

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

С. И. Протасов П. А. Самусев

**ПРАКТИКУМ ПО ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

Кемерово 2018

УДК 622.271.3(075.8)

Рецензенты:

Мироненко А. Т. – кандидат технических наук, зам. руководителя Сибирского управления Ростехнадзора;

Кафедра открытых горных работ и электромеханики Института горного дела и геосистем ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» (зав. кафедрой, кандидат технических наук, доцент В. В. Чаплыгин)

Протасов, С. И. Практикум по технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых: учебное пособие / С. И. Протасов, П. А. Самусев; КузГТУ. – Кемерово, 2018. – 108 с.

ISBN 978-5-906969-94-1

В практикуме приведен методический материал по изучению основ горного дела в области технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых, определения главных параметров карьера, а также параметров основных производственных процессов на открытых горных работах при использовании современного циклического карьерного оборудования: отечественных и зарубежных экскаваторов типа «мехлопата» и карьерных самосвалов.

Практикум предназначен для студентов направления подготовки 20.03.01 «Техносферная безопасность», профиля «Безопасность технологических процессов и производств» при изучении дисциплины «Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых», может быть также использован при выполнении выпускной квалификационной работы.

Табл. 18. Ил. 28. Библиогр. 39 назв.

Печатается по решению редакционно-издательского совета ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева».

ISBN 978-5-906969-94-1

УДК 622.271.3(075.8)
© КузГТУ, 2018
© Протасов С. И.,
Самусев П. А., 2018

ПРЕДИСЛОВИЕ

Развитие отечественной и мировой экономики требует роста добычи продукции горнодобывающей промышленности [3, 27]. Этот процесс сопровождается техническим перевооружением горнодобывающих предприятий, прежде всего карьеров и разрезов, мощной и сложной горнотранспортной техникой. В условиях значительных размеров карьерных полей эта техника требует квалифицированных инженерных решений по определению экономически обоснованных технологических параметров производственных процессов открытых горных работ, организации управления открытыми горными работами, обеспечению безопасных условий труда и минимального воздействия на окружающую природную среду [22, 37].

Предлагаемый практикум, задачами которого являются закрепление теоретических знаний и получение практических навыков по определению главных параметров карьера, обоснованному выбору средств механизации и определению рациональных параметров основных производственных процессов открытых горных работ, обеспечивающих безопасность и эффективность открытых горных работ, предназначен для подготовки специалистов службы охраны труда и производственного контроля предприятий по добыче твердых полезных ископаемых открытым способом.

В практикуме изложен методический материал по аналитическому и графическому методам определения главных параметров карьера, а также расчетам технологических параметров основных производственных процессов на открытых горных работах: обоснование параметров буровзрывной подготовки пород, ведения выемочно-погрузочных работ, транспортирования горной массы и отвалообразования вскрышных пород с использованием современного горнотранспортного оборудования.

В начале каждого раздела практикума приведено краткое изложение теоретического материала, который студент должен знать для последующего успешного выполнения технологических расчетов, а в конце раздела – вопросы для самоконтроля. В практикуме приведены также характеристики современного карьерного оборудования для механизации основных производственных процессов открытых горных работ. В конце практикума приведены литературные источники, в которых приведен более подробный материал по каждой теме работы.

1. ТЕРМИНОЛОГИЯ И ГРАФИЧЕСКОЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

1.1. Горные породы

Объектом открытых горных работ являются горные породы. *Горные породы* по их пригодности к использованию в экономике делятся на пустые породы и полезное ископаемое.

Под *полезным ископаемым* понимаются все виды горных пород, добываемых для хозяйственных нужд, строительных и научных целей и используемых в сыром виде или после переработки. Различают *металлические* (руды черных, цветных, благородных, радиоактивных и редких металлов), *неметаллические* (сырье для металлургической, химической, пищевой и других промышленности: доломиты, графиты, магнезиты, огнеупорные глины, асбест, тальк, слюда, алмазы, апатиты, сера, мышьяк, ископаемые соли и др.), *строительные* (мрамор, гранит, гравий, песок и др.) и *горючие* (уголь, горючие сланцы, торф, нефть) *горные породы*.

В зависимости от назначения полезных ископаемых потребителями предъявляются к ним определенные требования, которые объединяются понятием «качество». *Качеством полезного ископаемого* называется совокупность свойств, определяющих степень его пригодности и экономической эффективности использования. Качество полезного ископаемого оценивается *кондициями*, которые устанавливаются на разных стадиях: разведки (*разведочными*), в процессе проектирования (*проектными*) и разработки месторождения (*эксплуатационными*). Под *кондициями* понимается установленная норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция. Отклонение от кондиций оценивается количественными и качественными потерями. *Количественные потери* характеризуют уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, просыпания при погрузке и транспортировании и др. *Качественные потери* (разубоживание) характеризуют степень примешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.

Количество полезного ископаемого в установленных границах (участка, месторождения, района, бассейна и др.) называется

запасами полезного ископаемого. Различают балансовые и забалансовые запасы. Балансовыми называют запасы, удовлетворяющие требованиям современных кондиций и разработка которых экономически целесообразна. Забалансовыми называются запасы, разработка которых в настоящее время экономически невыгодна вследствие малого количества, сложных условий разработки, низких кондиций полезного ископаемого. В процессе разработки месторождения из-за несовершенства технологии добычи, особенностей залегания и др. часть запасов теряется, что учитывается на стадии проектирования карьера к разработке как проектные потери. Проектными потерями называется часть балансовых запасов, проектируемая к безвозвратному оставлению в недрах, а оставшаяся часть балансовых запасов, подлежащая извлечению из недр за время существования карьера, называется промышленными запасами.

Скопление полезного ископаемого в недрах или на поверхности земли называется *залежью*. Залежь характеризуется положением относительно земной поверхности, углом падения, мощностью, формой и строением.

Пустые породы, покрывающие или вмещающие полезное ископаемое и разрабатываемые открытым способом, называются *вскрышными породами* или *вскрышей*, а совокупность вскрышных пород и полезного ископаемого – *горной массой*.

Горные породы, являющиеся объектом открытых разработок, делятся на *коренные*, залегающие в толще земной коры по месту своего образования, и на покрывающие их *наносы* – породы измельченные, переотложенные или перенесенные. Кроме этого указанные горные породы разделены на группы с определенным диапазоном свойств:

- *скальные породы*, предел прочности которых на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) более 50 МПа (граниты, базальты, габро, известняк и др.);

- *полускальные* с $\sigma_{сж} = 20 \div 50$ МПа (мергель, алевролит, аргиллит, уголь и др.);

- *разрушенные*, искусственно или естественно измененные скальные и полускальные породы;

- *плотные* с $\sigma_{сж} = 5 \div 20$ МПа (бурый уголь, мел, твердые глины и др.);
- *мягкие* с $\sigma_{сж} < 5$ МПа (супеси, суглинки, мягкие угли и др.);
- *сыпучие* (пески).

1.2. Терминология открытых горных работ

Открытыми горными работами называется комплекс работ, проводимый с земной поверхности для добычи полезных ископаемых, создания выемок и котлованов, а способ разработки полезных ископаемых с применением этих работ – *открытым способом*.

Горное предприятие, осуществляющее добычу полезного ископаемого открытым способом, называется *карьером*. Это административное понятие карьера. Кроме этого существует техническое понятие карьера – это совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения полезного ископаемого. В зарубежной практике для наименования карьера как административно-хозяйственной единицы используется термин «горное предприятие». В практике открытых горных работ в России карьеры, разрабатывающие угольные месторождения, называются «*разрезом*», а россыпные – «*прииском*».

Месторождение или его часть, разрабатываемая одним карьером, называется *карьерным полем*. В процессе горных работ по добыче полезного ископаемого образуется открытое выработанное пространство, которое ограничивается на поверхности границами карьерного поля, по глубине – дном карьера, по бокам – бортами карьера (рис. 1.1).

Борт карьера – это ступенчатые боковые поверхности, ограничивающие выработанное пространство и состоящие из откосов и площадок уступов. Борт карьера, на котором ведутся горные работы, называется *рабочим бортом карьера*, при отсутствии горных работ – *нерабочим бортом карьера*.

Линия пересечения ботов карьера с земной поверхностью называется *верхним контуром карьера*, а с дном – *нижним контуром карьера*.

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

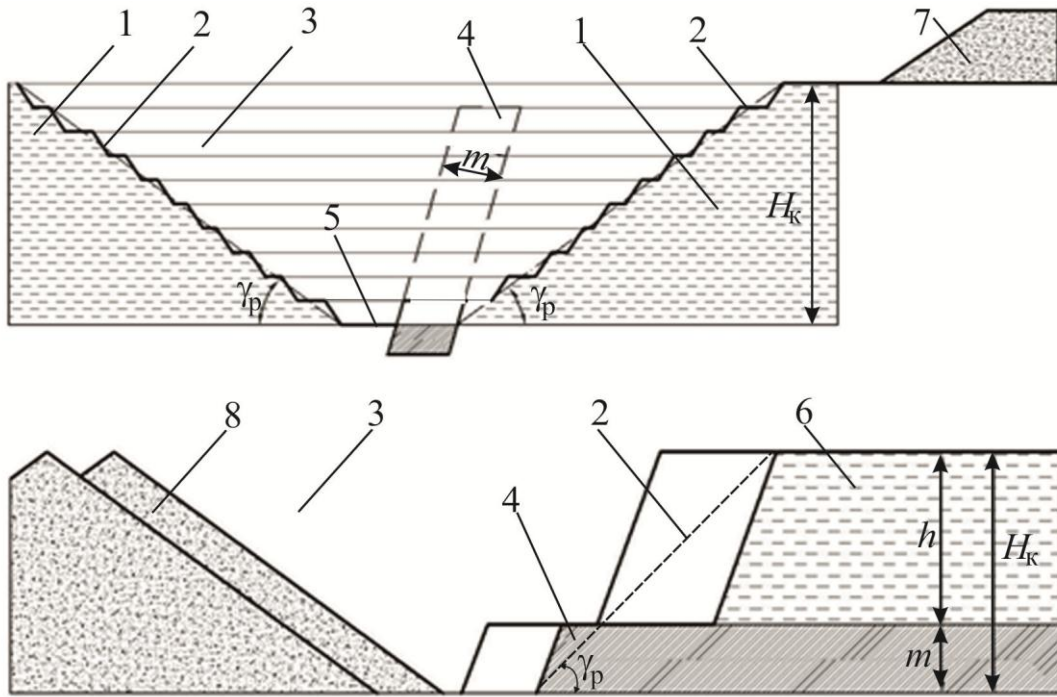


Рис. 1.1. Схемы открытой разработки месторождений: 1 – вмещающие породы; 2 – рабочий борт; 3 – выработанное пространство; 4 – полезное ископаемое; 5 – дно карьера; 6 – покрывающие породы; 7 – внешний отвал; 8 – внутренний отвал; $H_{\text{к}}$ – глубина карьера; $\gamma_{\text{р}}$ – угол рабочего борта; m – мощность полезного ископаемого; h – высота вскрышного уступа

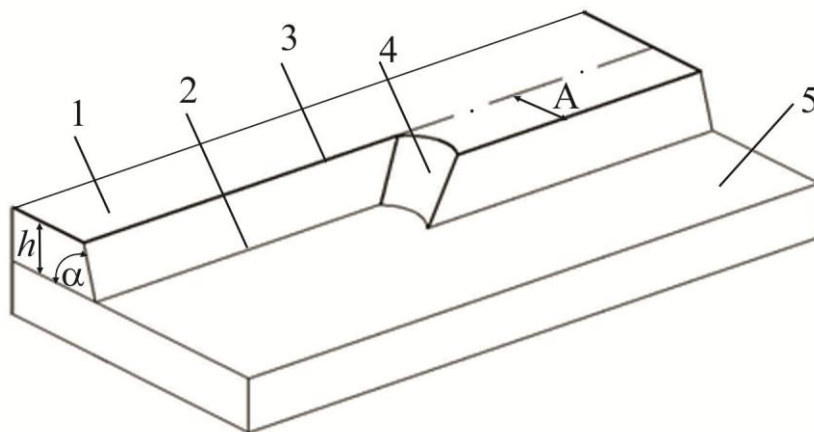


Рис. 1.2. Схема уступа: 1 – верхняя площадка уступа; 2 – нижняя бровка уступа; 3 – верхняя бровка уступа; 4 – торец уступа; 5 – нижняя площадка уступа; α – угол откоса уступа; h – высота уступа; A – ширина заходки

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

Вертикальное расстояние между отметками земной поверхности и дна карьера называется *глубиной карьера*, а максимальная расчетная глубина карьера – *проектной глубиной карьера*.

Разработка горных пород в карьере, как правило, производится слоями, в результате чего боковая поверхность карьера приобретает ступенчатую форму. Часть боковой поверхности карьера, имеющая форму ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется *уступом* (рис. 1.2). Основными элементами уступа являются *площадки, откос, бровка, торец*.

Поверхность, ограничивающая уступ сверху или снизу, называется соответственно *верхней* или *нижней площадкой уступа*. *Откосом уступа* называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства.

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

Торцом уступа называется наклонная или вертикальная поверхность, ограниченная верхней или нижней площадками уступа вкrest его простирания по ширине.

Вертикальное расстояние между верхней и нижней площадками уступа называется *высотой уступа*.

