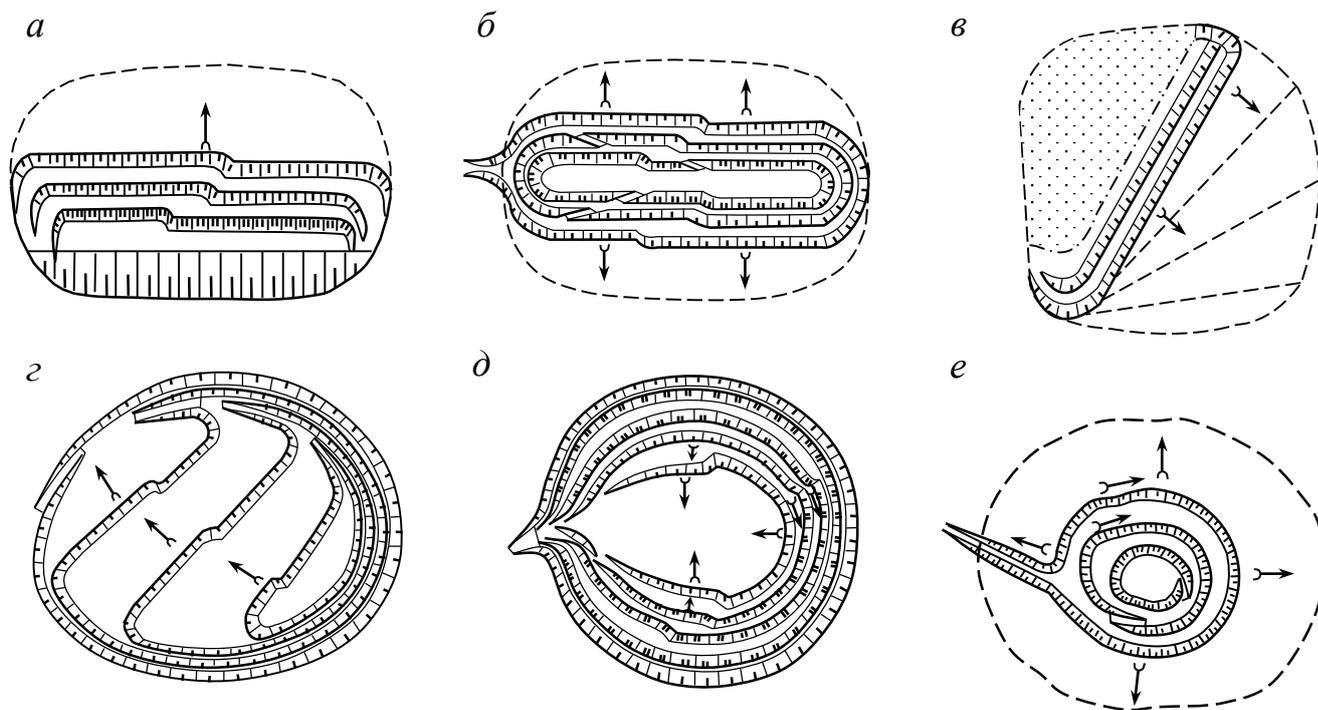


Рис. 9.14. Схемы перемещения фронта рабочего уступа

2. Параллельно одной из осей поля от промежуточного положения между границами выемочного слоя к его контурам (двухбортовая выемка) (рис. 9.14, 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 веру с поворотным пунктом, расположенным на границе карьерного поля или вблизи ее (рис. 9.14, 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. 9.14, г).

Такой вариант перемещения фронта 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 уступа расположен концентрически или серповидно). Этот вариант может применяться при отработке горизонтов широкими заходками в специфических условиях залегания (рис. 9.14, 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. 9.14, д).

9.7. Взаимосвязь параметров смежных по высоте уступов при сплошной системе разработки

Эта связь характеризуется тремя основными технологическими схемами (рис. 9.15). При схеме, показанной на рис. 9.15, а, заходка уступа является составным элементом рабочей площадки вышележащего уступа. Текущие вскрытые запасы уступа, помимо его высоты, определяются шириной заходки и опережением забоя вышележащего уступа. Такая схема в основном применяется при использовании комплексов оборудования ЭО и ВО и определяет жесткую взаимозависимость вскрышных и добычных комплексов. Жесткая зависимость между подвиганием забоев и фронта уступов смежных уступов сказывается при сезонном ведении вскрышных работ, когда в теплое время года необходимо, чтобы скорость подвигания вскрышных забоев и фронта уступов была больше, чем скорость подвигания добычных забоев и фронта.

При схеме, показанной на рис. 9.15, б, заходка уступа не входит в состав площадки вышележащего уступа, ширина которой определяется из условия размещения горного и транспортного оборудования и вспомогательных коммуникаций. Текущие вскрытые запасы определяются шириной заходки и длиной фронта его работ. Такая схема обуславливает менее жесткую зависимость работы оборудования на смежных уступах по сравнению со схемой

на рис. 9.15, *a* и поэтому часто используется при эксплуатации комплексов ВО и ЭО.

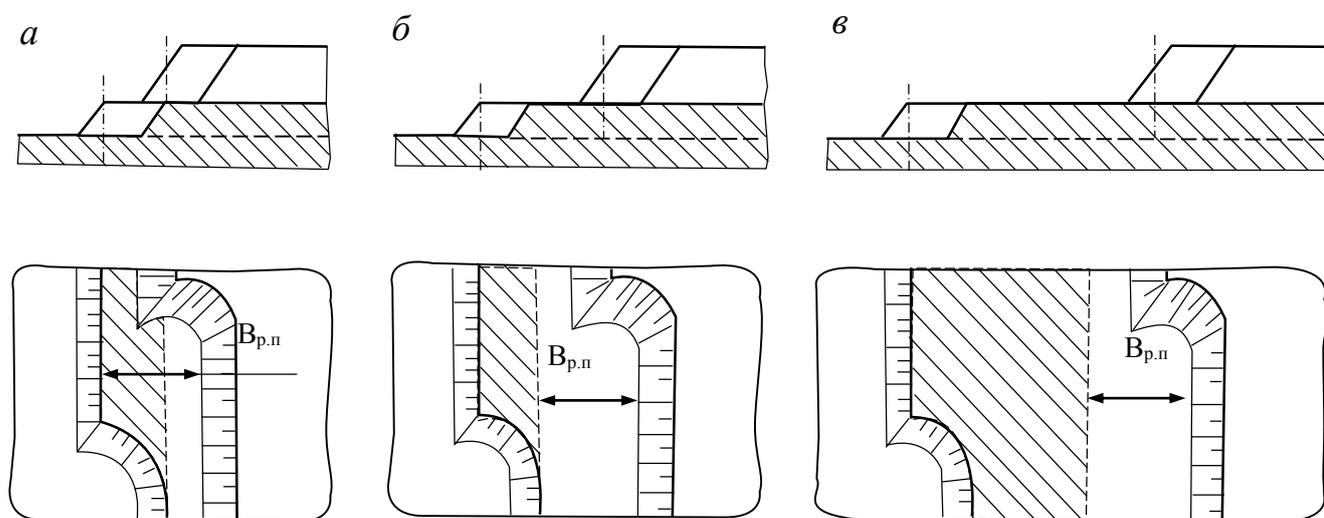


Рис. 9.15. Схемы взаимного расположения смежных по высоте рабочих уступов

При схеме, показанной на рис. 9.15, *в*, текущие вскрытые запасы горной массы уступа включают дополнительно по сравнению со схемой на рис. 9.15, *б* объем

резервной полосы, оставляемой в результате расширения рабочей площадки вышележащего уступа. На вскрышных уступах ширина резервной полосы обычно равна принятой ширине заходки, а на добычных она может быть и больше. Схема на рис. 9.15, *в* позволяет обеспечить независимость работы оборудования на отдельных уступах и повысить его производительность.

Длина фронта всегда должна быть оптимальной для принятых комплексов оборудования и условий их использования. Нерациональная длина фронта и неправильное путевое развитие на уступах могут привести к резкому снижению производительности комплекса. При большой длине фронта при перемещении горной массы железнодорожным и конвейерным транспортом увеличиваются капитальные затраты на транспортные коммуникации и линии электропередач и в зимнее время происходит увеличение глубины промерзания забоев. Из-за перепробега автомашин резко увеличиваются затраты на транспортирование.

Сокращение длины выемочного участка связано с частой передвижкой транспортных коммуникаций, в результате чего снижается производительность комплексов. В практике применения сплошных систем разработки длина экскаваторного блока изменяется от 200 до 4000 м в зависимости от мощности экскаваторов.

Скорости перемещения фронта горных работ смежных по высоте уступов взаимосвязаны. Отработка каждого уступа должна опережать нижележащий не менее чем на минимальную (расчетную) ширину рабочей площадки. Это условие выражается в виде

$$B_{р.п.р.μ} \leq B_{р.п.μ} + (v_{фμ} - v_{ф(μ+1)})t \quad (9.9)$$

или

$$v_{ф(μ+1)} \leq v_{фμ} + \frac{1}{t}(B_{р.п.р.μ} - B_{р.п.μ}) \quad (9.10)$$

где $B_{р.п.р.μ}$ и $B_{р.п.μ}$ – соответственно расчетная и фактическая на начало рассматриваемого периода ширина рабочей площадки (с учетом заложения откоса) i -го уступа, м; $v_{фμ}$ и $v_{ф(μ+1)}$ – соответственно скорость подвигания $μ$ -го и нижележащего $(i+1)$ -го уступа, м/год; t – продолжительность рассматриваемого периода, лет.

На графике $L=f(T)$ изменение во времени положения нижних бровок рабочих уступов (рис. 9.16, а) и их подвигание характеризуются ломаными линиями (0-4', 3-3', 2-2', 1-1'). Вертикальные участки этих линий имеют длину, равную времени отработки одной заходки, а горизонтальные участки равны ширине заходок. Согласно уравнению (9.9), горизонтальное расстояние между смежными огибающими ломаных линий на графике $L=f(T)$ в любом интервале T должно быть не менее расчетной ширины рабочей площадки данного уступа.

Для анализа организации работы комплексов оборудования по разным схемам (см. выше) необходимо строить графики $L=f(T)$ изменения во времени положения забоев на смежных уступах (рис. 9.16, б). Тангенс угла наклона прямых или кривых к оси T характеризует скорость подвигания соответствующих забоев. Отрезки по

оси L между линиями определяют изменение расстояний между забоями на одном из смежных уступов. При анализе графиков $L=f(T)$ можно судить о соблюдении безопасных (или требуемых по нормативам готовых к выемке запасов) расстояний между забоями, определять и регулировать необходимые для соблюдения этих расстояний технологические простои оборудования (совмещая их максимально с такими вспомогательными работами, как ремонт экскаваторов, перегоны, передвижка путей и т. д.), корректировать параметры системы разработки – ширину заходок, длину экскаваторных блоков и т. д. Время подвигания забоев измеряют в месяцах или сутках.

По формулам (9.9) и (9.10) определяется относительная допустимая скорость подвигания забоев на смежных уступах при организации работы комплексов оборудования по схемам, показанным на рис. 9.15, а и б. При этом в этих формулах вместо $V_{p.n}$ фигурируют расстояния между забоями, а вместо v_{ϕ} – скорости подвигания забоев v_3 .