Уступ по вскрышным породам называется *вскрышным уступом* (рис. 1.3), по полезному ископаемому – *добычным*.

Поверхность уступа, подступа (торец, откос, верхняя площадка), служащая непосредственно объектом воздействия горных работ и перемещающаяся в результате этого воздействия, называется *забоем*.

Площадка уступа, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, предназначенное для разработки данного уступа, называется *рабочей площадкой уступа* или *рабочим горизонтом карьера*. Площадка между уступами, оставленная на нерабочем борту карьера для повышения его устойчивости и задержания осыпающихся с откоса уступа кусков породы, называется *предохранительной бермой*, а если на этой площадке располагаются транспортные коммуникации – *транспортной бермой*.

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

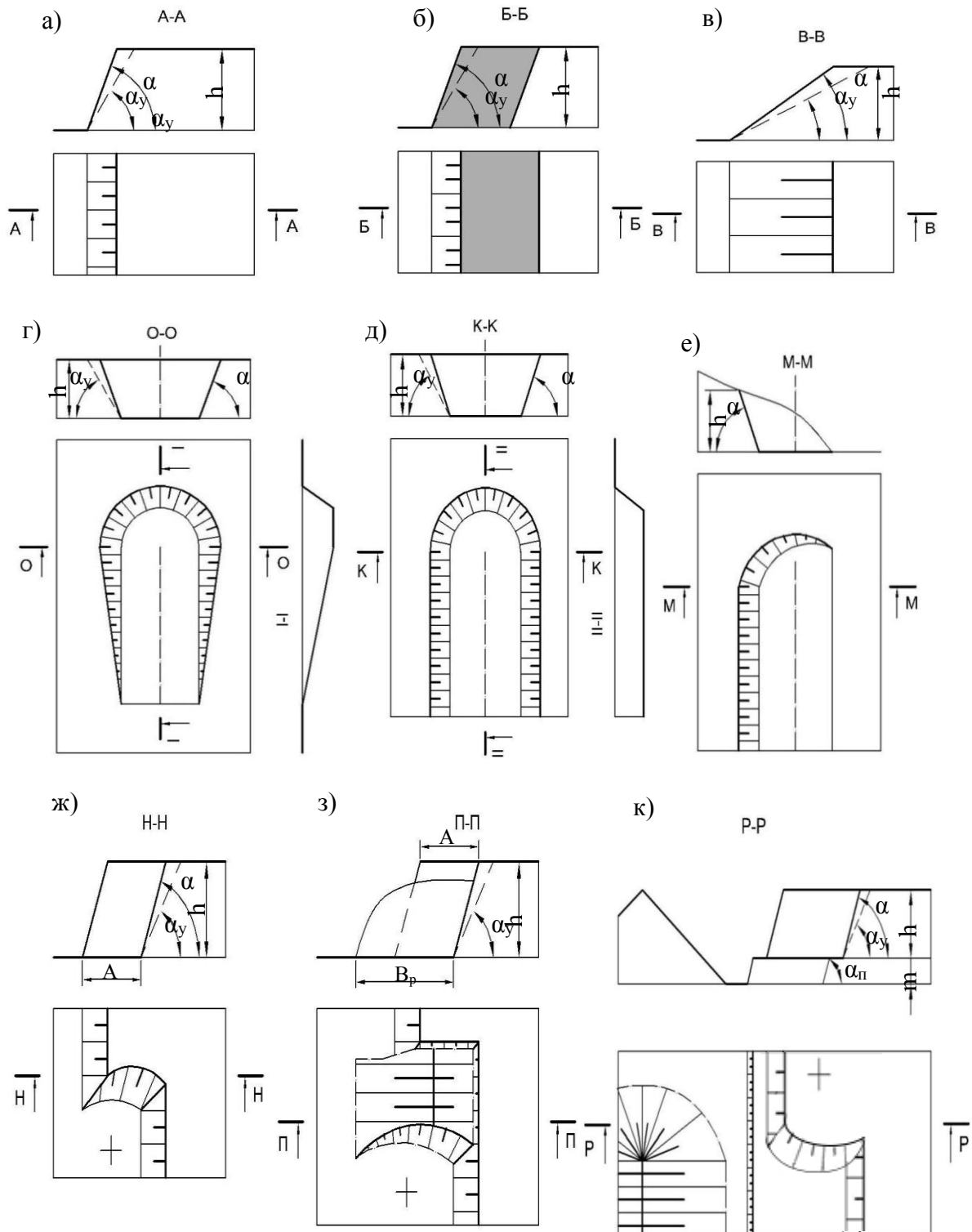


Рис. 1.3. Горные выработки: а – вскрышной уступ; б – добычной уступ; в – отвальный уступ; г – капитальная траншея; д – разрезная траншея; е – полутраншея; ж – забой механической лопаты в мягких породах; з – забой механической лопаты по взорванным породам; к – забой драглайна в мягких породах

Часть уступа по его ширине, разрабатываемая при неизменном положении забойного транспортного пути, называется *заходкой*. Заходка характеризуется *высотой, шириной* и *длиной*. Высота заходки соответствует высоте уступа, ширина – параметрам выемочного оборудования, длина – длине фронта работ уступа. В случае применения для разработки одного уступа нескольких экскаваторов заходка уступа делится на блоки.

Фронтом работ уступа называется часть уступа по его длине, подготовленная для ведения горных работ, а суммарная протяженность фронта работ всех уступов – *фронтом работ карьера*.

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

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

Наклонная траншея, служащая для создания транспортной связи (вскрытия) земной поверхности с рабочими горизонтами карьера, называется *капитальной траншеей*.

Горизонтальная траншея, предназначенная для создания первоначального фронта работ, называется *разрезной траншеей*. Искусственная насыпь пустых пород или некондиционных полезных ископаемых называется *отвалом*.

Отвалы, размещенные в выработанном пространстве карьера, называются *внутренними отвалами*, а вне его контуров – *внешними отвалами*.

1.3. Коэффициенты вскрыши

Для количественной характеристики перемещаемых объемов вскрышных пород в границах карьерного поля на открытых горных работах пользуются специальным показателем – *коэффициентом вскрыши* (K_B) – отношение объемного или весового количества вскрыши к количеству добытого или подлежащего добычи полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши показывает, сколько единиц вскрышных пород необходимо переместить в границах карьера или за его пределы, чтобы добыть единицу полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши может быть весовым (т/т), объемным ($\text{м}^3/\text{м}^3$) или смешанным ($\text{м}^3/\text{т}$ или $\text{т}/\text{м}^3$). Для

перевода K_B из одной размерности в другую пользуются соотношением

$$K_B (\text{м}^3/\text{м}^3) = K_B \frac{\rho_B}{\rho_{\Pi}} (\text{т}/\text{т}) = K_B \frac{1}{\rho_{\Pi}} (\text{м}^3/\text{т}) = K_B \rho_B (\text{т}/\text{м}^3), \quad (1.1)$$

где ρ_{Π} , ρ_B – соответственно средняя плотность полезного ископаемого и вскрыши ($\text{т}/\text{м}^3$).

Различают следующие коэффициенты вскрыши.

Средний коэффициент вскрыши ($K_{\text{ср}}$) определяется отношением объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого в конечных контурах карьера:

$$K_{\text{ср}} = \frac{V_B}{V_{\Pi}}. \quad (1.2)$$

Если запасы полезного ископаемого определены по данным геологической разведки, то коэффициент вскрыши называется *средним геологическим*, а если при определении коэффициента вскрыши использованы промышленные запасы, то в этом случае он называется *средним промышленным*.

К моменту сдачи карьера в эксплуатацию объемы вскрыши и запасы полезного ископаемого уменьшаются, так как в период строительства карьера из него удаляются объемы вскрышных пород ($V_{\text{в.с}}$) и, как правило, попутно добывается полезное ископаемое ($V_{\text{п.с}}$). Отношение оставшихся в контурах карьера объемов вскрышных пород и полезного ископаемого называется *средним эксплуатационным коэффициентом вскрыши*

$$K_{\text{ср.э}} = \frac{V_B - V_{\text{в.с}}}{V_{\Pi} - V_{\text{п.с}}}. \quad (1.3)$$

Слоевой коэффициент вскрыши ($K_{\text{сл}}$) определяется отношением объема вскрышных пород в границах слоя карьера ($V_{\text{в.сл}}$) к объему полезного ископаемого в этом же слое ($V_{\text{п.сл}}$), рис. 1.4, а:

$$K_{\text{сл}} = \frac{V_{\text{в.сл}}}{V_{\text{п.сл}}}. \quad (1.4)$$

Контурный коэффициент вскрыши (K_K) выражает отношение объема вскрышных пород (ΔV_B) к объему полезного ископа-

емого (ΔV_{Π}), прирезаемого к карьеру при расширении его контуров (рис. 1.4, б).

$$K_{\text{к}} = \frac{\Delta V_{\text{в}}}{\Delta V_{\Pi}}. \quad (1.5)$$

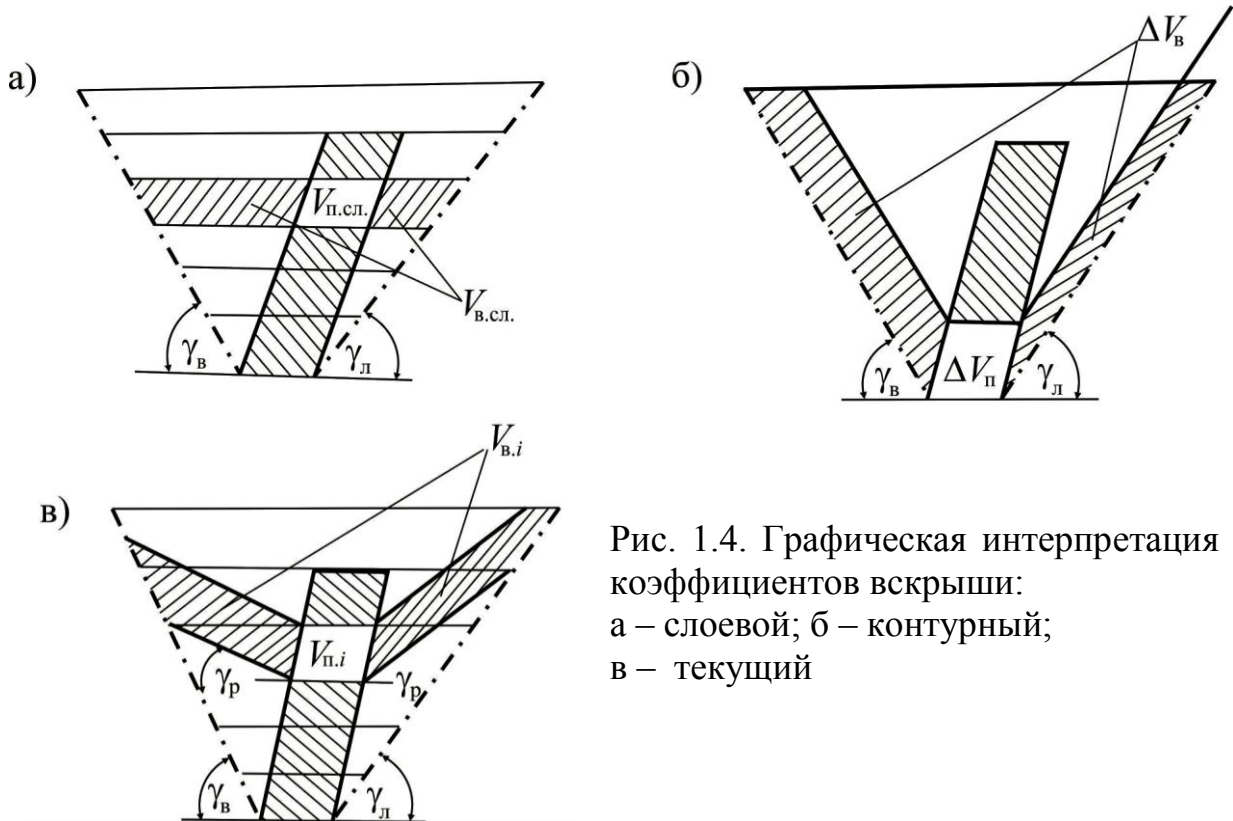


Рис. 1.4. Графическая интерпретация коэффициентов вскрыши:
а – слоевой; б – контурный;
в – текущий

Текущий коэффициент вскрыши ($K_{\text{т}}$) выражает отношение объема вскрышных пород ($V_{\text{в},i}$), перемещаемых из карьера в отвалы за какой-либо i -й период времени (рис. 1.4, в), к фактически добытому за этот же период времени объему полезного ископаемого ($V_{\text{п},i}$):

$$K_{\text{т}} = \frac{V_{\text{в},i}}{V_{\text{п},i}}. \quad (1.6)$$

Величина $K_{\text{т}}$ непостоянна и изменяется как по годам, так и в течение одного года.

Граничный коэффициент вскрыши ($K_{\text{гр}}$) является расчетным экономическим показателем и характеризует удельный (на единицу полезного ископаемого) максимальный объем перемещаемых вскрышных пород, при котором полные затраты на добычу единицы полезного ископаемого открытым способом не

превышают аналогичных затрат при подземном способе разработки.

$$C_{\Pi} = C_0 + K_T \cdot C_B, \quad (1.7)$$

где C_{Π} – допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого на данном месторождении (в качестве допустимой обычно принимается себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом или оптовая рыночная цена полезного ископаемого), р./т; C_0 – затраты собственно на добычные работы при открытом способе разработки, р./т; C_B – затраты на собственно вскрышные работы, р./м³; K_T – текущий коэффициент вскрыши, м³/т. При этом $C_0 \leq C_{\Pi}$ или $C_{\Pi} \geq C_0 + K_T \cdot C_B$.

Так как максимально допустимый текущий коэффициент вскрыши равен граничному, то $C_D + C_B \cdot K_{Гр} = C_{\Pi}$, тогда

$$K_{Гр} = \frac{C_{\Pi} - C_0}{C_B}, \quad (1.8)$$

где $K_{Гр}$ – граничный коэффициент вскрыши, м³/т.

Средний, эксплуатационный, слоевой, контурный и текущий коэффициенты вскрыши являются геометрическими показателями, так как их определяют измерением количества вскрышных пород и полезного ископаемого, а граничный коэффициент вскрыши является экономическим показателем. Величины показателей C_{Π} , C_0 и C_B не являются постоянными и изменяются по мере внедрения новых видов оборудования и технологий, поэтому граничный коэффициент вскрыши имеет тенденцию к увеличению.

Вопросы для самоконтроля

1. Что такое полезное ископаемое?
2. Что понимают под качеством полезного ископаемого?
3. Кондиции на полезное ископаемое.
4. Какие породы называют вскрышными?
5. Изобразите борт карьера и назовите его элементы.
6. Изобразите уступ и его элементы.
7. В чем отличие разрезной траншеи от капитальной?
8. Что такое коэффициент вскрыши?
9. Что такое граничный коэффициент вскрыши?
10. Что такое текущий коэффициент вскрыши?

2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ, ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ КАРЬЕРА

Работа выполняется путем изучения и определения главных параметров, производственной мощности и срока службы карьера каждым студентом самостоятельно в соответствии с условиями индивидуального занятия.

Конечная цель работы – научить студентов определять главные параметры, производственную мощность и срок службы карьера. Для достижения этой цели студент должен знать следующие вопросы:

- основные горнотехнические понятия и терминологию открытых горных работ;
- методы определения главных параметров карьера, а также коэффициенты вскрыши.

2.1. Общие сведения

К главным параметрам карьера относят величины углов откосов рабочих и нерабочих бортов карьера, глубину карьера, его длину и ширину по дну и на поверхности, объемы полезного ископаемого и вскрышных пород в контурах карьера, коэффициенты вскрыши, производственную мощность карьера.

При определении главных параметров карьера в учебных расчетах студентам можно исходить из того, что согласно индивидуальному заданию все размеры, характеризующие поперечное сечение карьера, постоянны на всем протяжении залежи и их можно рассматривать на примере одного профиля.

Значения углов откосов нерабочих бортов карьера зависят от физико-механических свойств пород, слагающих борта, условий их залегания и обводненности, глубины карьера и изменяются в широком диапазоне – от 20 до 60°. Углы откосов рабочих бортов в большой степени определяются технологическими факторами – шириной рабочей площадки и высотой уступа. Для учебных расчетов величину угла откосов нерабочих $\gamma_{\text{н}}$ бортов карьера со стороны висячего и лежачего боков пласта, а также в торцах карьера можно принимать равной $\gamma_{\text{н}} = \gamma_{\text{в}} = \gamma_{\text{л}} = 40 \div 45^\circ$, а угла откоса рабочего борта – $\gamma_{\text{р}} = 18 \div 22^\circ$.

2.2. Проектная глубина карьера

Для определения проектной (конечной) глубины карьеров, разрабатывающих наклонные и крутопадающие залежи, применяют приближенные аналитические и графические методы [2].

2.2.1. Определение глубины карьера аналитическим методом

Для простых горно-геологических условий, аналогичных выданных студенту в задании, аналитический метод позволяет достаточно быстро найти конечную глубину карьера путем решения несложных уравнений.

Для наклонных и крутопадающих залежей профессором Б. П. Боголюбовым предложена упрощенная формула [2] для определения конечной глубины карьера:

$$H_{\text{к}} = \frac{MK_{\text{гр}}K_{\text{из}}}{\text{ctg}\gamma_{\text{в}} + \text{ctg}\gamma_{\text{л}}}, \quad (2.1)$$

где M – горизонтальная мощность пласта, м; $K_{\text{гр}}$ – граничный коэффициент вскрыши, м³/т; $K_{\text{из}}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого; $\gamma_{\text{в}}$ и $\gamma_{\text{л}}$ – углы откосов нерабочего борта (угол погашения) соответственно с висячей и лежащей стороны пласта, град.

Если принять углы откосов бортов карьера одинаковыми, т. е. $\gamma_{\text{в}} = \gamma_{\text{л}}$, то формула еще более упрощается и получает вид, под которым она известна в проектной практике:

$$H_{\text{к}} = 0,5MK_{\text{гр}}K_{\text{из}}\text{tg}\gamma. \quad (2.2)$$

При значительной мощности залежи карьер можно углубить на некоторую величину без разноса бортов. Тогда полная глубина карьера:

$$H_{\text{кп}} = H_{\text{к}} + H_{\text{кдоп}} = \frac{M(K_{\text{гр}}K_{\text{из}} + 1) - Ш_{\text{д}}}{\text{ctg}\gamma_{\text{в}} + \text{ctg}\gamma_{\text{л}}}, \quad (2.3)$$

где $Ш_{\text{д}}$ – минимально возможная ширина дна карьера, м ($Ш_{\text{д}} \geq 30$ м).

При сложных условиях залегания полезного ископаемого аналитический метод не обеспечивает достаточной точности расчетов, поэтому используют графический или графо-аналитический методы определения главных параметров карьера.

2.2.2. Определение глубины карьера графическим методом

При приближенном графическом методе проектная глубина карьера определяют в указанной ниже последовательности [28]:

а) в соответствующем масштабе (1:1000, 1:2000, 1:5000) строят геологический разрез месторождения (рис. 2.1), на котором показывают рельеф поверхности, наносы, залежь и их параметры;

б) на геологическом разрезе наносят на залежи горизонтальные линии, вертикальное расстояние между которыми равно или кратно заданному темпу углубки карьера (h_T);

в) на каждом горизонте в точках пересечения горизонтальных линий с залежью фиксируют положения дна карьера (на рис. 2.1 точки 1-1, 2-2 и т. д.);

г) из точек 1, 2 и т. д. под углами откосов рабочих бортов карьера (γ_p) проводят линии до пересечения с земной поверхностью (линии 1-А, 2-В и т. д.);

д) длины А-А, В-В на поверхности и т. д. измеряют и делят на соответствующие им величины расстояний 1-1, 2-2 и т. д. Деление производят до тех пор, пока частное от деления не будет равно значению граничного коэффициента вскрыши (на рис. 2.1 на 5 горизонте $K_T \approx K_{гр}$);

е) соответствующие граничному коэффициенту вскрыши точки фиксируют (например, на рис. 2.1 точки Е-Е) и из них под углами погашения горных работ (γ_B и γ_D), проводят линии до пересечения с кровлей и почвой залежи. В случае если пересечение наклонных линий ЕР с залежью произойдет на разных горизонтах, положение дна карьера устанавливают на середине вертикального расстояния между точками P_B и P_D в точках O_B и O_D . И уже из точек O_B и O_D вновь проводят наклонные линии под углами погашения горных работ (γ_B и γ_D) до пересечения с по-

верхностью и определяют конечный контур карьера $O_B F F O_L$ и его глубину.

2.3. Параметры карьера в плане

Ширина дна карьера принимается равной горизонтальной мощности залежи, но не менее 30 м (если $Ш_д < 30$ м, то $Ш_д$ принимают равной 30 м):

$$Ш_д = M = m / \sin \alpha_3 \geq 30, \quad (2.4)$$

где $Ш_д$ – ширина дна карьера, м; M и m – соответственно горизонтальная и нормальная мощность залежи, м; α_3 – угол падения залежи, град.

Длина дна карьера определяется длиной залежи, но должна быть не менее 70 м.

Ширина карьера по поверхности

$$Ш_к = Ш_д + H_к (\text{ctg} \gamma_в + \text{ctg} \gamma_л), \quad (2.5)$$

где $Ш_к$ – ширина карьера по поверхности, м; $H_к$ – проектная глубина карьера, м; $\gamma_л$, $\gamma_в$ – соответственно углы откосов нерабочих бортов карьера с лежачего и висячего боков пласта, град.

Длина карьера по поверхности

$$L_к = L_д + 2H_к \text{ctg} \gamma_т, \quad (2.6)$$

где $L_к$ – длина карьера по поверхности, м; $\gamma_т$ – угол откоса нерабочего борта в торцах карьера (в учебных расчетах для упрощения допускается $\gamma_т = \gamma_в = \gamma_л$), град.; $L_д$ – длина дна карьера, м.

2.4. Объемы горных пород

Объем горной массы в контурах карьера (рис. 2.2)

$$V_{ГМ} = V_в + V_п, \quad (2.7)$$

где $V_{ГМ}$, $V_в$, $V_п$ соответственно объемы горной массы, вскрышных пород и полезного ископаемого в контурах карьера, м³.