Число мощных комплексов оборудования ЭО и ВО на карьере по условиям расстановки по фронту работ даже при очень большой его длине (до 7-10 км) не превышает трех, а обычно равно одному-двум. При известном числе n_k и годовой производительности $Q_{k.g}$ комплексов оборудования ЭО и ВО и при известной длине фронта работ $L_{\phi.v}$ и максимальной высоте вскрышного уступа $h_{y.v}$, зависящей от приемной способности внутреннего отвала, определяют возможную скорость подвигания основного (нижнего) вскрышного уступа:

$$v_{\phi.v} = n_k Q_{k.g} / (L_{\phi.v} h_{y.v}). \quad (9.11)$$

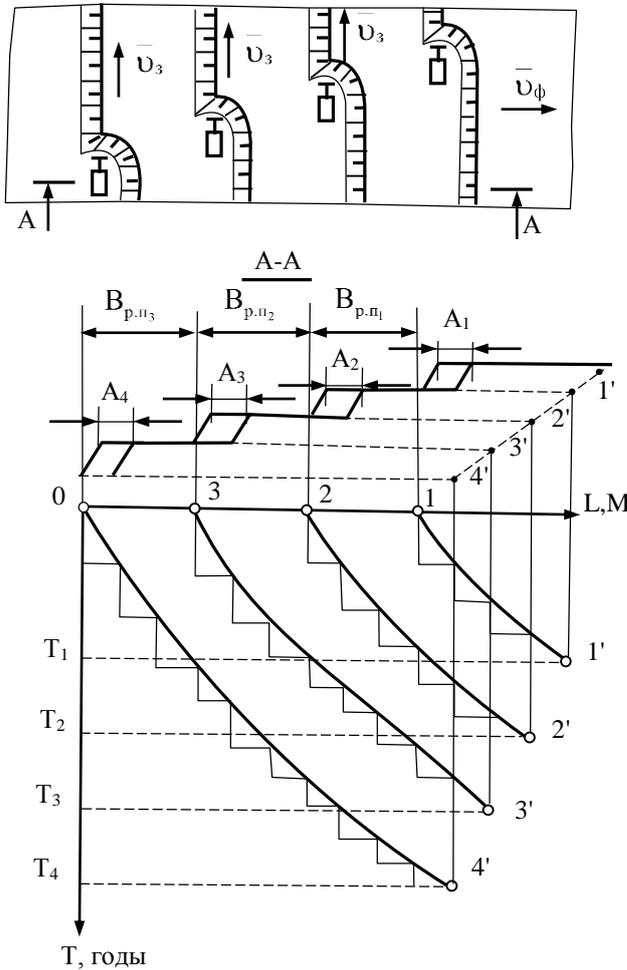
Скорость подвигания фронта добычных уступов $v_{\phi.d}$ не может быть больше скорости подвигания фронта вскрышных работ, что и определяет максимально возможную мощность карьера по полезному ископаемому (т/год):

$$Q_{k.и} = h L_{\phi.d} v_{\phi.d} \gamma_i \eta_i, \quad (9.12)$$

где h – средняя вертикальная мощность залежи полезного ископаемого, м; $L_{\phi.d}$ –

средняя длина фронта работ добычного уступа, м; $\gamma_{и}$ – плотность полезного ископаемого в массиве, т/м³; $\eta_{и}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого.

a



б

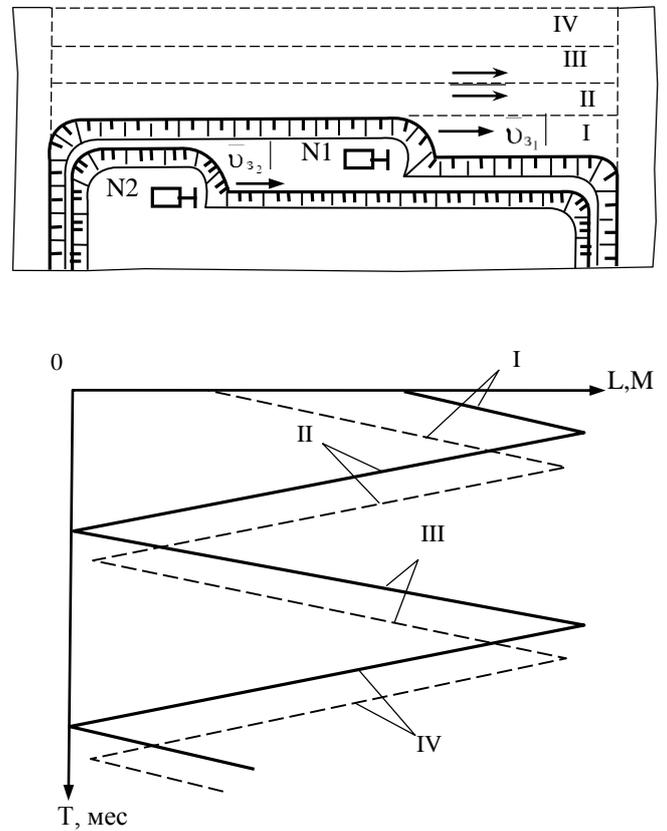


Рис. 9.16. Схемы и графики перемещения фронта уступов во времени T : *a* – перемещения фронта работ уступов и график $L=f(T)$ (1-1', 2-2', 3-3' и 0-4' – перемещения фронта соответственно уступов 1, 2, 3 и 4); *б* – подвигания забоев на уступах и график $L=\varphi(T)$ (I, II, III, IV – последовательность отработки заходок, сплошные линии – вскрышные заходки, штриховые – добычные)

При равенстве длины основного вскрышного и добычного уступов увеличение скорости подвигания их фронтов возможно при уменьшении высоты основного вскрышного уступа [см. формулу (9.11)]. Это обуславливает во многих случаях увеличение затрат в связи с ростом объемов перемещения пород.

При использовании железнодорожного транспорта на вывозке пород во внутренние отвалы в комплексе с мощными мехлопатами (ЭКГ-12,5 и ЭКГ-8И) число экскаваторов на уступе при одинарном тупиковом фронте не должно

превышать двух и соответственно при сдвоенном фронте с двумя транспортными выходами – четырех.

9.8. Соразмерное развитие горных работ на смежных по высоте уступах при углубочной системе разработки

Рабочая зона карьера, состоящая из нескольких отрабатываемых рабочих уступов, в процессе эксплуатации месторождения, как отмечено выше, непрерывно изменяет свое положение в пространстве. Интенсивность ее перемещения во времени и пространстве зависит от развития горных выработок на смежных уступах. Обеспечение их соразмерного развития, т.е. поддержание плоско-параллельного движения боковой поверхности рабочей зоны карьера, рассмотрим на примере таковой, состоящей из трех рабочих уступов (рис. 9.17). Пусть на данном участке карьера уступы отрабатываются экскаваторами продольными заходками. Для нормальной работы горнотранспортного оборудования на каждом μ -м уступе ширина рабочей площадки (B_μ) должна быть не меньше некоторой минимальной расчетной величины $B_{\mu min}$ т.е.

$$B_\mu \geq B_{\mu min}. \quad (9.13)$$

Последняя определяется рабочими параметрами принятого выемочно-погрузочного оборудования, транспортных, энергетических коммуникаций и технологий горных работ.

В общем случае на каждом из уступов может работать различный горнотранспортный комплекс. Любой комплекс призван обеспечить перемещение уступа таким образом, чтобы на каждом из них все время сохранялась рабочая площадка шириной $B_\mu \geq B_{\mu min}$.

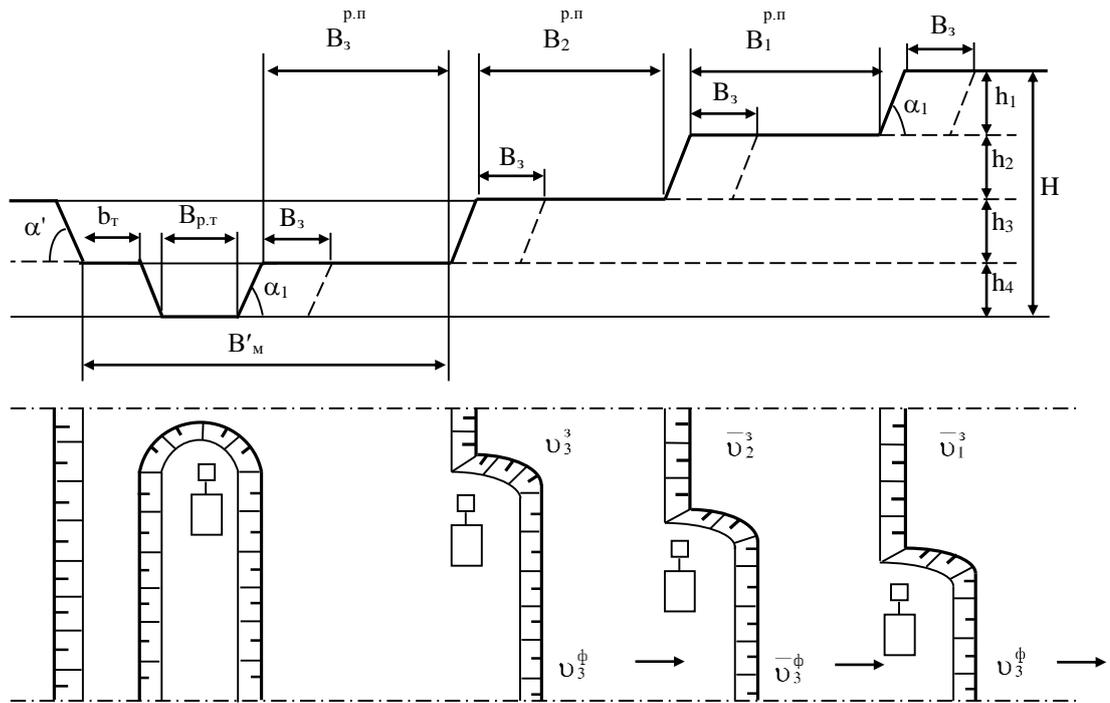


Рис. 9.17 Схема рабочей зоны карьера и подготовки нового горизонта

Это требование выполняется при условии, когда скорость перемещения μ -го рабочего уступа (v_{μ}^{ϕ}) больше или равна скорости перемещения нижележащего рабочего уступа ($v_{\mu+1}^{\phi}$), т.е.:

$$v_{\mu}^{\phi} \geq v_{\mu+1}^{\phi}, \quad (9.14)$$

где v_{μ}^{ϕ} и $v_{\mu+1}^{\phi}$ – скорости перемещения фронта уступа соответственно на μ -м и нижележащем ($\mu + 1$)-м уступе.

В общем случае:

$$v_{\mu}^{\phi} \geq v_{\mu+1}^{\phi} \geq \dots \geq v_n^{\phi}. \quad (9.15)$$

Естественно, что значения рассматриваемых определяющих характеристик на разных уступах могут быть как различными, так и одинаковыми в зависимости от их конкретного сочетания влияющих факторов.

Если на всех рабочих уступах рабочие площадки поддерживаются на уровне расчетно-минимальной ширины, т.е. $B_{\mu} = B_{\mu min}$, то принятый

горнотранспортный комплекс обеспечивает требуемое (оптимальное) развитие горных работ в карьере за рассматриваемый период.

В случае, когда $V_{\mu} > V_{\mu min}$, на μ -м уступе имеется некоторый запас горной массы, целесообразность которого диктуется конкретными обстоятельствами на предприятии в данный момент времени. Однако это не оказывает отрицательного влияния на развитие горных работ в карьере.

При $V_{\mu} < V_{\mu min}$ не выполняются требования (9.13), что ведет к снижению интенсивности горных работ, сокращению запасов горных пород в рабочей зоне карьера и другим негативным последствиям.

Соразмерное развитие горных работ в глубину карьера обеспечивается созданием условий для вскрытия нового, в рассматриваемом случае, четвертого горизонта (см.рис. 9.17). Для этого текущий нижний, третий уступ при однобортном развитии горных работ должен быть отодвинут от нерабочего борта на расстояние (см. рис. 9.17):

$$V_M' \geq v_T + V_{p.T} + h_4(\text{ctg}\alpha' + \text{ctg}\alpha) + V_3^{p.п}, \quad (9.16)$$

где v_T – ширина транспортной (предохранительной) бермы; $V_{p.T}$ – ширина разрезной траншеи на вскрываемом горизонте; h_4 – высота текущего нижнего уступа; $V_3^{p.п}$ – ширина рабочей площадки на третьем уступе; α' и α – углы откоса нерабочего и рабочего борта вскрываемого уступа.