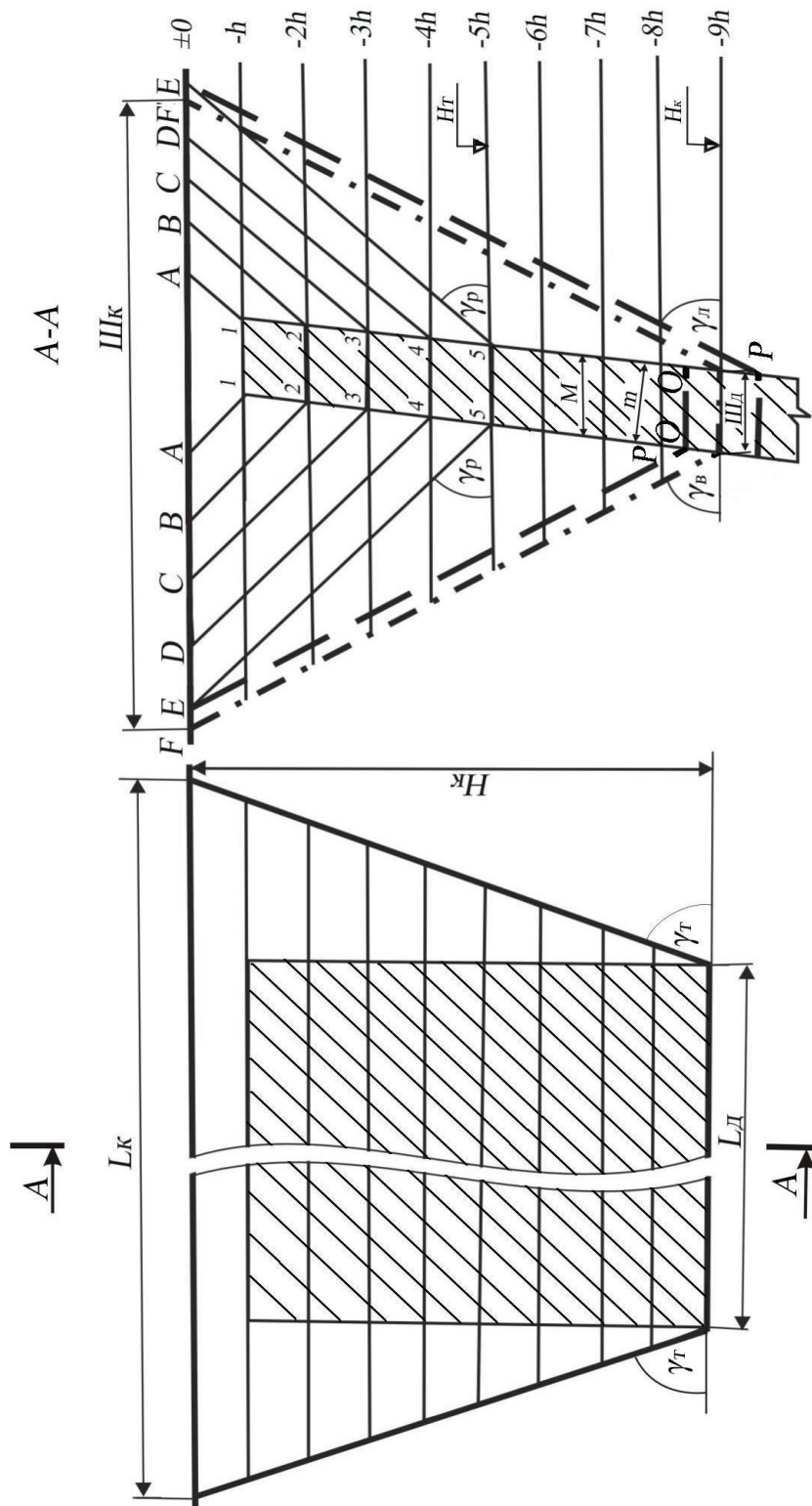


Рис. 2.1.1. Схема к определению главных параметров карьера

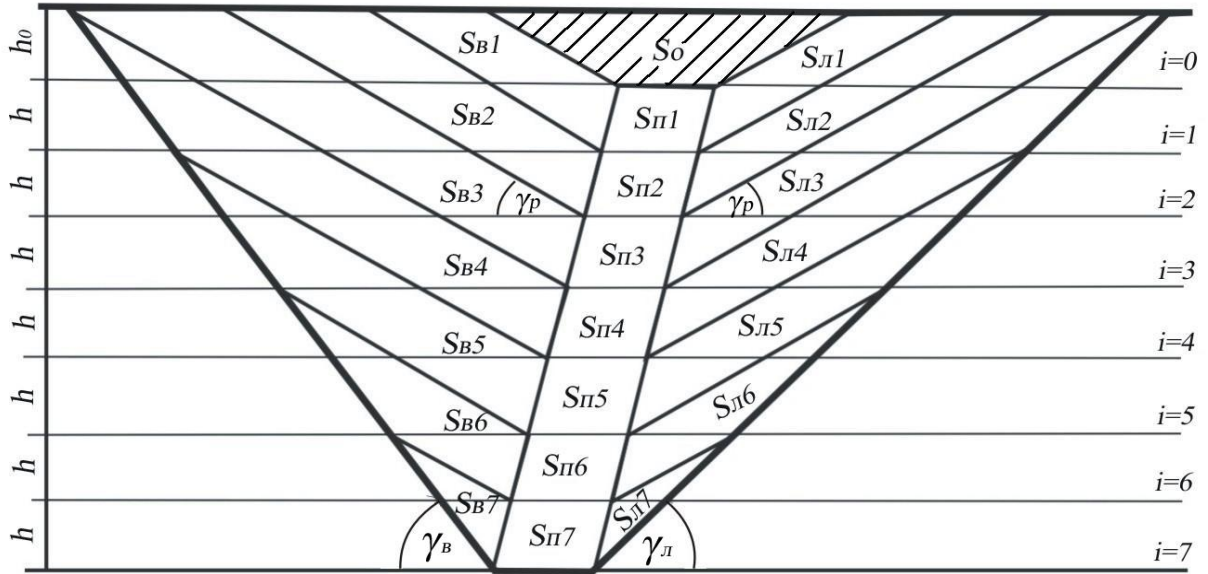


Рис. 2.2. Схема к определению объемов горных пород

$$V_B = \sum_{i=1}^n V_{B_i} + V_0; \quad V_{\Pi} = \sum_{i=1}^n V_{\Pi_i}, \quad (2.8)$$

где V_{Π_i} – объем полезного ископаемого на i -м горизонте, м^3 ; n – количество горизонтов в контурах карьера, на которых имеются запасы полезного ископаемого; V_{B_i} – объем вскрышных пород, которые необходимо переместить из карьера в отвал для отработки i -го горизонта, м^3 ; V_0 – первоначальный объем рыхлых вскрышных пород, м^3 .

$$V_0 = S_0 L_0, \quad (2.9)$$

где S_0 – площадь первоначального объема пород, м^2 ; L_0 – средняя длина нулевого уступа, м.

$$S_0 = h_0 (h_0 \text{ctg} \gamma_p + M); \quad (2.10)$$

$$L_0 = L_k - h_0 \text{ctg} \gamma_m, \quad (2.11)$$

где h_0 – высота нулевого уступа (в задании обычно принимается равной мощности наносов), м.

$$V_{\Pi_i} = S_{\Pi_i} L_{n_i}; \quad V_{B_i} = (S_{B_i} + S_{Л_i}) L_i, \quad (2.12)$$

где S_{Π_i} – площадь полезного ископаемого на i -м горизонте, м^2 ; $S_{\text{В}i}$, $S_{\text{Л}i}$ – соответственно площадь вскрышных пород со стороны висячего и лежачего боков пласта, м^2 ; L_{n_i} , L_i – средняя длина соответственно добычного и вскрышного уступов на i -м горизонте.

$$L_{n_i} = L_{\text{д}}; L_1 = L_0 - [h_0 \text{ctg}\gamma_{\text{T}} + h \text{ctg}\gamma_{\text{T}}]; \quad (2.13)$$

$$L_i = L_{i-1} - 2h \text{ctg}\gamma_{\text{T}},$$

где i – порядковый номер уступа; h – высота i -го уступа (либо задается преподавателем, либо обосновывается студентом в разделе № 4 по заданной марке экскаватора), м.

L_i – может измеряться студентом на построенном им продольном сечении карьера.

$$S_{\Pi_i} = Mh, \quad (2.14)$$

Величины площадей $S_{\text{В}i}$ и $S_{\text{Л}i}$ определяют графическим способом (путем их измерения на соответствующих профилях).

Результаты расчета параметров карьера сводятся в табл. 2.1.

Объем (м^3) наносов в контурах карьера:

– для выдержанной мощности наносов при равнинном рельефе поверхности месторождения

$$V_{\text{Н}} = H_{\text{Н}} L_0 - [Ш_{\text{К}} - 0,5H_{\text{Н}} (\text{ctg}\gamma_{\text{Л}} + \text{ctg}\gamma_{\text{В}})]; \quad (2.15)$$

– для сложных условий залегания наносов

$$V_{\text{Н}} = L_0 S_{\text{Н}}, \quad (2.16)$$

где $V_{\text{Н}}$ – объем наносов в контурах карьера, м^3 ; $H_{\text{Н}}$ – мощность наносов, м; L_0 – средняя длина нулевого уступа, м; $S_{\text{Н}}$ – площадь наносов (определяется графическим способом), м^2 ; $Ш_{\text{К}}$ – ширина карьера по поверхности, м.

Объем (м^3) коренных пород в контурах карьера

$$V_{\text{К}} = V_{\text{В}} V_{\text{Н}}, \quad (2.17)$$

где $V_{\text{В}}$ – объем вскрышных пород в контурах карьера (м^3) определяется по формуле 2.8.

Таблица 2.1

Объемы полезного ископаемого и вскрышных пород

| Номер уступа | L_{n_i} | S_{Π_i} | V_{Π_i} | L_i | S_{B_i} | $S_{Л_i}$ | $S_{B_i} + S_{Л_i}$ | V_{B_i} | $K_{T_i} = \frac{V_{B_i}}{V_{\Pi_i} \rho_{\Pi}}$ |
|--------------|------------------------------------|-------------|-------------|------------------------------|-----------|-----------|---------------------|---|--|
| 0 | | | | L_0 | S_0 | | | V_0 | |
| 1 | $L_{Д1}$ | S_{Π_1} | V_{Π_1} | L_1 | S_{B_1} | $S_{Л_1}$ | $S_{B_1} + S_{Л_1}$ | V_{B_1} | K_{T_1} |
| 2 | $L_{Д2}$ | S_{Π_2} | V_{Π_2} | L_2 | S_{B_2} | $S_{Л_2}$ | $S_{B_2} + S_{Л_2}$ | V_{B_2} | K_{T_2} |
| ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ | ⋮ |
| № | $L_{Дn}$ | S_{Π_n} | V_{Π_n} | L_n | S_{B_n} | $S_{Л_n}$ | $S_{B_n} + S_{Л_n}$ | V_{B_n} | K_{T_n} |
| Итого | $\sum_{i=1}^n V_{\Pi_i} = V_{\Pi}$ | | | $\sum_{i=1}^n V_{B_i} = V_B$ | | | | $K_{ср} = \frac{V_B}{V_{\Pi} \rho_{\Pi}}$ | |

Примечание: ρ_{Π} – плотность полезного ископаемого, т/м³; K_{T_i} – текущий коэффициент вскрыши на i -м горизонте, м³/т; $K_{ср}$ – средний коэффициент вскрыши, м³/т.

2.5. Производственная мощность и срок службы карьера

Производственная мощность карьера (т/год) определяется исходя из заданного темпа углубки карьера [24]:

$$A = M h_T L_{Д} \rho_{\Pi} (1 - K_{\Pi}), \quad (2.18)$$

где A – производственная мощность карьера, т/год; M – горизонтальная мощность залежи, м; h_T – темп углубки карьера, м/год; ρ_{Π} – плотность полезного ископаемого, т/м³; $L_{Д}$ – длина дна карьера, м; K_{Π} – коэффициент потерь ($K_{\Pi} = 0,02 \div 0,1$).

Срок службы (год) карьера:

$$T = T_p + T_{\text{э}} + T_3, \quad (2.19)$$

где T_p , T_3 , $T_э$ – соответственно время развития, затухания и эксплуатации карьера ($T_p \approx T_3 = 1 \div 2$), год.

$$T_э = \frac{[V_{\Pi} \rho_{\Pi} - 0,5A(T_p + T_3)]}{A}. \quad (2.20)$$

Для распределения объемов горных пород во времени строят календарный план горных работ (рис. 2.3). Для этого по оси абсцисс откладывают срок службы карьера, а по оси ординат – соответствующие каждому году работы объемы полезного ископаемого, вскрышных пород и значения текущего коэффициента вскрыши, которые берут из табл. 2.1.

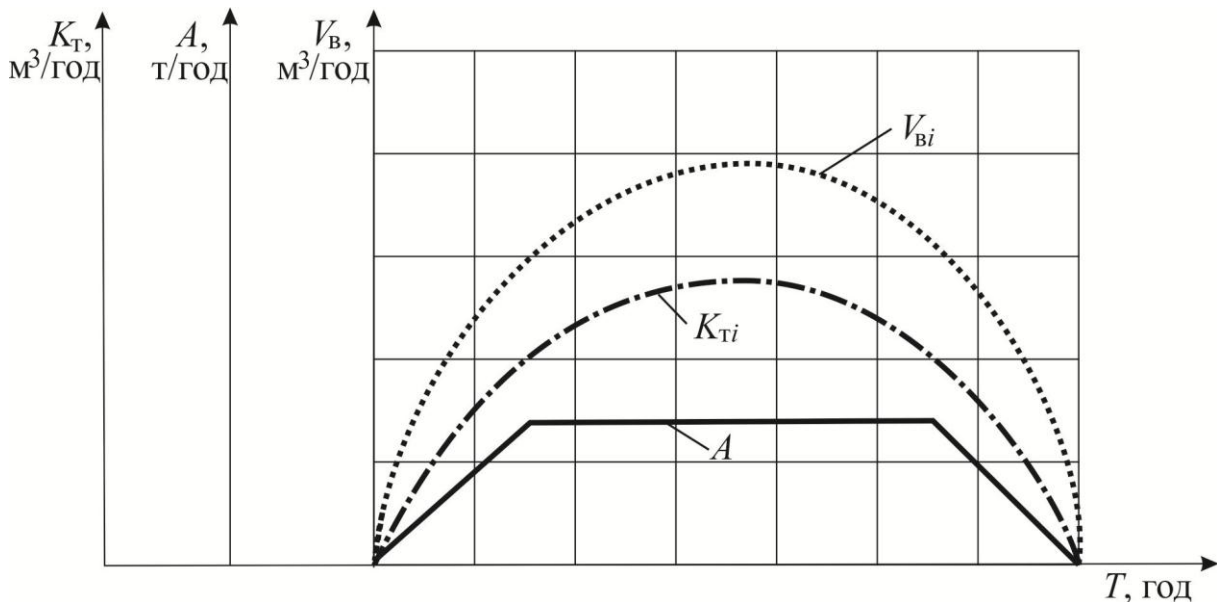


Рис. 2.3. Календарный план горных работ

В последующих расчетах для определения необходимого парка горного и транспортного оборудования и других показателей используют следующие годовые объемы (на год максимального развития горных работ):

– полезного ископаемого ($V_{\Pi\text{год}}$, м³/год)

$$V_{\Pi\text{год}} = A / \rho_{\Pi}; \quad (2.21)$$

– вскрышных пород ($V_{B\text{год}}$, м³/год)

$$(2.22)$$

$$V_{\text{Вгод}} = AK_{\text{Tmax}};$$

– горной массы ($V_{\text{ГМгод}}$, м³/год)

$$V_{\text{ГМгод}} = V_{\text{Вгод}} V_{\text{Пгод}}; \quad (2.23)$$

– вскрышных пород, подлежащих бурению ($V_{\text{бгод}}$, м³/год)

$$V_{\text{бгод}} = V_{\text{Вгод}} V_{\text{Пгод}}; \quad (2.24)$$

– наносов ($V_{\text{Нгод}}$)

определяют путем измерения на поперечном профиле площадей по наносам на год максимального развития горных работ (K_{Tmax}) и расчета объема работ

$$V_{\text{Нгод}} = S_{\text{Н}} L_0, \quad (2.25)$$

где $S_{\text{Н}}$ – определенная площадь по наносам на год максимального развития, м²; L_0 – средняя длина нулевого уступа, м.

Устанавливают режим работы предприятия и комплекта горнотранспортного оборудования. Для рудных карьеров режим работы, как правило, круглогодовой, с числом рабочих дней в году согласно нормам технологического развития [4]. В частности для северных районов число рабочих дней карьера – 340 дней при 7 рабочих днях в неделю и 3 рабочих сменах в сутки; 284 дня при 6 рабочих днях и 3 сменах; 243 дня при 5 днях и 2 сменах. Суточный режим работы в зависимости от производительности карьера по горной массе $A_{\text{к}}$: при $A_{\text{к}} \leq 2$ млн м³ – для карьеров цветной металлургии и $A_{\text{к}} \leq 1 \div 1,5$ млн т – для карьеров черной металлургии – 5 дней в неделю, 2 смены в сутки; при $A_{\text{к}} = 2 \div 5$ млн м³ и $A_{\text{к}} = 1,5 \div 2,5$ млн т соответственно – 6 дней в неделю, 3 смены в сутки; на более крупных карьерах – 7 дней в неделю и 3 смены в сутки.

На угольных карьерах согласно нормам технологического проектирования [20] рекомендуется принимать режим добычи при работе разреза в блоке с электростанциями при использовании мощной (с производительностью выше 1000 м³/ч) горной

техники – 357 дней в году, в остальных случаях – 300 дней. Режим вскрышных работ, как правило, 357 рабочих дней в году. При применении маломощного оборудования допускается 300 рабочих дней и сезонное ведение вскрышных работ; суточный режим во всех случаях – 3 рабочих смены по 8 часов.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите главные параметры карьера.
2. В чем сущность приближенного графического метода определения проектной глубины карьера?
3. От чего зависят углы откосов бортов карьера?
4. Дайте определение среднего коэффициента вскрыши.
5. Что такое граничный коэффициент вскрыши?
6. Назовите факторы, определяющие ширину карьера.
7. Что отражает календарный план горных работ?
8. Как определяется срок службы карьера?
9. Что такое производственная мощность карьера?

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

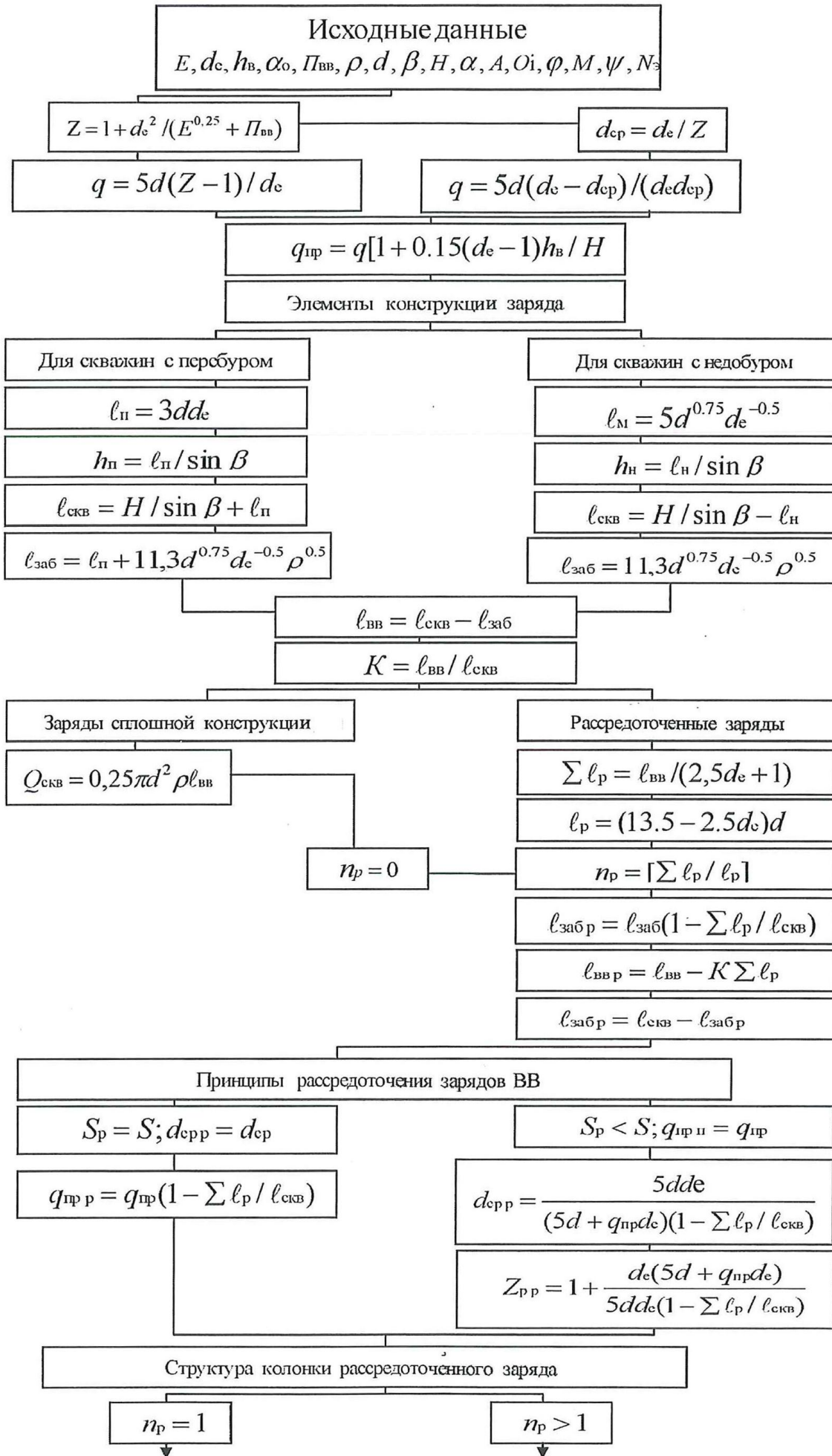
В основу методики расчета параметров буровзрывных работ положены результаты многолетних научных исследований ученых кафедры «Открытые горные работы» КузГТУ по оценке структурно-прочностных свойств пород по первичным материалам геологической разведки, комплексной оценке качества взрывной подготовки пород и влияния его на эффективность технологических процессов, а также разработке принципов размещения взрывчатого вещества (ВВ), обеспечивающих равномерное и качественное дробление взрываемого массива [14].

На рис. 3.1 приведен алгоритм принятия инженерных решений по обоснованию рациональных параметров буровзрывных работ (БВР) при транспортной технологии на основе предложенных учеными математических моделей [31, 32] по определению рационального качества дробления; проектного значения удельного расхода ВВ; элементов конструкции зарядов; параметров пространственного расположения зарядов, а на рис. 3.2 – продолжение алгоритма, поясняющего порядок определения параметров развала с учетом технологических ограничений. При выполнении расчетов студентам рекомендуется регулярно сверять свои действия с приведенным алгоритмом.

При необходимости расчета параметров буровзрывных работ для условий бестранспортной технологии ведения вскрышных работ студентам рекомендуется обращаться к изданиям [23, 25-27, 31-32] с более полным изложением методики расчета параметров буровзрывных работ.

3.1. Технологические свойства вскрышных пород угольных месторождений

Технологическими свойствами пород, оказывающими наибольшее влияние на их взрываемость, являются *блочность массива*, характеризуемая средним диаметром естественной отдельности в массиве; *прочность пород*, определяемая пределами прочности на сжатие, растяжение и сдвиг или одним из них; *обводненность пород*, оцениваемая коэффициентом влияния обводненности пород.



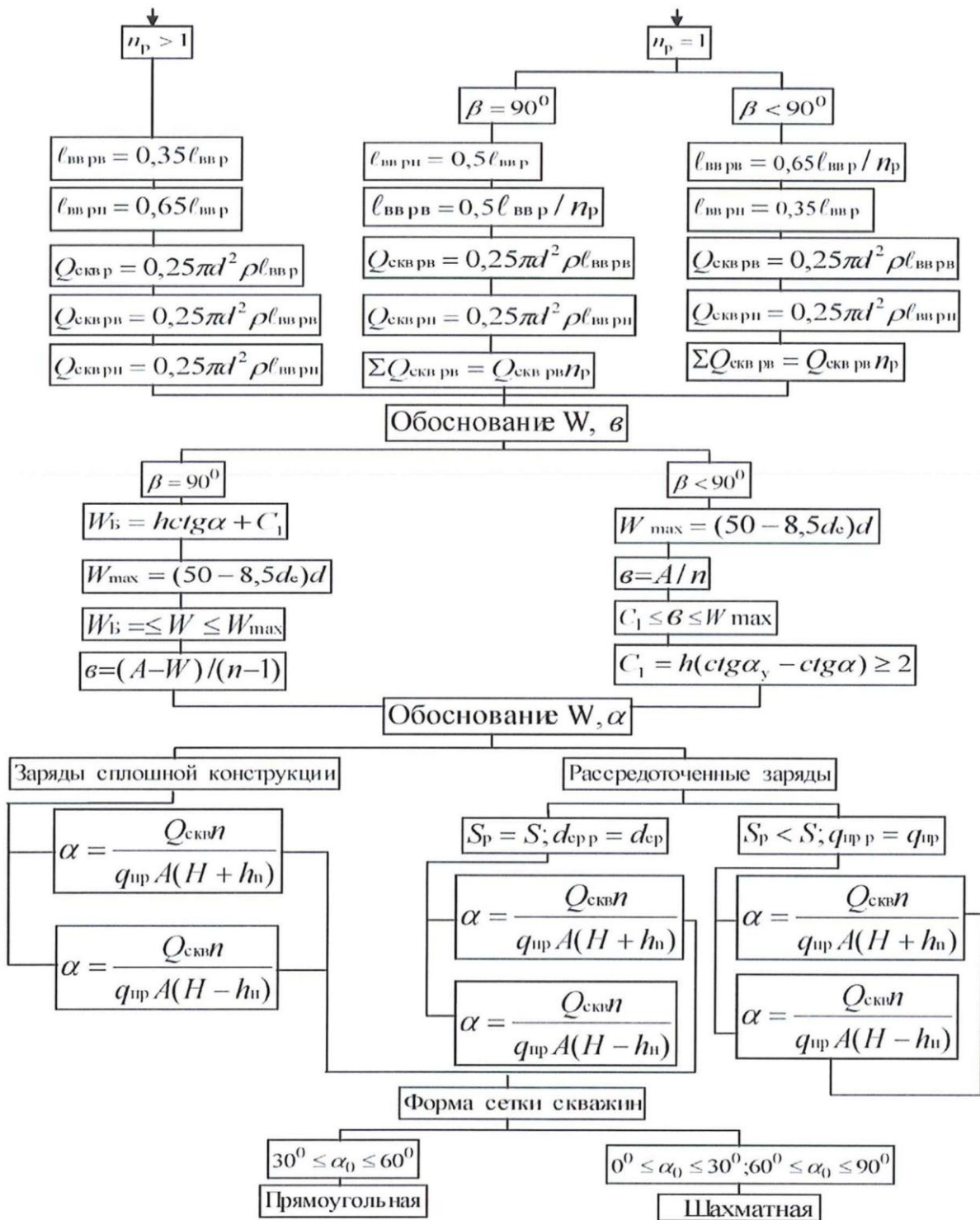


Рис. 3.1. Алгоритм решения задачи по обоснованию рациональных параметров БВР при транспортной технологии

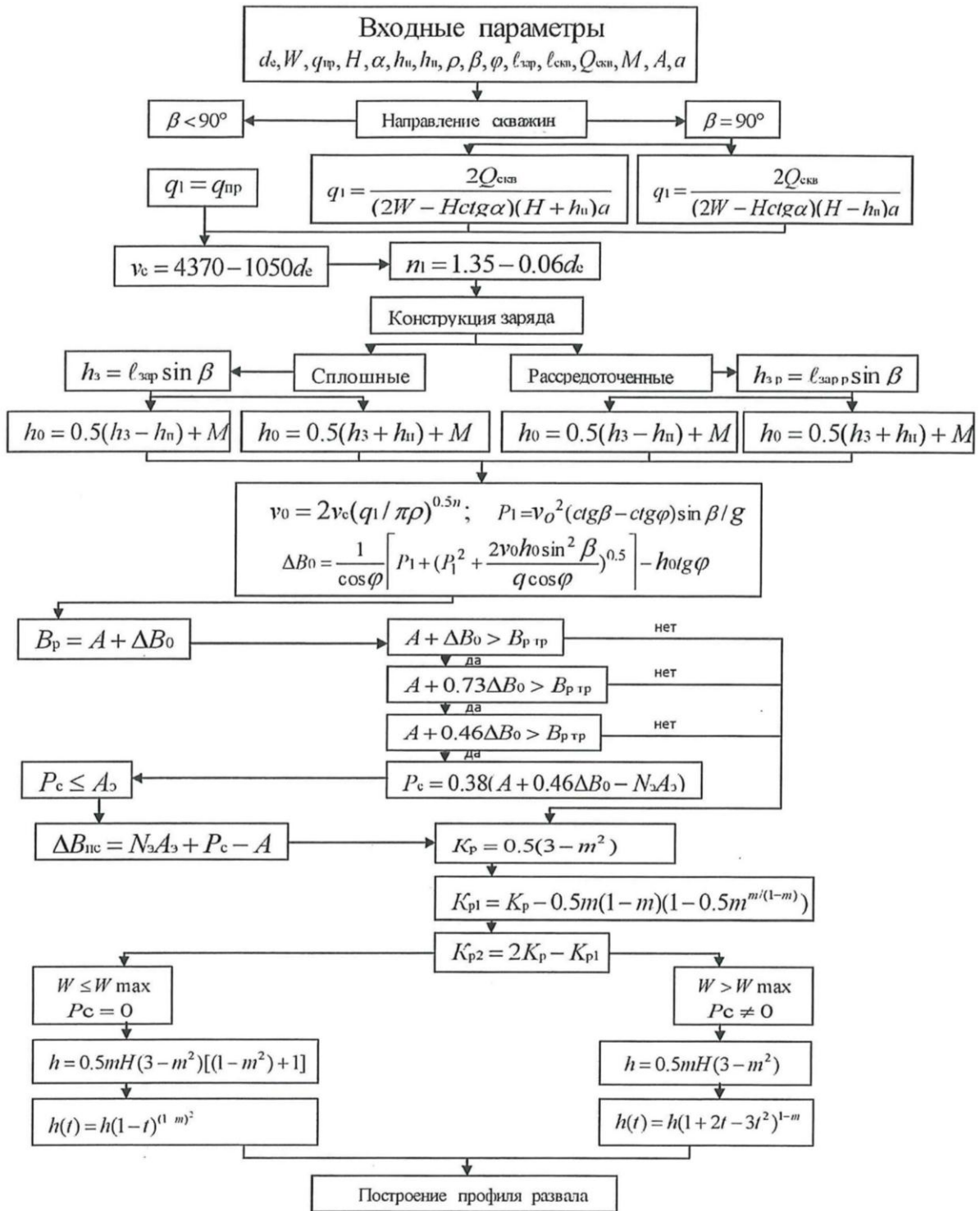


Рис. 3.2. Алгоритм расчета параметров развала при транспортной технологии

Средним диаметром естественной отдельности в массиве или куска взорванной горной массы в развале называется средне-взвешенный по объему максимальный размер этой совокупности отдельностей массива или кусков развала. Между блочностью массива и прочностью слагающих его пород угольных месторождений существует взаимосвязь [27]:

$$d_e \approx 0,02\sigma_{сж}, \quad (3.1)$$

где d_e – средний диаметр естественной отдельности, м;
 $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие, МПа.