При двухбортном развитии горных работ в карьере каждый рабочий борт текущего нижнего уступа от оси разрезной траншеи вскрываемого горизонта должен быть отодвинут на расстояние:

$$V_M'' \geq V_{p.T} / 2 + h_4 \text{ctg}\alpha + V_3. \quad (9.17)$$

Возможен вариант, когда вследствие интенсивного перемещения забоя на

нижнем уступе создаются условия для вскрытия нижеследующего горизонта без выполнения условий (9.16), (9.17) (рис. 9.18). В этом случае подготовка нового горизонта может осуществляться одновременно с ведением горных работ на нижнем горизонте после появления пионерного фронта (L_n).

Требуемая ширина площадки для вскрытия очередного горизонта определяется из соотношения:

$$B_m''' \geq 2B_T + B_{p.T} + h_n(\text{ctg}\alpha' + \text{ctg}\alpha). \quad (9.18)$$

Таким образом, значительно упрощается возможность вскрытия нового горизонта.

Время, необходимое для начала горно-подготовительных работ на вскрываемом нижнем горизонте определяется из равенства:

$$T_{\Pi} = B_m / v_4^{\phi} + t_n, \quad (9.19)$$

где v_4^{ϕ} – скорость перемещения фронта уступа на нижнем горизонте; t_n – время подготовки пионерного фронта работ на нижнем уступе.

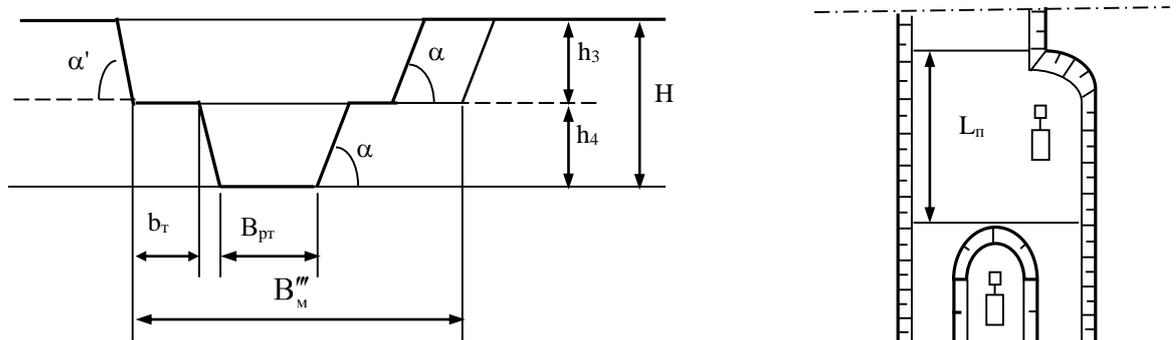


Рис. 9.18. Схема подготовки нового горизонта при наличии пионерного фронта работ

Последнее вычисляется из выражения:

$$t_n = L_n / v_3. \quad (9.20)$$

где v_3 – скорость подвигания забоя третьего уступа

Для обеспечения соразмерного развития горных работ за рассматриваемый период необходимо поддерживать на нужном уровне скорости подвигания забоев, фронта рабочих уступов и углубления горных работ. При фиксированной высоте уступа это достигается за счет регулирования производительности выемочно-погрузочного оборудования, длины фронта работ. Последние, в свою очередь, предопределяются типом, числом выемочно-погрузочного оборудования и формой организации его работы.

В случаях необходимости повышения скорости перемещения фронта уступа v_μ^ϕ , темпа углубки горных работ v_y следует поднимать производительность выемочно-погрузочного оборудования на рабочих уступах и улучшать организацию всех основных и вспомогательных технологических процессов при заданных параметрах элементов системы разработки.

Как видно, системы и технологии разработки полезных ископаемых тесно взаимосвязаны между собой, так как, первые являются оболочками вторых. Если системы характеризуются изменением положения горных выработок в карьерном поле, то технологии – способом производством горных работ в этих выработках. Поэтому технология совместно с рабочими параметрами выемочно-погрузочного оборудования оказывает сильное влияние на выбор параметров и показателей системы разработки.

Подсистемы разработки определяются направлением перемещения горных выработок относительно осей и контура карьера. Выбор подсистем осуществляется исходя из формы, параметров залегания полезных ископаемых, физико-технических свойств пород, требуемого количества и качества товарной продукции и экономических показателей работы предприятия.

Обоснование подсистем разработки предусматривает установление их основных параметров в зависимости от перечисленных выше природных и

технологических факторов во взаимосвязке с рабочими параметрами и техническими характеристиками принимаемого комплекса горного и транспортного оборудования. Выбранная подсистема должна обеспечивать для конкретных условий максимально возможную по природным, техническим и экономическим условиям производственную мощность карьера по полезному ископаемому при минимальных затратах на выполнение всех видов основных, вспомогательных работ, а также природоохранных мероприятий

9.9. Схемы развития рабочей зоны при углубочной системе разработки

При разработке наклонных и крутопадающих залежей параметры рабочей зоны претерпевают изменения в течение всего срока эксплуатации карьера. Рассмотрим это на схемах, предложенных Ю.А. Дриженко. На рис. 9.19 показано три характерных положения рабочей зоны, определяемых пунктами заложения разрезных траншей (C_1, C_2, C_3). Эти точки располагаются на бортах карьера со стороны лежащего и висячего боков залежи ($a, б$), на лежащем и висячем боках залежи ($в, г$) и по середине залежи с различным углом откоса рабочего борта карьера ($д, е$).

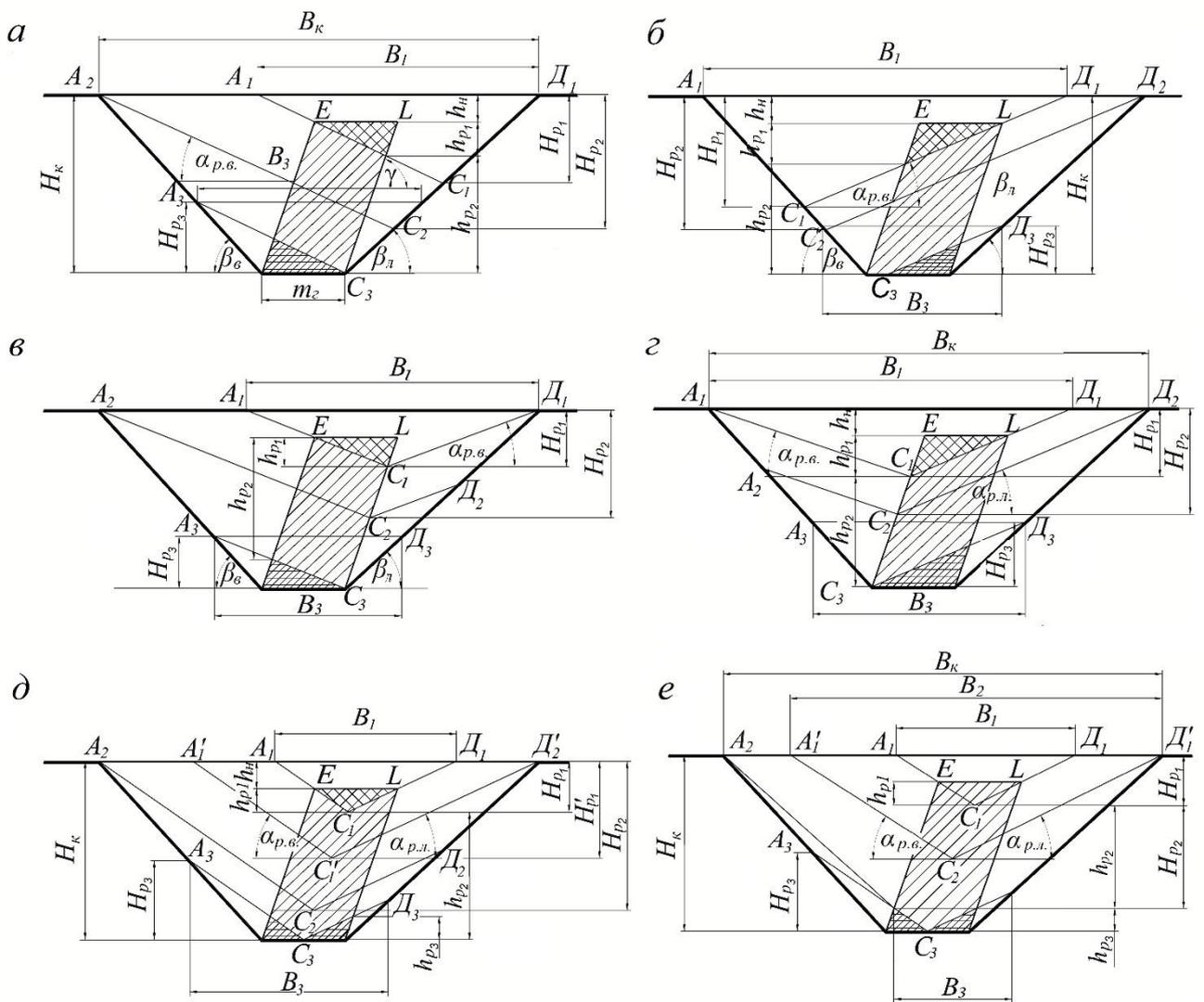


Рис. 9.19. Схемы развития рабочей зоны в глубоких карьерах при расположении пионерной разрезной траншеи:

по контуру карьерного поля со стороны лежачего и висячего боков залежи (а, б); по лежачему и висячему бокам залежи (в, г); по середине залежи с пологими углами откосов рабочей зоны (д); по середине залежи с крутонаклонными углами откосов рабочей зоны (е)

В первом положении рабочей зоны (A_1, C_1, D_1) достигается проектная мощность по полезному ископаемому. Ширина карьера по поверхности A_1, D_1 не достигает проектного значения. Во втором положении рабочей зоны (A_2, C_2, D_2) обеспечивается стабильное выполнение установленной производительности по полезному ископаемому и вскрыше. Горные работы ведутся в проектных контурах карьера. В третьем положении рабочей зоны (A_3, C_3, D_3), соответствующем предельной глубине карьера осуществляется доработка месторождения с затуханием производительности по полезному ископаемому и вскрыше.

Значения высоты рабочей зоны по периодам разработки в целом

H_{p1}, H_{p2}, H_{p3} , для полезного ископаемого h_{p1}, h_{p2}, h_{p3} , сильно зависят от углов откосов рабочих бортов по лежащему и висячему бокам залежи $\alpha_{л}$ и $\alpha_{в}$. Они определяются по приведенным в табл. 9.4 зависимостям.

Углубление горных работ по середине залежи (см. рис. 9.19, *д, е*) позволяет производить добычу полезного ископаемого с минимальными текущими объемом вскрыши и шириной рабочей зоны (B_1, B_2, B_3). Вследствие этого при понижении горных работ возможен возрастающий объем вскрышных работ. С увеличением значения α_p существенно увеличивается высота рабочей зоны, снижаются текущие объемы вскрыши. При значениях α_p , близких к проектным углам откосов бортов карьера $\beta_{в}$, высота рабочей зоны H_{p2} достигает максимальной величины. Однако небольшие значения B_2, B_3 по сравнению с B_k отрицательно сказываются на возможности размещения транспортных коммуникаций. В этих условиях наиболее благоприятным является вскрытие рабочих горизонтов автомобильными скользящими съездами.

Годовая производительность карьера по полезному ископаемому $Q_{п.и}$ в первом периоде определяется по формуле:

$$Q_{п.и} = \frac{k_{\phi} m_{\Gamma} h_{p1} L_{п} Q_{э.г}}{h_y (B_{п.п} + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y) L_{э}}, \quad (9.21)$$

где k_{ϕ} – коэффициент формы залежи в плане, $k_{\phi}=0,7-0,9$; $m_{\Gamma}, L_{п}$ - горизонтальная мощность и длина пласта по простиранию, м; h_{p1} – высота рабочей зоны по полезному

Таблица 9.4.