С учетом этих свойств и классификации пород по взрываемости вскрышные породы разрезов разделены на пять категорий (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Классификация вскрышных пород разрезов по блочности

| Сопротивляемость пород взрыву | Категория пород по блочности | Блочность пород | Свойства пород | |
|-------------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------|---------------------|
| | | | d_e , м | $\sigma_{сж}$, МПа |
| Легко-взрываемые | I | мелкоблочные | до 0,8 | до 40 |
| Средней взрываемости | II | среднеблочные | 0,8÷1,2 | 40÷60 |
| | III | крупноблочные | 1,2÷1,6 | 60÷80 |
| Трудно-взрываемые | IV | весьма крупноблочные | 1,6÷2,0 | 80÷100 |
| | V | исключительно крупноблочные | более 2,0 | более 100 |

3.2. Выбор типа бурового станка

Тип бурового станка выбирают исходя из технологических свойств вскрышных пород и обеспечения их рациональной степени взрывного дробления. Такая степень взрывного дробления в зависимости от вместимости ковша экскаватора и категорий пород по блочности достигается при транспортной технологии разработки [4, 5, 22] применением следующих диаметров скважин (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Рациональные значения диаметров скважин

| Вместимость ковша экскаватора, м ³ | Диаметр скважины, м | | | | |
|---|------------------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | категория пород по блочности | | | | |
| | I | II | III | IV | V |
| 4÷5 | 0,216÷0,269 | 0,216÷0,269 | 0,160÷0,216 | 0,160÷0,216 | 0,160÷0,216 |
| 8÷10 | 0,244÷0,269 | 0,244÷0,269 | 0,244÷0,269 | 0,216÷0,244 | 0,216÷0,244 |
| 12÷16 | 0,269÷0,320 | 0,269÷0,320 | 0,244÷0,320 | 0,244÷0,269 | 0,244÷0,269 |
| 18÷23 | 0,320÷0,380 | 0,320÷0,380 | 0,269÷0,320 | 0,269÷0,320 | 0,269÷0,320 |
| 30÷50 | 0,269÷0,380 | | | | |

Примечание. Скважины с меньшим диаметром рекомендуется применять для обустройства наиболее прочных (крупноблочных) пород, с большим диаметром – для пород, имеющих меньший средний диаметр естественной отдельности в массиве.

Скважины, с указанными в табл. 3.2 диаметрами могут быть пробурены следующими типами буровых станков (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Технологическая характеристика буровых станков

| Тип бурового станка | Предел прочности буримых пород на сжатие, МПа | Диаметр скважины, мм | Глубина бурения, м | Угол наклона скважины к горизонту, град. |
|---------------------|---|----------------------|--------------------|--|
| Шарошечные | | | | |
| СБШ-160/200-40 | 60÷180 | 160, 171, 215 | 40 | 60; 75; 90 |
| СБШ-160/200-40Д | | | | |
| 6СБШ-200-32 | | 190; 216; 245 | 32 | |
| СБШ-250МНА-32 | | 245; 270 | 32 | |
| РД-10 | | 250; 270 | 60 | |
| СБШ-320-36 | | 320 | 36 | |
| СБШ-400-55 | | 400 | 55 | |
| PV-271 | | 193, 269 | 32 | |
| DM45/LP | | 127÷228 | 54,9 | |
| DML | | 152÷270 | 54,9 | |
| Режущие | | | | |
| СБР-160А-24 | 10÷60 | 0,160 | 24 | 60; 75; 90 |
| СБР-200-32 | | 0,160; 0,200 | 32 | |

3.3. Выбор взрывчатых материалов

К взрывчатым материалам (ВМ) [5, 9, 21] относят бризантные и метательные промышленные взрывчатые вещества (ВВ) и средства их инициирования (СИ).

Тип ВВ выбирают исходя из технологических свойств взрывааемых пород, их обводненности, опыта применения в аналогичных условиях, возможности механизированного или ручного заряжения и стоимости ВВ.

Выбираемое ВВ должно быть разрешено Ростехнадзором к применению, в частности на открытых горных работах, согласно «Перечню взрывчатых материалов ...» [5, 21] (табл. 3.4).

Сравнение действия различных ВВ производят по переводному коэффициенту:

$$K_{\text{ВВ}} = A_{\text{ВВ}_0} / A_{\text{ВВ}}, \quad (3.2)$$

где $A_{\text{ВВ}_0}$, $A_{\text{ВВ}}$ – идеальная работа взрыва соответственно эталонного (аммонит № 6 ЖВ или граммонит 79/21) и сравниваемого ВВ, кДж/кг.

Значения переводных коэффициентов и плотности ВВ приведены в табл. 3.5.

К СИ, которые применяют на открытых горных работах, относят огнепроводный шнур (ОШ), средства его зажигания, капсули-детонаторы (КД), детонирующий шнур (ДШ), неэлектрические системы инициирования типа «Нонель», СИНВ и Эдилин, пиротехнические реле-замедлители (РП) и промежуточные детонаторы (ПД).

В настоящее время на разрезах Кузбасса наибольшее распространение получили неэлектрические системы инициирования СИНВ (Искра) и Эдилин.

Таблица 3.4

Типы ВВ, рекомендуемых для применения
на открытых горных работах

| Условия размещения ВВ | Предел прочности пород на сжатие, МПа | Способ приготовления ВВ | |
|-----------------------|---------------------------------------|---|--|
| | | заводского изготовления | на прикарьерных пунктах и передвижных установках |
| Сухие скважины | до 120 | Гранулиты марок А6, АС-4, АС-6, М, АФ, АС-8, АС-С, АСМ, АП, МГ-10, ПС, Д5. Граммониты М, ТМ, Т-5, 79/21 и 50/50 | Игданит. Гранулиты УП1 и УП2; НП; ВК; Гранэмит И-50. Порэммит 1А. Сибириты 2500 РЗ, 1000 и 1200. Эмулогран Э-30 и Э-50. Карботол 10-В. Эмульсолит А-20 |
| | более 120 | Аммонит 6ЖВ. Граммониты 82/18, 50/50 и 30/70. Гранулотол А. Люмотол. Аммонал скальный №3 | Акватолы Т-10МС, НС. Ифзаниты Т-60 и Т-80 |
| Обводненные скважины | до 120 | Гранулит АС-8В. Граммониты 50/50, 30/70*. Граммонит 6ЖВ в полиэтиленовых рукавах. Гранулотол А | Акватолы Т-10МС, НС. Ифзаниты Т-60 и Т-80. Порэммиты 4М и П-5А. Сибириты 1000 и 1200. Эмульсолит А-20. Карботол 10-В |
| | более 120 | Граммониты 50/50 и 30/70*. Гранулотол А. Люмотол | Акватол 10-МС. Ифзаниты Т-60 и Т-80. Карботол 10-В |

Примечание: *ВВ с ограниченным сроком нахождения в непроточной воде рекомендуются при зарядании обводненных скважин по технологии «под столб воды» либо с предварительным осушением и гидроизоляцией заряда ВВ

Таблица 3.5

Переводные коэффициенты $K_{\text{ВВ}}$, плотность $\rho_{\text{ВВ}}$ ВВ и показатель относительной эффективности ВВ

| Тип ВВ | $K_{\text{ВВ}}$ | $\rho_{\text{ВВ}}$, кг/м ³ | $P_{\text{ВВ}}$ | Тип ВВ | $K_{\text{ВВ}}$ | $\rho_{\text{ВВ}}$, кг/м ³ | $P_{\text{ВВ}}$ |
|---|-----------------|---|-----------------|----------------------------|-----------------|---|-----------------|
| Акватор Т-20Г | 1,2 | 1350 | | Гранулит МГ-10 | 1,03 | 950 | |
| Алюмотол | 0,83 | 1000 | | Гранулит А6 | 1,14 | 900 | |
| <i>Аммонит 6ЖВ патронированный Ø 32, 60 и 90 мм</i> | <i>1,0</i> | <i>1100</i> | <i>1,2</i> | Гранулит АСМ | 1,2 | 850 | |
| <i>Аммонит 6ЖВ порошкообразный</i> | <i>1,0</i> | <i>1100</i> | <i>1,0</i> | Гранулит Д-5 | 1,13 | 900 | |
| <i>Граммонит 79/21</i> | <i>1,0</i> | <i>900</i> | <i>0,8</i> | <i>Гранулит НП</i> | <i>1,13</i> | <i>900</i> | <i>0,38</i> |
| <i>Граммонит 50/50</i> | <i>1,11</i> | <i>900</i> | <i>1,11</i> | <i>Гранулит УП-1, УП-2</i> | <i>1,16</i> | <i>950</i> | <i>0,44</i> |
| <i>Граммонит 30/70</i> | <i>1,14</i> | <i>900</i> | <i>1,37</i> | Гранулотол А | 1,2 | 1000 | 1,86 |
| <i>Граммонит 82/18</i> | <i>1,07</i> | <i>1000</i> | <i>0,77</i> | <i>Игданит</i> | <i>1,13</i> | <i>850</i> | <i>0,39</i> |
| <i>Граммонит М (5 % тротила)</i> | <i>1,1</i> | <i>850</i> | <i>0,66</i> | Ифзанит Т-20 | 1,2 | 1360 | |
| <i>Граммонит М (10 % тротила)</i> | <i>1,06</i> | <i>850</i> | <i>0,73</i> | Карботол 10-В | 1,39 | 1580 | |
| <i>Граммонит М (15 % тротила)</i> | <i>1,02</i> | <i>850</i> | <i>0,75</i> | Порэмит 4М | 1,25 | 1300 | |
| Граммонит ТМ | 1,09 | 950 | | Сибирит 1000 | 1,29 | 1400 | |
| Гранулит АП | 1,4 | 1000 | | <i>Сибирит 1200</i> | <i>1,3</i> | <i>1300</i> | <i>0,63</i> |
| Гранулит АС-4 | 0,95 | 900 | | <i>Сибирит-2500 РЗ</i> | <i>1,2</i> | <i>1200</i> | <i>0,53</i> |
| <i>Гранулит АС-8</i> | <i>0,82</i> | <i>950</i> | <i>0,79</i> | <i>Эмулогран Э-30</i> | <i>1,2</i> | <i>1150</i> | |
| Гранулит М | 1,11 | 900 | | <i>Эмульсолит А-20</i> | <i>1,30</i> | <i>1300</i> | <i>0,63</i> |

Примечание: курсивом выделены наиболее часто применяемые на разрезах Кузбасса ВВ, изготавливаемые на ближайших заводах: ОАО «Знамя» (г. Киселевск), ФГУП «Бийский олеумный завод» (г. Бийск), ЗАО «Нитро-Сибирь-Кузбасс» (г. Белово) или в смесительно-зарядных машинах, непосредственно на месте производства взрывных работ.