Параметры рабочей зоны по периодам разработки месторождения

Периоды разработки месторождения	Освоение проектной мощности карьера	Выход рабочих бортов на проектные границы карьера по поверхности	Доработка карьера в проектных границах
1	2	3	4
Высота рабочей зоны по руде, м	$h_{p1} = \frac{m_{\Gamma} \sin \gamma \sin \alpha_{п.в.}}{\sin(\alpha_{п.в.} + \gamma)}$ (а, в)	$h_{p2} = H_{p2} - h_{н} - h_{p1}$ (а, г) $h_{p2} = H_{p2} - h_{н} - h_{p1}$	$h_{p3} = \frac{m_{\Gamma} \sin \beta_{л} \sin \alpha_{п.в.}}{\sin(\alpha_{п.в.} + \beta_{л})}$ (а, в)

	$h_{p1} = \frac{0,25m_{\Gamma} \sin^2 \gamma \sin(\alpha_{p.B.} + \alpha_{p.л.})}{\sin(\alpha_{p.B.} + \gamma) \sin(\gamma - \alpha_{p.л.})}$ (д) $h_{p1} = \frac{m_{\Gamma} \sin \gamma}{\sin(\alpha_{p.л.} - \gamma)}$ (б) $h_{p1} = \frac{m_{\Gamma} \sin \gamma \sin \alpha_{p.л.}}{\sin(\gamma - \alpha_{p.л.})}$ (г) $h_{p1} = \frac{m_{\Gamma} \sin \alpha_{p.л.} \sin \alpha_{p.B.}}{\sin(\alpha_{p.B.} + \alpha_{p.л.})}$ (е)	(д, б, г, е)	$h_{p3} = \frac{0,5m_{\Gamma} \sin \alpha_{p.B.}}{\sin(\beta_B - \alpha_{p.B.})}$ (д) $h_{p3} = m_{\Gamma} \operatorname{tg} \alpha_{p.л.}$ (б, г) $h_{p3} = \frac{0,5m_{\Gamma} \sin \beta_{л} \sin \alpha_{p.л.}}{\sin(\alpha_{p.л.} - \beta_{л})}$ (е)
Общая высота рабочей зоны, м	$H_{p1} = \frac{h_H + h_{p1} + (H_K - h_H - h_{p1})}{\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg}(90 - (\alpha + \beta))}$ (а) $H_{p1} = \frac{m_{\Gamma} + 2(2h_H + h_{p1}) \operatorname{ctg} \alpha_p}{\operatorname{ctg} \alpha_p + \operatorname{ctg} \beta}$ (д) $H_{p1} = h_H + h_{p1}$ (б, в) $H_{p1} = h_H + h_{p1}$ (г, е)	$H_{p2} = \frac{B_K}{\operatorname{ctg} \alpha_p + \operatorname{ctg} \beta}$ (а, в) $H_{p2} = \frac{B_K \sin \alpha_{p.B.} + \sin \alpha_{p.л.}}{\sin(\alpha_{p.B.} + \alpha_{p.л.})}$ (д, е) $H_{p2} = \frac{B_K \sin \beta_B}{\sin(\alpha_{p.л.} + \beta_B)}$ (г) $H_{p2} = H_{p1} + \frac{0,5m_{\Gamma} \sin(\gamma + \alpha_{p.л.}) \sin \alpha_{p.л.}}{\sin \gamma}$ (б)	$H_{p3} = H_K - H_{p2}$ (а, г) $H_{p3} = \frac{m_{\Gamma} \cdot \sin \beta_B}{\sin(\beta_B - \alpha_{p.B.})}$ (в) $H_{p3} = \frac{m_{\Gamma} \cdot \sin \beta_{л}}{\sin(\beta_{л} - \alpha_{p.л.})}$ (б, г) $H_{p3} = \frac{0,5 \cdot m_{\Gamma} \cdot \sin \beta_B \cdot \sin \alpha_{p.B.}}{\sin(\beta_B - \alpha_{p.B.})}$ (е)
Ширина рабочей зоны, м	$B_{p1} = h_H \cdot \operatorname{ctg} \alpha_p + m_{\Gamma} + (H_K - h_H - h_{p1}) \cdot (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} 90^0 - (\gamma + \beta))$ (а) $B_{p1} = (2 \cdot h_H + h_{p1}) \cdot \operatorname{ctg} \alpha_p$ (д, е) $B_{p1} = m_{\Gamma} + 2 \cdot h_H \cdot \operatorname{ctg} \alpha_p$ (б, в, г)	$B_{p2} = B_K$ (а-е)	$B_{p3} = H_{p3} \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_{p.B.} + \operatorname{ctg} \alpha_{p.л.})$ (а-е)

Продолжение таблицы 9.4

1	2	3	4
Объем горной массы (м ³) и средний коэффициент вскрыши	$V_d = B_{p1} \cdot L_{cp1}$ $K_{B1} = \frac{B_{cp1} \cdot L_{cp1}}{0,5 \cdot m_{\Gamma} \cdot h_{p1} \cdot L_{cp1}} - 1$	$V_2 = B_{p2} \cdot L_{cp2}$ $K_{B2} = \frac{B_{cp2} \cdot L_{cp2}}{(m_{\Gamma} \cdot (H_{p2} - h_K) - 0,5 \cdot \frac{m_{\Gamma}^2 \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{p.B.}}{\sin(\gamma + \alpha_{p.B.})}) \cdot L_{cp}} - 1$ (а, в) $K_{B2} = \frac{B_{cp2} \cdot L_{cp2}}{(m_{\Gamma} \cdot (H_{p2} - h_K) - 0,5 \cdot h_{p1} \cdot m_{\Gamma}) \cdot L_{cp.p}} - 1$ (д)	$V_3 = B_{p3} \cdot L_{cp3}$ $K_{B3} = \frac{B_{cp3} \cdot L_{cp3}}{0,5 \cdot h_{p3} \cdot m_{\Gamma} \cdot L_{cp.p}} - 1$ (а, в, д, е) $K_{B3} = \frac{B_{cp3} \cdot L_{cp3}}{0,5 \cdot \frac{m_{\Gamma}^2 \cdot \sin \gamma}{\sin(\gamma - \alpha_{p.л.})} \cdot L_{cp}} - 1$ (б, г)

		$K_{B_2} = \frac{B_{cp2} \cdot L_{cp2}}{(m_r \cdot (H_{p2} - h_k) - 0,5 \cdot \frac{m_r^2 \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{pl}}{\sin(\gamma - \alpha_{pl})})} - 1$ <p style="text-align: center;">(а, в)</p> $K_{B_2} = \frac{B_{cp2} \cdot L_{cp2}}{m_r \cdot H_{p2} \cdot L_{cp.p}}$ <p style="text-align: center;">(е)</p>	
--	--	---	--

ископаемому, м; $Q_{э.г}$ - годовая производительность добычного экскаватора, м³/год; h_y – высота добычного уступа, м; $B_{р.п}$ – ширина рабочей площадки, м; α_y – угол откоса добычного уступа, град; $L_э$ – длина экскаваторного блока, м.

Расстояние транспортирования горной массы $L_{тр}$ по борту карьера составляет:

$$L_{тр} = \frac{1000 N_{p1} \cdot k_{тр}}{i_p} \quad (9.22)$$

где N_{p1} – высота рабочей зоны в течение первого периода разработки месторождения, м; $k_{тр}$ – коэффициент развития трассы, м; i_p – руководящий подъем пути, ‰.

В течение второго периода отработки залежи производительность карьера по полезному ископаемому остается постоянной. Производительность карьера по горной массе определяется из выражения:

$$V_{г.м} = Q_{п.и} (1 + k_t), \quad (9.23)$$

где k_t – текущий коэффициент вскрыши, м³/м³.

Длина транспортирования горной массы по борту карьера составляет:

$$L_{т.р2} = \frac{1000 (N_{p1} + h_{p2}) k_{т.р}}{i_p}, \quad (9.24)$$

где h_{p2} – высота рабочей зоны по полезному ископаемому в течение второго периода разработки, м.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей в общем случае возможны схемы развития рабочей зоны или их комбинаций, обобщенные Ю.А. Дриженко. На рис. 9.20 первой цифрой обозначен порядковый номер схемы, второй цифрой – угол падения залежи (1 - $\alpha = 35-70^\circ$; 2 - $\alpha = 70 - 90^\circ$; 3 - $\alpha = 35 - 90^\circ$), третьей цифрой – применяемый вид транспорта (1 – автомобильный, 2 – железнодорожный, 3 – конвейерный; 4, 6, 8, 10, 12 – комбинированный, автомобильно-железнодорожный; 5, 7, 9, 11 – комбинированный, автомобильно-конвейерный); в скобках указан возможный вид транспорта.

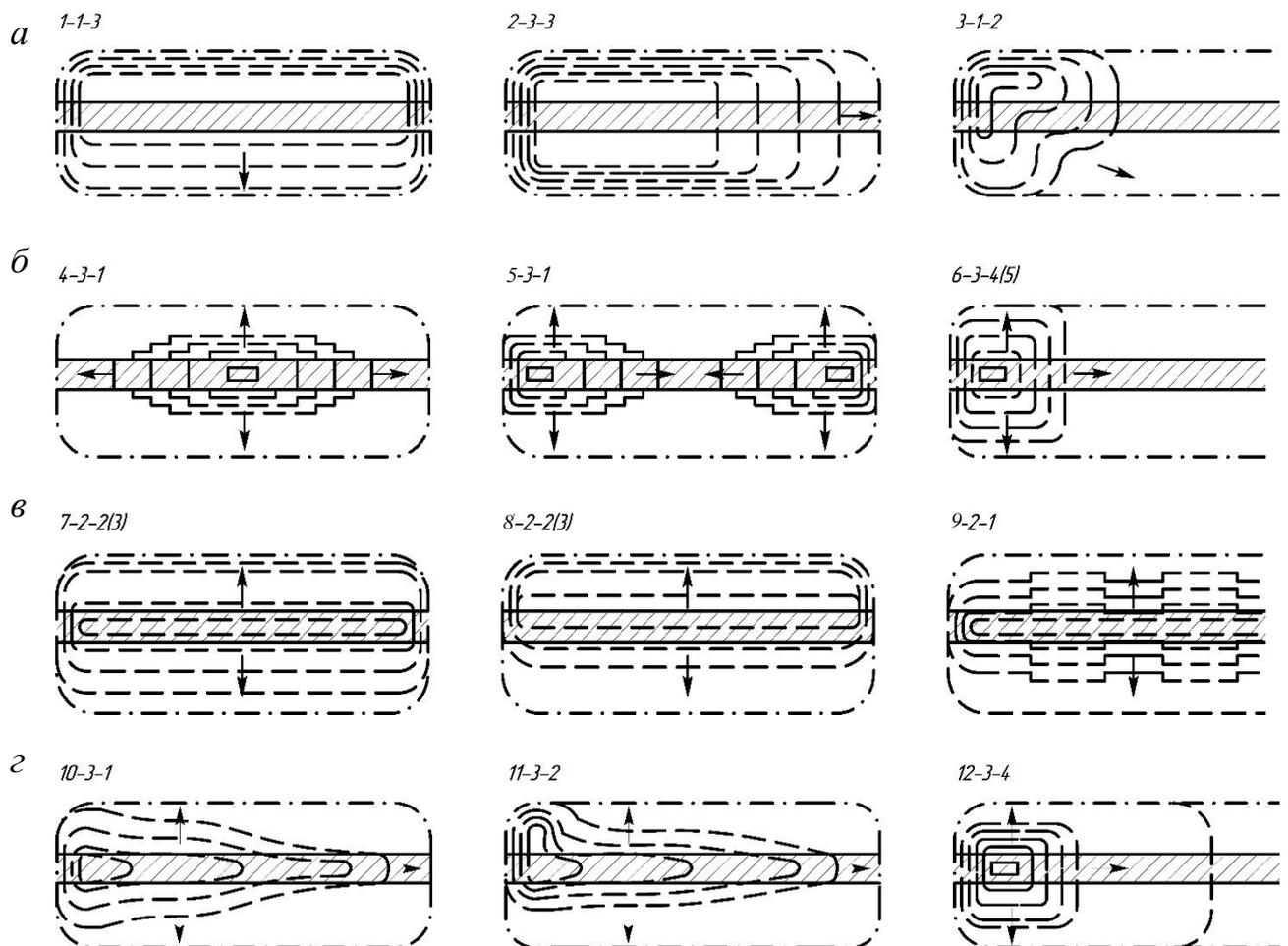


Рис. 9.20. Схемы развития рабочей зоны глубоких карьеров в плане
 Схема 1-1-3 предусматривает продольное подвигание забоев и поперечное перемещение фронта уступов. Разрезные траншеи расположены по борту карьера со стороны лежащего бока залежи. Вид транспорта конвейерный.

Схема 2-3-3 характеризуется поперечным подвиганием забоев и продольным перемещением фронта уступов. Пионерные разрезные траншеи размещаются в одном из торцов карьера. Вид транспорта – конвейерный.

Схема 3-1-2 предусматривает продольно-поперечное перемещение фронта уступов с размещением разрезной траншеи в одном из углов карьерного поля. Эта схема наиболее характерна для применения железнодорожного транспорта.

Схема 4-3-1 характеризуется поперечным перемещением фронта уступов и продольной отработкой панелей. Вскрытие горизонтов осуществляется временными автомобильными съездами с созданием первоначального разрезного котлована. Направление фронта уступов – от середины залежи к торцам карьера по ее простиранию. Подвигание забоев вкрест простирания производится в пределах, обеспечивающих требуемую интенсивность углубки карьера.

Схема 5-3-1 аналогична схеме 4 и отличается вскрытием горизонтов в торцах карьера с перемещением фронта уступов по простиранию залежи от флангов навстречу друг другу.

Схема 6-3-4 (5) предусматривает поперечное подвигание забоев и продольное перемещение уступов. Углубка карьера интенсивно производится до конечной глубины с последующим перемещением фронта уступов от одного из флангов к противоположному с образованием внутренних отвалов пород вскрыши.

Схемы 7-2-2 (3) и 8-2-2 (3) характеризуются продольным подвиганием забоев и поперечным перемещением фронта уступов. Место заложения разрезных траншей - по центру залежи полезного ископаемого (схема 7) и по ее лежащему боку (схема 8). Направление перемещения фронта уступов - к бортам карьера. Транспортные коммуникации располагаются на верхних горизонтах, отстроенных в предельном положении.

Схема 9-2-1 предусматривает отработку карьерного поля широкими панелями и характеризуется продольным подвиганием забоев и поперечным перемещением фронта уступов от центра карьерного поля к его бортам. Каждый

горизонт разделяется по простиранию залежи полезного ископаемого на несколько участков - панелей с самостоятельными средствами разработки и смещением фронта горных работ относительно друг друга.

Схемы *10-3-1* и *11-3-2* предусматривают отработку карьерного поля диагональными блоками, ориентированными под углом к простиранию залежи полезного ископаемого. Вскрытие горизонтов по схеме *10* производится автомобильными съездами с размещением первоначального разрезного котлована в одном из торцов карьера, по схеме *11* – в торце и части прилегающего борта. Развитие фронта уступов производится к противоположному торцу карьера. По схеме *11* вскрытие горизонтов производится общей внутренней траншеей с тупиковыми железнодорожными съездами. Транспортные коммуникации располагаются на отстроенном в предельном положении торце карьера и прилегающей части борта.

Схема *12-3-4* характеризует отработку карьерного поля очередями с поперечным подвиганием забоев и продольным перемещением фронта добычной зоны. Направление движения фронта уступов – от одного из торцов к противоположному.

9.10. Запасы горных пород в рабочей зоне карьера

По степени доступности горных пород для извлечения из массива обычно различают подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы. В качестве классификационных признаков разделения запасов на категории рассматривается подготовка рабочих горизонтов к эксплуатации с проведением соответствующих дренажных, вскрывающих, горно-подготовительных выработок и других вспомогательных работ. Однако такой подход к оценке запасов не правомерен, так как он характеризует физико-техническое состояние массива пород и представляет совершенно другой этап (уровень) эксплуатации месторождения – период подготовки карьерного поля к разработке, а не степень доступности пород для извлечения из массива. По этой причине в зависимости

от времени производства подготовки уступов к обработке подготовленные запасы то предшествуют вскрытым запасам, включая их в свой состав (В.В. Ржевский), то сами входят в состав вскрытых запасов (К.Н. Трубецкой). Это свидетельствует о том, что для определения доступности извлечения пород из массива использование понятия «подготовленные запасы» некорректно.

В рабочей зоне карьера (в массиве) реально существуют лишь вскрытые, готовые к выемке и долговременные запасы горных пород. Однако при разработке скальных пород обуренные и взорванные породы могут быть отнесены к подготовленным запасам в технологическом смысле. Часть их находится в составе вскрытых, другая часть в составе готовых к выемке запасов.

В соответствии с технологией и порядком ведения горных работ под *вскрытыми* следует понимать запасы горных пород на самом верхнем уступе - очищенные от естественных и искусственных преград, а на последующих (сверху вниз) уступах - освобожденные от пород вышерасположенных уступов, причем для разработки этих уступов должны быть выполнены предусмотренные техническим проектом горно-подготовительные работы.

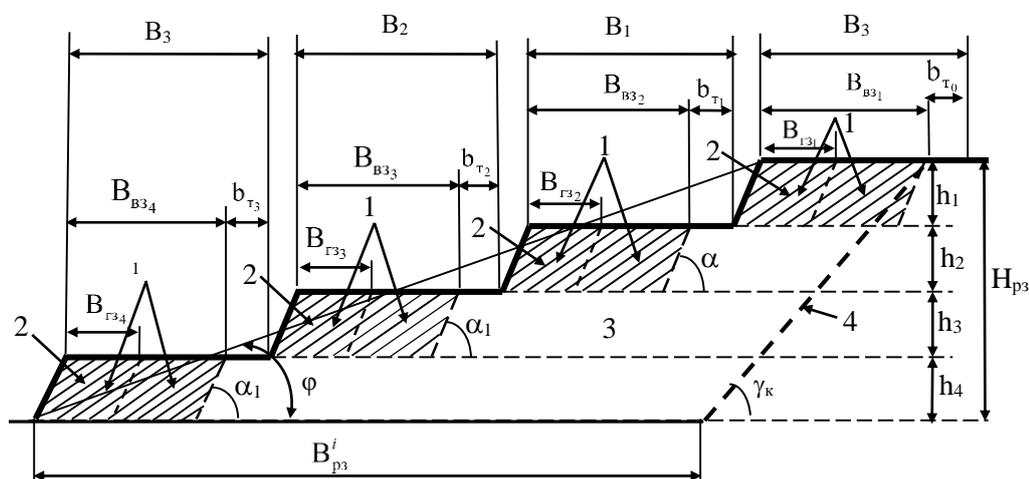


Рис. 9.21. Поперечный разрез рабочей зоны:

1 – вскрытые запасы уступов, 2 – готовые к выемке запасы в составе вскрытых запасов уступов, 3 – долговременные запасы, 4 – граница долговременных запасов

Вскрытые запасы в пределах рабочей зоны целесообразно определять как сумму запасов составляющих уступов. Вскрытые запасы уступа ограничены: от

выработанного пространства откосом и верхней площадкой уступа, снизу – плоскостью основания данного уступа, по флангам – плоскостями, проведенными перпендикулярно к линии фронта уступа по концам его длины под углом откоса уступа, а со стороны массива – плоскостью, проведенной через линию, отложенную от нижней бровки верхнего уступа на расстоянии равной ширине транспортной полосы, под углом откоса уступа (см. рис.9.21). Ширина верхней площадки первого уступа и ширина транспортной полосы на нем принимаются такими же, как на нижнем уступе при нормальных условиях работы горного и транспортного оборудования.

Под *готовыми* к выемке следует считать запасы из числа вскрытых, которые готовы к выемке, погрузке и перемещению непосредственно из массива, либо после взрывного или механического рыхления с обязательной прокладкой транспортных коммуникаций. Эти запасы должны находиться в таком состоянии, при котором можно было вести их выемку, погрузку и транспортировку. При этом нет надобности в выделении из этого числа объемов отдельно обуренных и взорванных пород, поскольку речь идет о запасах горных пород в массиве (целике).

Готовые к выемке запасы уступа ограничены от выработанного пространства откосом и верхней площадкой уступа, снизу – плоскостью основания данного уступа, по флангам плоскостями, проведенными перпендикулярно к линии фронта уступа по концам его длины под углом откоса уступа, а со стороны массива плоскостью, проведенной от границы заходки по целику под углом откоса уступа (см. рис.9.21).

При взрывной подготовке горных пород готовые к выемке запасы в разрыхленном состоянии подразделяются на несколько слоев. Первая экскаваторная заходка, готовая к выемке, обычно состоит из объема отброшенной части развала. Запасы в последующих слоях (заходках) становятся реально готовыми к выемке, погрузке и перемещению лишь после подвода к ним соответствующих транспортных коммуникаций.

Запасы горных пород в рабочей зоне за вычетом вскрытых запасов

называются долговременными. Они извлекаются из рабочей зоны после постановки первого (сверху) и последующих уступов в предельное положение.

Долговременные запасы в рабочей зоне ограничены: сверху плоскостью основания первого рабочего уступа, снизу – плоскостью основания нижнего рабочего уступа, по флангам – боковыми гранями рабочей зоны, со стороны массива – плоскостью, проведенной от границы вскрытых запасов первого рабочего уступа под углом нерабочего борта карьера в предельном положении, а со стороны вскрытых запасов – совокупностью откосов уступов, соответствующих границам вскрытых запасов уступов (см. рис.9.21).

При современном уровне использования компьютерной техники вычисление указанных объемов пород в рабочей зоне не представляет трудностей. Однако для анализа текущего и перспективного состояния горных работ в карьере нужно располагать аналитическим аппаратом определения этих показателей рабочей зоны. В этих целях последнюю по ее длине следует разбить (поперечными разрезами) на несколько (m) характерных элементарных участков длиной l_g и для каждого выделенного g -го участка на его поперечном сечении вычислить интересующие величины. Далее в зависимости от характера задачи путем их усреднения или суммирования можно найти искомые объемы пород в рабочей зоне карьера в целом.

В соответствии с изложенным вскрытые запасы горных пород на данном разрезе g -го элементарного участка рабочей зоны определяются по формуле (см. рис.9.21):

$$S_{вз} = \sum_{\mu=1}^n (B_{\mu-1} - v_{т(\mu-1)}) h_{\mu} = \sum_{\mu=1}^n B_{вз_{\mu}} h_{\mu}, \quad (9.25)$$

где $B_{\mu-1}$ – ширина рабочей площадки на $(\mu-1)$ -м уступе; $v_{т(\mu-1)}$ – ширина транспортной полосы на $(\mu-1)$ -м уступе; $B_{вз_{\mu}}$ – ширина вскрытых запасов на μ -м уступе; h_{μ} – высота μ -го уступа; n – число рабочих уступов.

Объем вскрытых запасов в рабочей зоне карьера вычисляется как сумма объемов пород ее различных участков, т.е.

$$V_{вз} = \sum_{g=1}^m S_{вз} l_g. \quad (9.26)$$

В целях упрощения записи индекс «g» при $S_{вз}$ и $V_{вз}$ опущен.

В случае определения этих запасов по планам горных работ они вычисляются из выражения:

$$V_{вз} = \sum_{\mu=1}^n B_{вз\mu} h_{\mu} L_{\mu}, \quad (9.27)$$

где L_{μ} – длина фронта работ на μ -м уступе.