Характеристика СИ, допущенных к применению «Перечнем взрывчатых материалов ...» [5, 21], приведена в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Средства инициирования зарядов ВВ

| Наименование изделия | Назначение, условия применения |
|--|--|
| Средства огневого и электрического зажигания ОШ | |
| Зажигательный патрон ЗП-Б | Для поджигания пучков ОШ |
| Электрозажигатель ОШ ЭЗ-ОШ-М (ЭЗ-ОШ-К) | Для поджигания ОШ, может использоваться в комплекте с ЗП-Б |
| Огнепроводные шнуры | |
| ОША (в асфальтированной наружной оболочке) | Для инициирования КД и дымного пороха в сухих скважинах |
| ОШП (в полимерной наружной оболочке) | Для инициирования КД и дымного пороха в сухих и обводненных скважинах |
| Капсюли-детонаторы | |
| КД-8МА, КД-8С, КД-8Б | Для инициирования ДШ, ПД и боевиков |
| Детонирующие шнуры | |
| ДШ-А (наружное покрытие – водоустойчивая мастика) | Для передачи детонационного импульса зарядам ВВ на земной поверхности в сухих и обводненных скважинах для одновременного взрыва серии зарядов. Водоизолирующее покрытие должно обеспечивать водостойкость: ДШ-А и ДШ-АП до 12 ч; ДШ-В и ДШ-ВП до 24 ч; ДШЭ-6 и ДШ-В-12 до 30 суток |
| ДШ-В (наружное покрытие – поливинилхлоридный пластик) | |
| ДШЭ-12 (наружное покрытие – экструзионный полиэтилен) | |
| Реле пиротехнические | |
| РП-8М (20; 35; 50 мс) РП-Д (20; 30; 45; 60; 80; 100 мс) РП-Н (20; 30; 50 мс) РПЭ-2 (17; 25; 42; 55; 67; 109; 125; 150; 176; 200 мс) | Для создания миллисекундного замедления во взрывных сетях ДШ. Двухстороннего действия. Время замедления: у РП-8М и РП-Н-20, 35,50 мс; РП-Д-20, 30, 45, 60, 100 мс |
| Неэлектрические системы инициирования | |
| СИНВ-П (0; 17; 25; 42; 67; 109; 176; 200 мс) ДБИ-2 (0; 17; 25; 42; 55; 67; 109; 125; 150; 176; 200 мс) | Для передачи мгновенного или с замедлением инициирующего импульса на расстояние при ведении взрывных работ на земной поверхности |
| СИНВ-С 100; 125; 150; 175; 200; 250; 300; 350; 400; 450; 500 мс); ДБИ-1 (475; 500 мс) | Для внутрискважинного и внутришпурового инициирования с замедлением ПД и боевиков при ведении взрывных работ на земной поверхности |
| СИНВ-Стар-В | Для инициирования взрывных сетей из устройств СИНВ и ДШ при ведении взрывных работ на земной поверхности |

Продолжение табл. 3.6

| Наименование изделия | Масса, г | Назначение, условия применения |
|--|---------------|--|
| Промежуточные детонаторы (шашки) | | |
| ТП-400 (тротиловые прессованные) | 500 | Для инициирования зарядов ВВ в сухих и обводненных скважинах |
| Т-400Г (тротиловые прессованные гидроизолированные) | 400 | |
| ТГ-500 (тротилогексогеновые литые) | 500 | |
| ПДП-300, ПДП-400, ПДП-600 (пентолитовые) | 300, 400, 600 | |
| БШД-800 и БШД-800У (баллистическое ракетное твердое топливо) | 800 | |
| ПТ-П300, ПТ-П500, ПТ-П750 (литая в полимерном корпусе) | 300, 500, 750 | |

3.4. Обоснование проектной величины удельного расхода ВВ

Рациональную степень взрывного дробления пород при транспортной технологии определяют из выражения

$$Z_p = 1 + d_e^2 (E^{0,25} + P_{ВВ})^{-1}, \quad (3.3)$$

где Z_p – рациональная степень дробления пород, равная отношению среднего диаметра естественной отдельности в массиве (d_e , м) к среднему диаметру куска взорванной горной массы ($d_{ср}$, м); E – вместимость ковша экскаватора, м³; $P_{ВВ}$ – показатель относительной эффективности ВВ, численно равный

$$P_{ВВ} = K_{ВВ} C_{ВВ} / C_{ЭТ}, \quad (3.4)$$

где $K_{ВВ}$ – переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов (см. формулу 3.2); $C_{ЭТ}$, $C_{ВВ}$ – стоимость соответственно эталонного и рассматриваемого ВВ, р. Значения $K_{ВВ}$ и $P_{ВВ}$ – для конкретного ВВ приведены в табл. 3.5.

Удельный расход ВВ, обеспечивающий рациональное качество дробления пород Z_p , определяют по выражению

$$q = 5d(Z_p - 1) / d_e, \quad (3.5)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³; d – диаметр скважины, м.

Величину проектного удельного расхода ВВ (кг/м^3) определяют с учетом обводненности пород:

$$q_{\text{пр}} = K_{\text{в}} q, \quad (3.6)$$

где $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м^3 ; $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий обводненность взрываемого массива:

$$K_{\text{в}} = \frac{1 + 0,15(d_{\text{в}} - 1)h_{\text{в}}}{h}, \quad (3.7)$$

где $h_{\text{в}}$ – высота столба воды в скважине, м; h – высота уступа (см. п. 4.6.2), м.

3.5. Расчет параметров расположения скважинных зарядов ВВ

К основным параметрам расположения скважинных зарядов относят длину (глубину) скважин ($l_{\text{СКВ}}$), величину перебура ($l_{\text{П}}$) или недобура ($l_{\text{Н}}$), конструкцию заряда, длину забойки ($l_{\text{заб}}$), длину заряда ВВ ($l_{\text{ВВ}}$), массу заряда ВВ в скважине ($Q_{\text{СКВ}}$), расстояние между скважинами (a), расстояние между рядами скважин (b), линию сопротивления по подошве уступа (W) и число рядов (n) скважин в заходке (рис. 3.2 и 3.3).

Взрывание горных пород на открытых горных работах производят сплошными однородными и комбинированными скважинными зарядами, а также рассредоточенными зарядами. В состав сплошных однородных зарядов входят ВВ одной марки и промежуточный детонатор (рис. 3.4, а). Комбинированные сплошные заряды применяют, как правило, при взрывании слабообводненных скважин, при этом обводненная часть скважины заряжается водостойчивыми ВВ, а сухая часть – неводостойчивыми ВВ (рис. 3.4, б), что позволяет снизить затраты на буровзрывные работы.

Рассредоточенные скважинные заряды применяют для повышения качества дробления пород за счет увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом, а также улучшения дробления пород в верхней части уступа. Заряд рас-

средоточивают инертным (рис. 3.4, в) материалом (буровая мелочь, шлак) или воздушными промежутками (рис. 3.4, г).

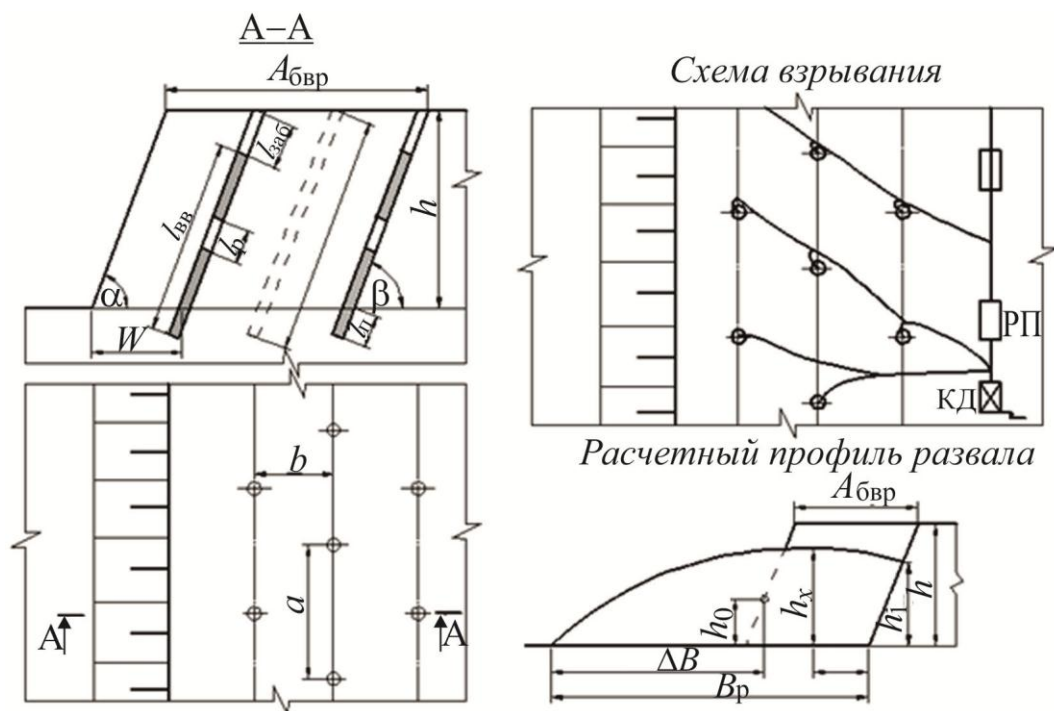


Рис. 3.3. Параметры расположения скважинных зарядов

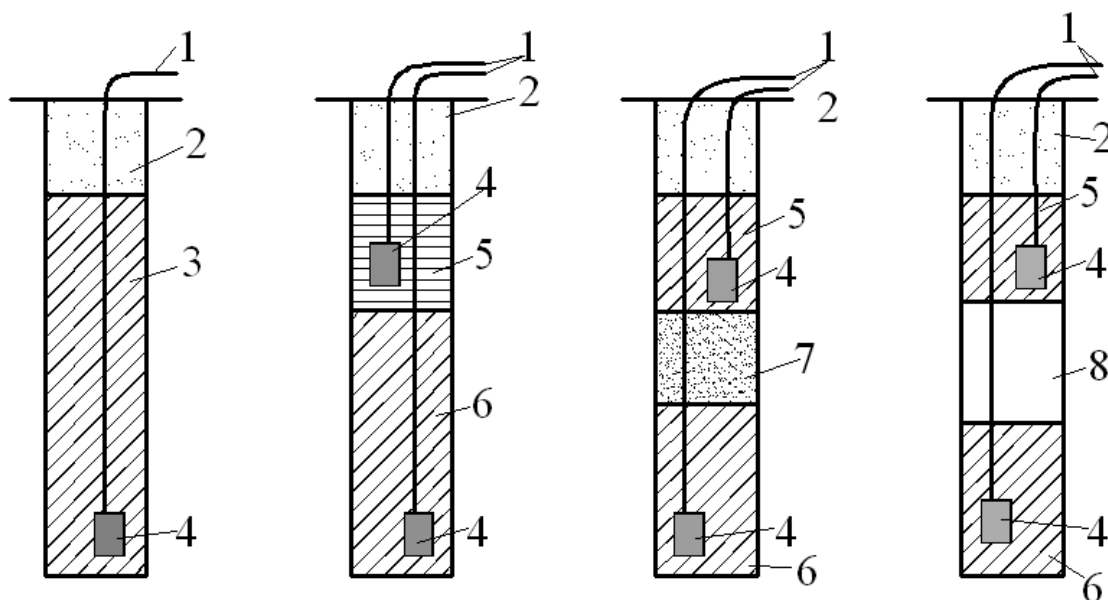


Рис. 3.4. Конструкции скважинных зарядов: а – сплошной; б – сплошной комбинированный; в, г – рассредоточенный; 1 – СИНВ (ДБИ-1) или ДШ; 2 – забойка; 3 – заряд; 4 – промежуточный детонатор; 5 – верхняя часть заряда ВВ; 6 – нижняя часть заряда ВВ; 7 – инертный материал; 8 – воздушный промежуток

Забойка предназначена для перекрытия устья скважины и препятствует выбросу ВВ в атмосферу, способствует более полной детонации ВВ и тем самым повышению КПД взрыва и интенсивности дробления породы, препятствует образованию сильной ударной воздушной волны.

Длина скважины при взрывании с перебуром:

$$l_{\text{СКВ}} = h / \sin \beta + l_{\text{П}}, \quad (3.8)$$

где $l_{\text{СКВ}}$ – длина скважины, м; β – угол наклона скважины к горизонту, град; $l_{\text{П}}$ – длина перебура, м.

$$l_{\text{П}} = 3dd_e. \quad (3.9)$$

Угол наклона скважин к горизонту β обычно принимают в породах I категории по блочности и высоте уступа до 12 м $\beta = 90^\circ$, в породах II-VI категорий по блочности – $\beta = 75^\circ$.

Минимальную длину забойки (м) устанавливают из условия полного охвата взрываемого массива дробящим действием заряда сплошной конструкции. При ведении взрывных работ с перебуром

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{П}} + 11,3d^{0,75}d_e^{-0,5}(\rho_{\text{ВВ}} 10^{-3})^{0,5}, \quad (3.10)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³.

Длина колонки заряда ВВ:

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}, \text{ м.} \quad (3.11)$$

Масса скважинного заряда сплошной конструкции, кг:

$$Q_{\text{СКВ}} = Pl_{\text{ВВ}}, \quad (3.12)$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг:

$$P = 0,25\pi d^2 \rho_{\text{ВВ}}. \quad (3.13)$$

Для повышения качества (равномерности) дробления пород при взрывании уступов высотой более 15 м заряд ВВ целесообразно рассредоточивать воздушными или иными инертными промежутками на части.

Для рассредоточенного скважинного заряда суммарная длина интервалов рассредоточения (м) составляет

$$\sum l_p = \frac{l_{\text{ВВ}}}{(0,25d_e + 1)}, \text{ м.} \quad (3.14)$$

Длина отдельного воздушного промежутка:

$$l_p = (13,5 - 2,5d_e)d, \text{ м.} \quad (3.15)$$

Количество интервалов рассредоточения (шт.) определяют как *целую часть* отношения

$$n_p \left[\sum l_p / l_p \right]. \quad (3.16)$$

Для *рассредоточенных зарядов* длина забойки и колонки заряда ВВ составляют (*если $n_p = 1$, то $\sum l_p = l_p$)

$$l_{\text{заб.р}} = l_{\text{заб}} \left(1 - \sum l_p^* / l_{\text{СКВ}} \right), \text{ м;} \quad (3.17)$$

$$l_{\text{ВВ.р}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб.р}} - \sum l_p^*, \text{ м,} \quad (3.18)$$

где $l_{\text{заб.р}}$ – длина забойки рассредоточенного заряда, м; $l_{\text{ВВ.р}}$ – длина колонки рассредоточенного заряда ВВ, м.