Готовые к выемке запасы горных пород в рабочей зоне на данном разрезе g -го элементарного участка определяются по формуле (см.рис.9.21):

$$S_{гз} = \sum_{\mu=1}^n B_{з\mu} h_{\mu}, \quad (9.28)$$

где $B_{з\mu}$ – ширина заходки по целику μ -го уступа.

Весь объем готовых к выемке запасов в рабочей зоне:

$$V_{гз} = \sum_{g=1}^m S_{гз} l_g. \quad (9.29)$$

По плану горных работ они определяются из выражения:

$$V_{гз} = \sum_{\mu=1}^n B_{з\mu} h_{\mu} L_{\mu}. \quad (9.30)$$

Долговременные запасы горных пород на данном разрезе g -го элементарного участка рабочей зоны определяются по формуле:

$$S_{дз} = \frac{1}{2} H_{рз} [(B_{рз} + (B_0 - B_{то}))] - S_{вз}. \quad (9.31)$$

После определения запасов в пределах каждой рабочей зоны суммированием находят общие вскрытые и готовые к выемке запасы горных пород для карьера в целом. В целях дифференциации найденные объемы вскрытых и готовых к выемке запасов разбивают по видам горных пород и сортам полезного

ископаемого. Они легко вычисляются по приведенным выше методикам для каждого рассматриваемого элементарного участка уступа (по высоте и в плане) на компьютере с использованием программы Автокад. Могут быть отдельно учтены по тем же категориям запасы некондиционных и забалансовых руд. Общие запасы карьера по категориям пород складываются из объемов по отдельным рабочим зонам.

Рассмотренные запасы горных пород относятся к так называемым текущим. Их должно быть достаточно для бесперебойного выполнения всех горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ. На основании этого положения следует определять объемы соответствующих рабочих блоков: подготовленных к бурению, обуриваемых, взрывааемых и др. Готовыми к выемке запасами должна быть обеспечена стабильная работа выемочно-погрузочного оборудования, а в добычной зоне должно быть обеспечено наличие всех добываемых видов и категорий полезных ископаемых по качеству. На современных карьерах готовые к выемке запасы на один экскаватор составляют, как правило, не менее его месячной производительности, в исключительных случаях половину этой величины. Вскрытые запасы на любой момент времени должны обеспечить готовые к выемке запасы.

9.11. Изменение текущих запасов в зависимости от параметров системы разработки

Рассмотрим изменения текущих запасов горных пород в зависимости от параметров системы разработки при углубочной системе разработки крутопадающей залежи (рис. 9.22) с использованием зависимостей (9.25) и (9.28).

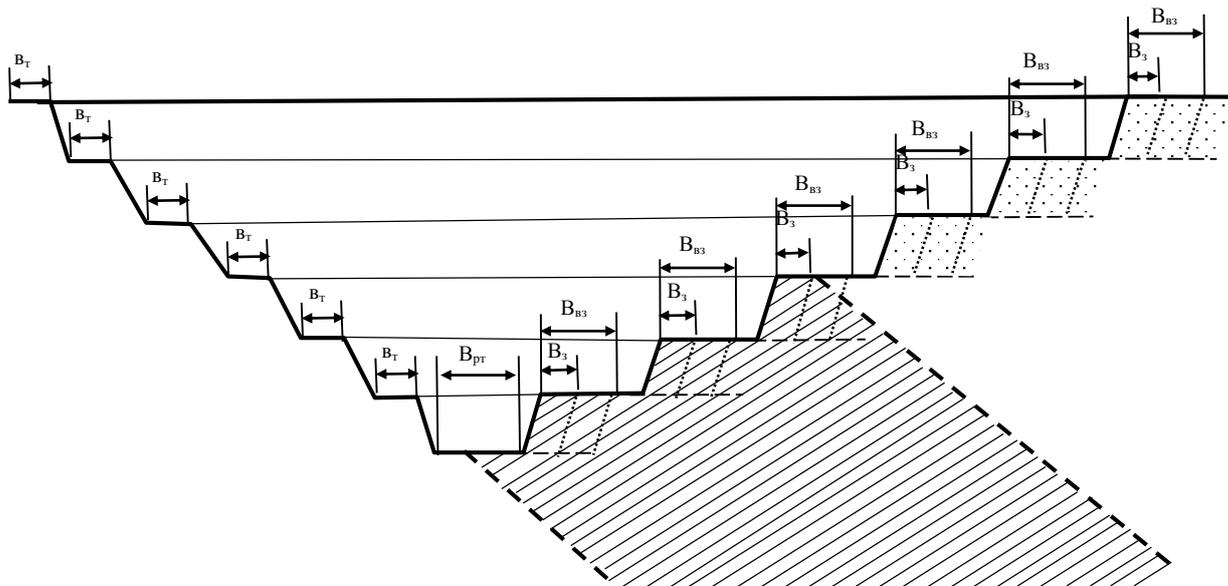


Рис. 9.22. Поперечный разрез рабочей зоны при углубочной однобортовой подсистеме разработки крутопадающей залежи:

$B_{ВЗ}$ – ширина вскрытых запасов; $B_З$ – ширина заходки по целику; $B_{ПТ}$ – ширина разрезной траншеи; $B_Т$ – ширина транспортной бермы

Для простоты расчетов уступы в рабочей зоне примем одинаковой высоты и одинаковой ширины рабочих площадок. Просчитаем варианты, когда высота уступа составляет 10, 15 и 20 м, ширина рабочей площадки – 30, 45, 60 и 75 м, ширина транспортной бермы – 8, 12, 16, 20 и 24 м, высота рабочей зоны – 30, 40, ..., 120 м.

Объемы вскрытых запасов горных пород g -го элементарного участка рабочей зоны (m^2), вычисленные по формуле (9.25), при различном сочетании указанных параметров углубочной системы разработки для одной рабочей зоны приведены в табл. 9.5. Они графически представлены на рис. 9.23.

Таблица 9.5.

Объемы вскрытых запасов (m^2) при различных ширине рабочей площадки и высоте рабочей зоны

$B_{ц}$	$B_Т$	$B_{ВЗ}$	$H_{рз}$					
			30	40	60	80	100	120
75	8	67	2010	2680	4020	5360	6700	8040
	12	63	1890	2520	3780	5040	6300	7560
	16	59	1770	2360	3540	4720	5900	7080
	20	55	1650	2200	3300	4400	5500	6600

	24	51	1530	2040	3060	4080	5100	6120
60	8	52	1560	2080	3120	4160	5200	6240
	12	48	1440	1920	2880	3840	4800	5760
	16	44	1320	1760	2640	3520	4400	5280
	20	40	1200	1600	2400	3200	4000	4800
	24	36	1080	1440	2160	2880	3600	4320
45	8	37	1110	1480	2220	2960	3700	4440
	12	33	990	1320	1980	2640	3300	3960
	16	29	870	1160	1740	2320	2900	3480
	20	25	750	1000	1500	2000	2500	3000
	24	21	630	840	1260	1680	2100	2520
30	8	22	660	880	1320	1760	2200	2640
	12	18	540	720	1080	1440	1800	2160
	16	14	420	560	840	1120	1400	1680
	20	10	300	400	600	800	1000	1200
	24	6	180	240	360	480	600	720

Как видно из рис. 9.23, при одной и той же ширине рабочей площадки, чем больше высота уступа, тем больше запасы. На одном и том же уступе с увеличением ширины рабочей площадки пропорционально растут вскрытые запасы. Запасы размером, например, 600 м² обеспечиваются на 10 метровом уступе при $V_{\mu}=75$, $V_{вз}=60$ м, на 15 метровом уступе при $V_{\mu}=60$, на единицу длины блока $V_{вз}=40$ м, на 20 метровом уступе при $V_{\mu}=45$, $V_{вз}=30$ м. Большие объемы запасов достижимы только на 15 и 20 метровых уступах.

С увеличением ширины рабочей площадки и уменьшением ширины транспортной бермы во всех рабочих зонах растут объемы вскрытых запасов. При фиксированных значениях $V_{рп}$ и $V_{вз}$ они прямо пропорциональны высоте рабочих зон. Эти закономерности графически изображены на рисунке 9.24. Видно, что большие объемы вскрытых запасов при одной и той же высоте рабочей зоны могут быть достигнуты при больших значениях ширины рабочей площадки и малых величинах ширины транспортной бермы, что и имеет место на действующих карьерах.

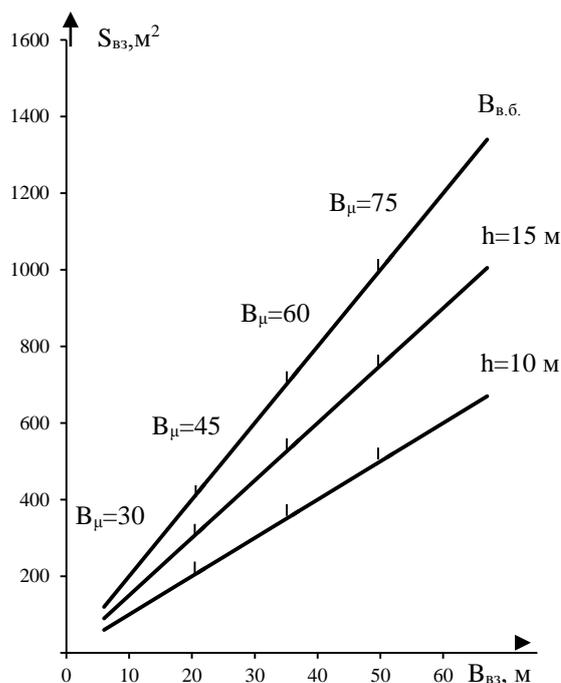


Рис. 9.23. Зависимость изменения вскрытых запасов от ширины B_{B3} на уступах различной высоты

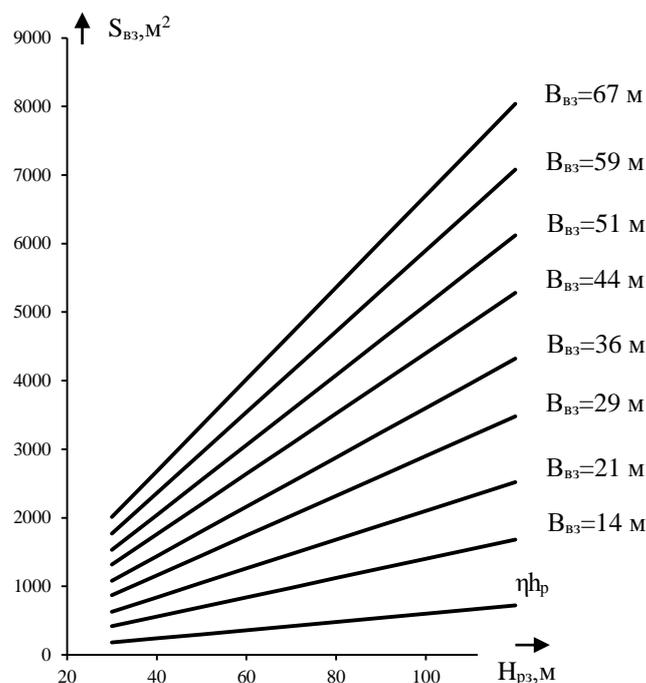


Рис. 9.24. Зависимость изменения вскрытых запасов от высоты рабочей зоны H_{p3} при различной их ширине

Объемы готовых к выемке запасов, вычисленные по формуле (9.28) при различных ширине заходки по целику и высоте рабочей зоны, приведены в табл. 9.6 и графически представлены на рис. 9.25. Как видно, при одной и той же ширине заходки по целику искомые объемы растут прямо пропорционально высоте уступа и высоте рабочей зоны, а при одинаковой высоте рабочей зоны – прямо пропорционально ширине заходки по целику.

Таблица 9.6.

Объемы готовых к выемке запасов при различных ширине заходки и высоты рабочей зоны

h	B_3	H_{p3}									
		30	40(45)	50	60	70(75)	80	90	100(105)	110	120
10	14	420	560	700	840	980	1120	1260	1400	1540	1680
15	14	420	(630)		840	(1050)		1260	(1470)		1680
	18	540	(810)		1080	(1350)		1620	(1890)		2160
20	18		720		1080		1440		1800		2160
	22		880		1320		1760		2200		2640

Графическое изображение объемов готовых к выемке запасов позволяет оперативно отыскать сочетание параметров системы разработки, обеспечивающее требуемый объем полезного ископаемого и вскрышных пород.

Готовыми к выемке запасами должна быть обеспечена стабильная работа выемочно-погрузочного оборудования, а в добычной зоне еще должно быть обеспечено наличие всех добываемых видов и категорий полезных ископаемых по качеству. Вскрытые запасы на любой момент времени должны обеспечить готовые к выемке запасы. Колебания объемов вскрытых и готовых к выемке запасов должны происходить в строго определенных пределах, не достигая крайне минимальных значений.

Объем готовых к выемке запасов в экскаваторном блоке должен гарантировать его бесперебойную работу в течение месяца, т.е.:

$$V_{ГЗ} \geq Q_3. \quad (9.32)$$

Для нормального функционирования любой системы разработки площадь рабочего пространства в карьере должна быть достаточной для размещения и бесперебойной работы всех средств механизации, входящих в данный комплект.

9.12. Рациональное соотношение между вскрытыми и готовыми к выемке запасами

С точки зрения технологии работ и управления запасами вид добываемой горной породы для карьера не имеет значения. Различие в полезном ископаемом

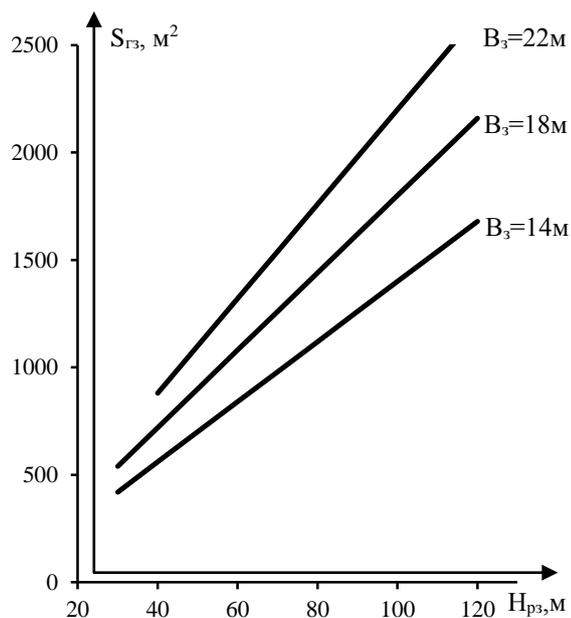


Рис. 9.25. Зависимость изменения готовых к выемке запасов от высоты H_{рз} при различном значении B_з

и пустых породах определяется только экономическими факторами. Исторически сложившаяся традиция учитывать только запасы полезного ископаемого некорректна и ошибочна. Необходимо рассматривать и регламентировать запасы не только полезного ископаемого, но и всех горных пород, проработать вопрос о целесообразном соотношении между вскрытыми и готовыми к выемке запасами горных пород в рабочей зоне.

Установление рационального соотношения между указанными запасами и его соблюдение способствует ритмичной и экономичной работе предприятия. Несоразмерное опережение вскрышных работ перекладывает затраты на будущее, а их отставание приводит к невыполнению плана по добыче полезного ископаемого. И в том, и другом случаях предприятие несет убытки.

Еще большую значимость подготовленность запасов к выемке приобретает для горных предприятий, ведущих разработку месторождений комплексных руд, которые, как правило, характеризуются многосортностью. Такие рудообразования имеют различную конфигурацию и сложную геолого-морфологическую структуру.

С технологической точки зрения нормирование запасов по степени их подготовленности к выемке сводится к обоснованию резервов горного производства по всему комплексу горных работ: это своевременное выполнение требуемого объема горно-подготовительных, вскрышных работ, регулирование качественных характеристик отгружаемого полезного ископаемого в зависимости от геометрии рудоносной зоны, горно-технологических показателей и поставка потребителю товарной руды в соответствии с требованиями технических условий.

Готовые к выемке запасы призваны обеспечивать ритмичную работу горного и транспортного оборудования карьера в рамках месячного выполнения недельно-суточного плана-графика горных работ.

Вскрытые запасы играют роль стратегического резерва для развития горных работ в рамках квартальной разбивки годового плана.

Необходимость установления запасов горных пород по степени

подготовленности к выемке вызывается следующими обстоятельствами:

- колебаниями производительности отдельных единиц горно-транспортного оборудования;

- постоянным изменением горно-технических условий по мере понижения горных работ;

- снижением показателей качества руды с глубиной, что отражает объективную закономерность изменения соотношения легко- и труднообогатимых руд;

- высокой динамичностью цен и спроса на продукцию горного производства на внешнем и внутреннем рынках минерального сырья.

Поддержание необходимого соотношения между готовыми ($V_{гз}$) и вскрытыми ($V_{вз}$) запасами связано как с обеспечением выполнения программы, так и с затратами. Избыток вскрытых запасов приводит к замораживанию средств, увеличению себестоимости продукции, недостаток – к снижению объемов добычи, недополучению прибыли от реализации товарной руды.

Очевидна необходимость в теоретическом обосновании рационального соотношения между указанными показателями. Для этого положим, что изменение уровня рассматриваемых запасов подчиняется простой схеме типа

цепной реакции 2^{i-1} и сумма этого ряда, т.е. объемов запасов равна $\sum_{i=1}^k 2^{i-1}$ (где i –

индекс суммирования, k - количество уровней). Тогда для готовых запасов, т.е.

для первого уровня $2^{i-1}=1$, сумма ряда $\sum_{i=1}^1 2^{i-1} = 1$. Для вскрытых запасов, т.е. для

второго уровня $2^{i-1}=2$ и сумма ряда $\sum_{i=1}^2 2^{i-1} = 3$. Следовательно, соотношение

между запасами рассматриваемых уровней составит:

$$V_{гз} : V_{вз} = 1 : 3 \quad (9.33)$$

Соотношение (9.33) отражает детерминированную зависимость между запасами горных пород для обеспечения ритмичной работы карьера.

Как отмечено выше, месячный объем готовых к выемке запасов горных пород в экскаваторном блоке данного горизонта должен равняться месячной производительности экскаватора. Следовательно, минимальный объем вскрытых запасов одного экскаватора должен составлять трехкратную величину готовых к выемке запасов. Если это положение распространить на весь рабочий уступ, то он будет нормально функционировать без разноса борта вышележащего уступа в течение трех месяцев. Это иллюстрирует график на рис. 9.26. За первый месяц (T_1) отгружается предусмотренный планом объем пород (руд) $V_{ГЗ}$, во втором (T_2) и третьем (T_3) месяцах извлекаются по объему $V_{ГЗ}$ из вскрытых запасов. В результате вскрытые запасы (при остановке горных работ на верхнем горизонте) полностью исчерпываются. Карьер не имеет возможности выдавать горную массу с рассматриваемого горизонта (уступа).

Для исключения таких ситуаций, т.е. для обеспечения нормальной работы карьера вскрытые запасы должны пополняться ежемесячно объемом, равным величине извлеченных готовых запасов, показанных на рис. 9.26 (верхняя часть). Это произойдет за счет перемещения фронта уступа на верхнем горизонте на шаг менее ширины заходки на текущем горизонте.

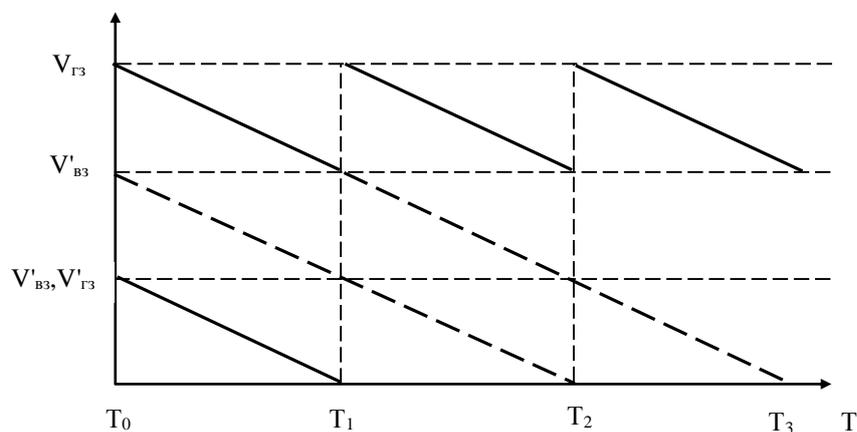


Рис. 9.26. График изменения вскрытых и готовых к выемке запасов в разрезе квартала

Приведенные выше формулы для определения вскрытых и готовых к выемке запасов горных пород показывают, что запасы в разрезе рабочей зоны линейно зависят от размеров рабочих площадок на вышележащем горизонте и

экскаваторной заходки на текущем горизонте. Причем минимально необходимый объем вскрытых запасов соответствует минимальной ширине рабочей площадки. Эти параметры в нужных размерах обеспечиваются регулированием показателей системы разработки

9.13. Графическая иллюстрация изменения текущих запасов вскрышных пород в рабочей зоне

Управление текущими запасами горных пород осуществляется на основе выявленных выше закономерностей их изменения в зависимости от размеров рабочей зоны. Интегрально эта зависимость учитывается углом откоса рабочего борта карьера, связывающего основные параметры системы разработки между собой. Это иллюстрирует схема изменения запасов вскрышных пород при углубочной продольной однобортовой подсистеме разработки крутопадающей залежи (рис. 9.27). Транспортные коммуникации расположены на лежащем боку залежи в пределах всей его длины или части. Фронт уступов перемещается в сторону висячего бока. Освоение проектной производительности карьера по полезному ископаемому достигается с момента формирования откоса рабочего борта в пределах всей толщи полезного ископаемого (Ю.А. Дриженко). При этом высота добычной зоны H_d составит:

$$H_d = \frac{m \sin \alpha_p}{\sin(\gamma + \alpha_p)}, \quad (9.34)$$

а количество добычных горизонтов (n_d):

$$n_d = \frac{m \sin \alpha_p}{h_d \sin(\gamma + \alpha_p)}, \quad (9.35)$$

где, m – мощность залежи, м; γ – угол падения залежи, град; α_p – угол откоса рабочего борта, град; h_d и h_b – высота добычных и вскрышных уступов, м.

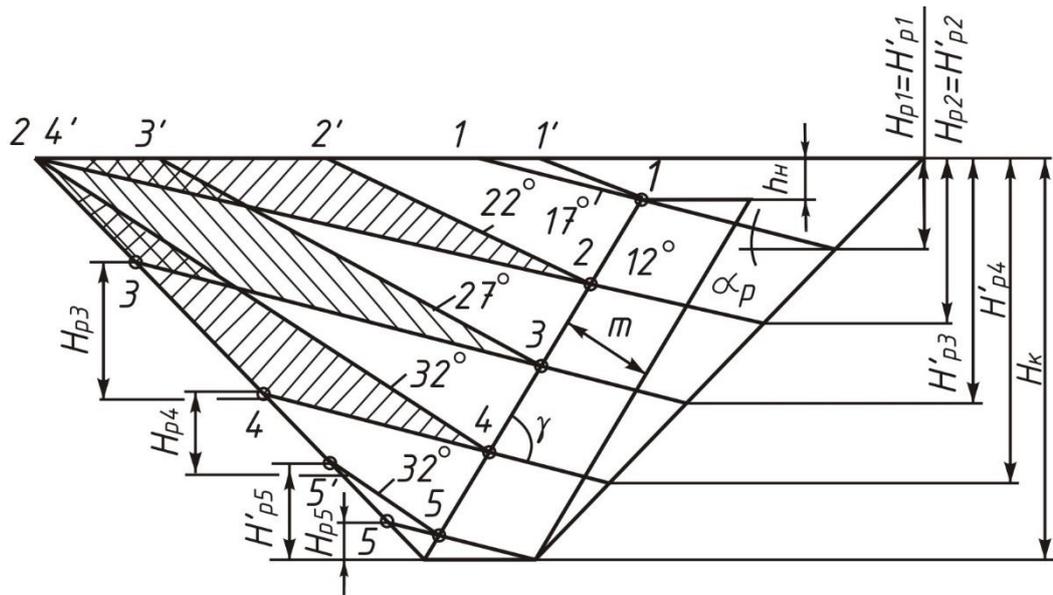


Рис. 9.27. Характер изменения запасов вскрышных пород при продольной углубочной однобортовой подсистеме разработки:

1 – выход на проектную производительность; 2 – достижение горными работами граничных контуров на поверхности; 3, 4 – периоды эксплуатации карьера; 5 – доработка карьерного поля; заштриховано – изменение объемов выемки пород вскрыши при увеличении угла откоса α_p рабочего борта карьера

Высота вскрышной зоны висячем боку залежи в первом периоде равна мощности наносов h_n , а количество вскрышных горизонтов определяется из выражения:

$$n_{в1} = \frac{H_n}{h_b}. \quad (9.36)$$

Как видно из рис. 9.27, текущие объемы вскрыши значительно уменьшаются при увеличении угла откоса рабочего борта карьера. Так, в первом периоде разработки при его увеличении до 17° рабочий борт переходит из положения 1-1' в положение 1-1, что соответственно приводит к снижению текущего объема вскрыши (в расчете на 1 м длины фронта уступа), в размере:

$$\Delta S_1 = \frac{h_n^2 \sin(\alpha_{p1} - \alpha_p)}{\sin \alpha_p \sin \alpha_{p1}}. \quad (9.37)$$

Высота рабочей зоны карьера в обоих случаях одинакова и составляет

$H_{p_1} = H'_{p_1}$. Во втором периоде разработки рабочий борт перемещается в положение 2, что при постоянном значении α_1 фиксирует его выход на границу карьерного поля на поверхности. При этом максимальная высота рабочей зоны составит H_{p_2} . Нерабочий борт со стороны лежачего бока залежи занимает свое предельное положение. Высота добычной зоны и число добычных уступов не изменяются и остаются постоянными на протяжении всего периода эксплуатации.

При наращивании производственной мощности карьера соответственно увеличивается и количество добычных горизонтов. Высота вскрышной зоны

составляет $H_{B_2} = h_n + \sum_1^i h_d$, а количество вскрышных горизонтов будет

$$n_{B_2} = \left(h_n + \sum_1^i h_d \right) / h'_B$$

Изменение объема вскрыши при увеличении угла откоса рабочего борта до величины α_{p_1} учитывается выражением:

$$\Delta S_2 = \frac{\left(h_n + \sum_1^i h_d \right)^2 \sin(\alpha_{p_1} - \alpha_p)}{\sin \alpha_p \sin \alpha_{p_1}}. \quad (9.38)$$

Дальнейшая углубка дна карьера при постоянном значении α_p приводит к уменьшению высоты рабочей зоны до H_{p_3} и H_{p_4} , увеличивая угол откоса до $\alpha_{p_1} = 27 - 32^\circ$. При этом рабочий борт из положения 3-3' перемещается в положение 3-3, а из положения 4-4' перемещается в положение 4-4. Значительно снижается объем вскрыши в висячем боку залежи (см. рис. 9.27). Высота рабочей зоны карьера будет максимальной H'_{p_4} .

Последующая углубка дна карьера приводит к уменьшению высоты рабочей зоны H_{p_5} до минимального значения, после чего происходит снижение производительности карьера по добыче полезного ископаемого.

Рассмотренный пример, иллюстрирующий закономерности изменения

текущих запасов горных пород в рабочей зоне показывает, что величина углов откоса рабочего и нерабочего бортов существенным образом сказываются на общем и текущем объеме вскрыши.

Увеличивая углы откоса рабочего борта глубоких карьеров в отдельные периоды можно снизить объем вскрыши на 20-30%, что значительно улучшит технико-экономические показатели работы предприятия.

Контрольные вопросы:

1. Какие различают запасы горных пород по степени их доступности к выемке из массива?

2. Что следует понимать под вскрытыми запасами и как они определяются?

3. Что следует понимать под готовыми к выемке запасами и как они определяются?

4. Что следует понимать под долговременными запасами и как они определяются?

5. Какие разновидности запасов можно отнести к текущим?

6. Каково рациональное соотношение между вскрытыми и готовыми к выемке запасами горных пород?

7. Приведите графическое изображение изменения запасов вскрышных пород в зависимости от угла откоса рабочего борта карьера.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.1 и 2. М.: Недра, 1985 г. –549 с.
2. Мельников Н.В. Избранные труды: Состояние и проблемы развития горной науки и техники в СССР.М.:Наука, 1992. – 230с.
3. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. М.: Изд-во «Высшая школа», 2009. – 694с.
4. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981 г. – 278 с.
5. Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ «ҒЫЛЫМ», 2003. – 328 с.
6. Ракишев Б.Р. Вскрытие и системы открытой разработки. – Алматы: КазНТУ, 2011. – 275 с.
7. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997.–478с.
8. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. –М.: НТЦ "Горное дело", 2008. – 472с.
9. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Ресурсосберегающие технологии на угольных разрезах. Алматы: КазНТУ, 2011. – 300 с.
10. Дриженко А. Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. – Днепропетровск: НГУ, 2011. – 542 с.
11. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. – М.: Недра, 1992, – 336 с.
12. Комплексное освоение недр земли. М.: УРАН ИПКОН РАН, 2011, –276 с.
13. Справочник «Открытые горные работы». – М.: Горное бюро, 1994, – 590 с.
14. Правила промышленной безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Астана: 2008, – 137 с.
15. Правила промышленной безопасности при взрывных работах. Астана: 2008, – 222 с.
16. Процессы производственные. «Общие требования безопасности» Астана: 2009.

17. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. – М.: 1986, – 109 с.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
ВВЕДЕНИЕ	4
РАЗДЕЛ I. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ	8
1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОБЪЕКТЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	8
1.1. Основные понятия разработки месторождений полезных ископаемых.	8
1.2. Типы разрабатываемых месторождений.....	11
1.3. Виды открытых горных разработок.....	14
1.4. Виды и размеры карьерных полей.....	16
1.5. Подготовка карьерного поля к эксплуатации.....	21
1.6. Виды и периоды горных работ.....	24
1.7. Порядок развития открытых горных работ.....	26
1.8. Виды соотношений между объемами вскрышных пород и полезного ископаемого.....	28
1.9. Режим открытых горных работ.....	32
2. ФОРМИРОВАНИЕ ГРУЗОПОТОКОВ И ИХ ВИДЫ	37
2.1. Порядок формирования карьерных грузопотоков.....	37
2.2. Горно-геометрический анализ модельного карьерного поля.....	39
2.3. Виды грузопотоков карьера.....	43
2.4. Предпосылки формирования грузопотоков.	46
3. ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА	49
3.1. Вскрывающие горные выработки.....	49
3.2. Способы вскрытия рабочих горизонтов карьера.....	52
3.3. Трассы вскрывающих выработок.....	55
3.4. Формы трасс капитальных выработок.....	58
3.5. Системы и схемы вскрывающих выработок.....	60
3.6. Технологическое значение руководящего подъема.....	63

3.7.	Схемы развития железнодорожных путей карьера.....	65
3.8.	Пункты примыкания капитальных траншей к горизонтам при железнодорожном транспорте.....	68
3.9.	Схемы автомобильных дорог карьера и их основные параметры.....	70
3.10.	Скользящие и полустационарные съезды.....	74
3.11.	Вскрытие наклонными внешними траншеями.....	78
3.12.	Вскрытие отдельными и общими внутренними траншеями.....	81
3.13.	Вскрытие групповыми внутренними и парными траншеями.....	86
3.14.	Вскрытие наклонными внешними полутраншеями и крутыми траншеями.....	87
3.15.	Вскрытие с использованием рудоспусков.....	90
3.16.	Возможности тоннельного вскрытия рабочих горизонтов.....	93
3.17.	Комбинированное вскрытие.....	96
3.18.	Вскрытие особо мощных и глубоких карьеров.....	98
3.19.	Схемы вскрытия глубокозалегающих и крутопадающих залежей.....	103
3.20.	Создание первоначального фронта работ на горизонте.....	108
4.	СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВСКРЫВАЮЩИХ ТРАНШЕЙ.....	113
4.1.	Объемы капитальных траншей и полутраншей	113
4.2.	Классификация способов проходки траншей.....	120
4.3.	Проходка полутраншей механической лопатой.....	122
4.4.	Проходка траншей драглайнами.....	123
4.5.	Проходка траншей торцевым забоем на всю глубину.....	127
4.5.1.	Проходка траншей с верхней погрузкой.....	132
4.5.2.	Проходка траншей с погрузкой породы в автомобильный транспорт	133
4.6.	Послойная проходка траншей торцевым забоем.....	135
4.7.	Проходка траншей с применением вскрышных комплексов непрерывного действия.....	137
4.8.	Специальные способы проходки траншей.....	141
РАЗДЕЛ 2.	СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ	143

МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	
5. КЛАССИФИКАЦИИ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	143
5.1. Понятие о системе открытой разработки полезных ископаемых	143
5.2. Принципы классификации систем открытой разработки полезных ископаемых.....	147
5.3. Классификации систем открытой разработки полезных ископаемых	150
6. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ.....	159
6.1. Условия применения сплошной системы разработки.....	159
6.2. Продольные и поперечные подсистемы разработки.....	164
6.3. Веерные и кольцевые подсистемы разработки.....	167
6.4. Возможности внутреннего отвалообразования.....	170
6.5. Условия применения углубочной системы разработки.....	172
6.6. Варианты развития горных работ при углубочной системе разработки.....	176
7. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ.....	181
7.1. Характеристики системы открытой разработки.....	181
7.2. Общий подход к определению высоты уступа.....	183
7.3. Высота вскрышного уступа при перевалке пород в выработанное пространство.....	187
7.4. Устойчивость откосов уступов	194
7.5. Конструкции и параметры берм при углубочной системе разработки	198
7.6. Влияние высоты уступа на угол откоса нерабочего борта и обеспечение его устойчивости	201
7.7. Ширина блока панели и рабочей площадки.....	206
7.8. Протяженность фронта уступов и экскаваторного блока.....	209
7.9. Число добычных уступов при различных подсистемах разработки...	217
8. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ.....	220

8.1.	Скорости перемещения горных выработок в карьерном поле.....	220
8.2.	Технологическая связь между скоростями перемещения подготовительных и очистных выработок.....	224
8.3.	Основные виды потерь и разубоживания полезного ископаемого	231
8.4.	Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков.....	237
8.5.	Показатели сложности строения и отработки разнородных блоков	244
9.	РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА И ВЗАИМОСВЯЗЬ ЕЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ.....	253
9.1.	Основные параметры рабочей зоны карьера.....	253
9.2.	Влияние параметров рабочей зоны на изменение объема пород	257
9.3.	Влияние числа уступов на параметры рабочей зоны.....	261
9.4.	Влияние технологических комплексов на основные параметры рабочей зоны.....	266
9.5.	Характеристики фронта вскрышных и добычных выработок в рабочей зоне.....	269
9.6.	Направления перемещения фронта уступов.....	274
9.7.	Взаимосвязь параметров смежных по высоте уступов при сплошной системе разработки.....	278
9.8.	Соразмерное развитие горных работ на смежных по высоте уступах при углубочной системе разработки.....	283
9.9.	Схемы развития рабочей зоны при углубочной системе разработки	288
9.10.	Запасы горных пород в рабочей зоне карьера.....	294
9.11.	Изменение текущих запасов в зависимости от параметров системы разработки.....	299
9.12.	Рациональное соотношение между вскрытыми и готовыми к выемке запасами.....	303
9.13.	Графическая иллюстрация изменения текущих запасов вскрышных пород в рабочей зоне.....	306
	БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	310