При рассредоточении колонки ВВ на две части длины верхней и нижней частей скважинного заряда составляют

$$l_{\text{ВВ.рв}} = 0,35l_{\text{ВВ.р}}; \quad l_{\text{ВВ.рн}} = 0,65l_{\text{ВВ.р}} \text{ м.} \quad (3.19)$$

где $l_{\text{ВВ.рв}}$, $l_{\text{ВВ.рн}}$ – длина соответственно верхней и нижней колонок заряда ВВ, м.

В этом случае масса рассредоточенного заряда ВВ в скважине составит

$$Q_{\text{СКВ}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ.р}}, \quad (3.20)$$

а масса соответственно верхней и нижней частей рассредоточенного заряда определяют по выражениям

$$Q_{\text{СКВ.рв}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ.рв}}; \quad Q_{\text{СКВ.рн}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ.рн}}. \quad (3.21)$$

В случае рассредоточения колонки ВВ на три и более частей длину нижней ее части принимают равной:

– при вертикальном расположении скважин

$$l_{\text{ВВ.рн}} = 0,5l_{\text{ВВ.р}}; \quad (3.22)$$

– при наклонном расположении скважин

$$l_{\text{ВВ.рн}} = 0,35l_{\text{ВВ.р}}, \quad (3.23)$$

а оставшийся заряд делят на части пропорционально числу интервалов рассредоточения. Массы каждой части рассредоточенного заряда принимают аналогично выражениям 3.21.

Для зарядов сплошной конструкции размеры сетки скважин принимаются из условия равномерного размещения ВВ с проектной величиной удельного расхода $q_{\text{пр}}$. При применении зарядов с воздушными промежутками правомерны два случая.

1. Если сохраняются размеры сетки скважин и качество дробления, т. е.

$$S = S_p; \quad d_{\text{ср.р}} = d_{\text{ср}}, \quad (3.24)$$

где S , S_p – площади сетки расположения скважин соответственно при зарядах сплошной конструкции и рассредоточенных; $d_{\text{ср}}$, $d_{\text{ср.р}}$ – качество дробления пород соответственно при зарядах сплошной конструкции и рассредоточенных, то достигается снижение проектного удельного расхода ВВ, величина которого в этом случае ($q_{\text{пр.р}}$) устанавливается из выражения

$$q_{\text{пр.р}} = q_{\text{пр}} \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1} \right). \quad (3.25)$$

Качество дробления пород при этом остается неизменным за счет изменения передачи энергии взрыва массиву.

2. Если же удельный расход ВВ сохраняется путем сближения скважин, т. е.

$$S > S_p; \quad q_{\text{пр.р}} = q_{\text{пр}}, \quad (3.26)$$

то достигается улучшение качества дробления пород, которое определяется из выражений

$$d_{\text{ср.р}} = 5dd_e \left[(5 + qd_e) \times \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1} \right) \right]^{-1} \quad (3.27)$$

или

$$Z_{\text{р.р}} = 1 + d_e (5d + q_{\text{пр}} d_e) \times \left[5dd_e \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1} \right) \right]^{-1}. \quad (3.28)$$

Линия сопротивления по подошве уступа (W , м) принимается из следующих условий.

При вертикальном расположении скважин линия наименьшего сопротивления по подошве уступа принимается с учетом без-

опасного бурения скважин первого ряда и качественной проработки подошвы уступа

$$W_{\bar{0}} \leq W \leq W_{\max}, \quad (3.29)$$

где $W_{\bar{0}}$ – линия сопротивления по подошве уступа из условия обеспечения безопасного бурения первого ряда скважин, м; W_{\max} – максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа, м;

$$W_{\bar{0}} = h \operatorname{ctg} \alpha + C_1; \quad (3.30)$$

$$W_{\max} = (50 - 8,5d_e) \cdot d, \quad (3.31)$$

где α – угол рабочего откоса уступа, град; C_1 – минимально допустимое расстояние от верхней бровки уступа до ближайшей точки опоры бурового станка, м

$$C_1 = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq 2, \quad (3.32)$$

где α_y – угол устойчивого откоса уступа, град (см. пункт 3.6).

При наклонном расположении скважин

$$W_{\bar{0}} \leq W = b \leq W_{\max}, \quad (3.33)$$

где b – расстояние между рядами скважин, м.

$$W_{\bar{0}} = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq C_1. \quad (3.34)$$

Расстояние между рядами скважин в буровой заходке, м:

– при вертикальном расположении скважин

$$b = \frac{A_{\text{бвр}} - W}{n - 1}, \quad (3.35)$$

– при наклонном расположении скважин

$$b = A_{\text{бвр}} / n; \quad C_1 \leq b \leq W_{\max}, \quad (3.36)$$

где $A_{\text{бвр}}$ – ширина буровзрывной заходки по целику, м.

На практике обычно принимают

$$A_{\text{бвр}} \approx A_3 = (1,5 \div 1,7) R_{\text{чы}}, \quad (3.37)$$

где A_3 – ширина экскаваторной заходки по развалу взорванных горных пород, м; $R_{\text{чы}}$ – наибольший радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м (см. пункт 4.2 и табл. 4.1).

Расстояние между скважинами в ряду при зарядах сплошной конструкции (α), м:

$$\alpha = Q_{\text{СКВ}} n \left[A_{\text{бвр}} q_{\text{пр}} (H + h_{\text{п}}) \right]^{-1}, \quad (3.38)$$

где $h_{\text{п}}$ – глубина перебура, м.

$$h_{\text{п}} = l_{\text{п}} \sin \beta. \quad (3.39)$$

Расстояние между скважинами в ряду при рассредоточенных зарядах:

– при $S > S_{\text{р}}$, $d_{\text{ср.р}} = d_{\text{ср}}$

$$\alpha = Q_{\text{СКВ.р}} n \left[A_{\text{бвр}} q_{\text{пр.р}} (H + h_{\text{п}}) \right]^{-1}; \quad (3.40)$$

– при $S > S_{\text{р}}$, $q_{\text{пр.р}} = q_{\text{пр}}$

$$\alpha = Q_{\text{СКВ.р}} n \left[A_{\text{бвр}} q_{\text{пр}} (H + h_{\text{п}}) \right]^{-1}. \quad (3.40)$$

Число рядов скважин n и расстояние между ними b определяется подбором из выражений 3.28–2.40 с учетом того, что n должно быть числом целым и $\alpha \geq b$.

Форму сетки скважин устанавливают с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа (α_0 , град). Если $30^\circ \leq \alpha_0 \leq 60^\circ$, то следует принимать прямоугольную сетку скважин. В остальных случаях при $0^\circ \leq \alpha_0 \leq 30^\circ$ и $60^\circ \leq \alpha_0 \leq 90^\circ$ предпочтение следует отдавать шахматной сетке скважин.

При сложном строении взрывааемых уступов параметры буровзрывных работ (удельный расход, сетку скважин, конструкцию скважинных зарядов) уточняют по методике, приведенной в работах [31-32].

3.6. Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления

При многорядном (два и более рядов) взрывании скважин на угольных разрезах нашли практическое применение порядная, диагональная, поперечная и врубовые схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ), которые принято считать базовыми. Схемы КЗВ

при использовании детонирующего шнура (поверхностная сеть) и неэлектрической системы инициирования (скважинная сеть) приведены на рис. 3.5.

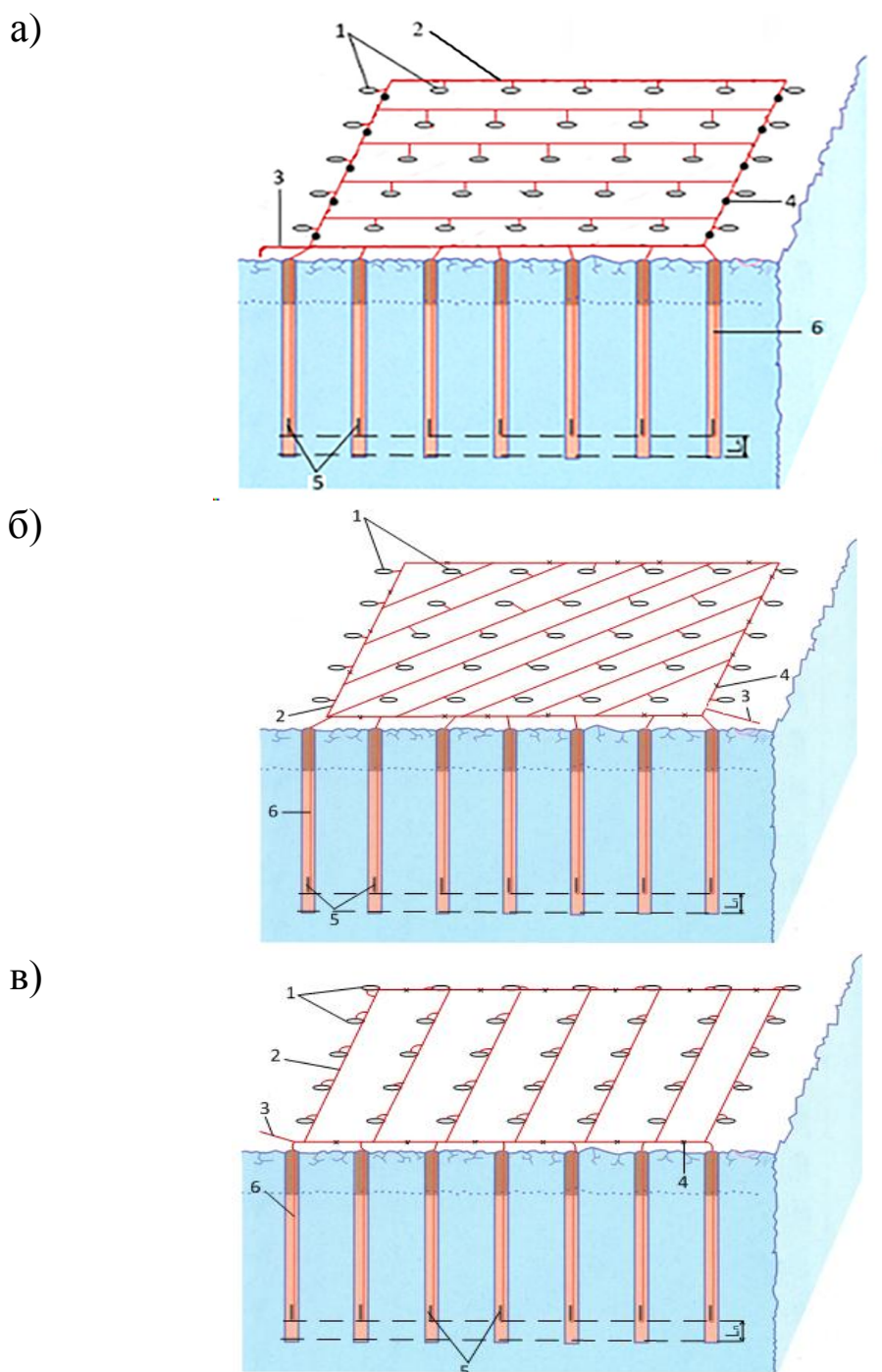


Рис. 3.5. Схемы КЗВ: а – порядная; б – диагональная; в – поперечная; 1 – скважина; 2 – детонирующий шнур (участковая сеть); 3 – магистральная сеть; 4 – пиротехническое реле; 5 – боевик; 6 – неэлектрическая система (скважинная сеть); L_{Π} – перебур

Врубовые схемы КЗВ могут быть с продольным, поперечным, клиновым и торцевым врубом. Их применяют при проходке траншей, для направленного формирования развала при взрывании вскрышных уступов.

Порядная схема КЗВ обеспечивает максимальную ширину развала, поперечная – минимальную, диагональная – промежуточную ее величину.

Схемы КЗВ при использовании неэлектрической системы инициирования с интервалами замедления 67 мс между рядами и 42 мс между скважинами в рядах приведены на рис. 3.6.

Схемы КЗВ при использовании электронных систем инициирования с интервалами замедления 67 мс между рядами и 42 мс между скважинами в рядах приведены на рис. 3.7.

Порядную схему КЗВ применяют, как правило, для бестранспортной технологии, когда стремятся максимально использовать эффект взрывного перемещения пород.

При транспортной технологии схему КЗВ выбирают таким образом, чтобы расчетная ширина развала не превышала требуемой, обеспечивающей заданное число проходов экскаватора по развалу, и могла быть либо порядной, либо диагональной, либо поперечной. Если достичь этого с помощью указанных схем КЗВ не удастся, то необходимо переходить на взрывание с подпорной стенкой.

Ниже, в пункте 3.7, приведен расчет указанных схем взрывания с учетом технологических требований по ведению выемочно-погрузочных работ.

Время замедления рекомендуют принимать в следующих пределах: при взрывании мелкоблочных пород – 70÷80 мс; средне- и крупноблочных – 40÷50 мс; весьма и исключительно крупноблочных – 30÷35 мс [14, 31-32].

3.7. Качество подготовки пород взрывом

Качество взрывной подготовки вскрышных пород оценивают двумя показателями: кусковатостью взорванной горной массы (средним диаметром куска взорванной горной массы или степенью дробления и выходом негабарита) и параметрами развала, включающими его размеры, форму и коэффициент разрыхления породы.

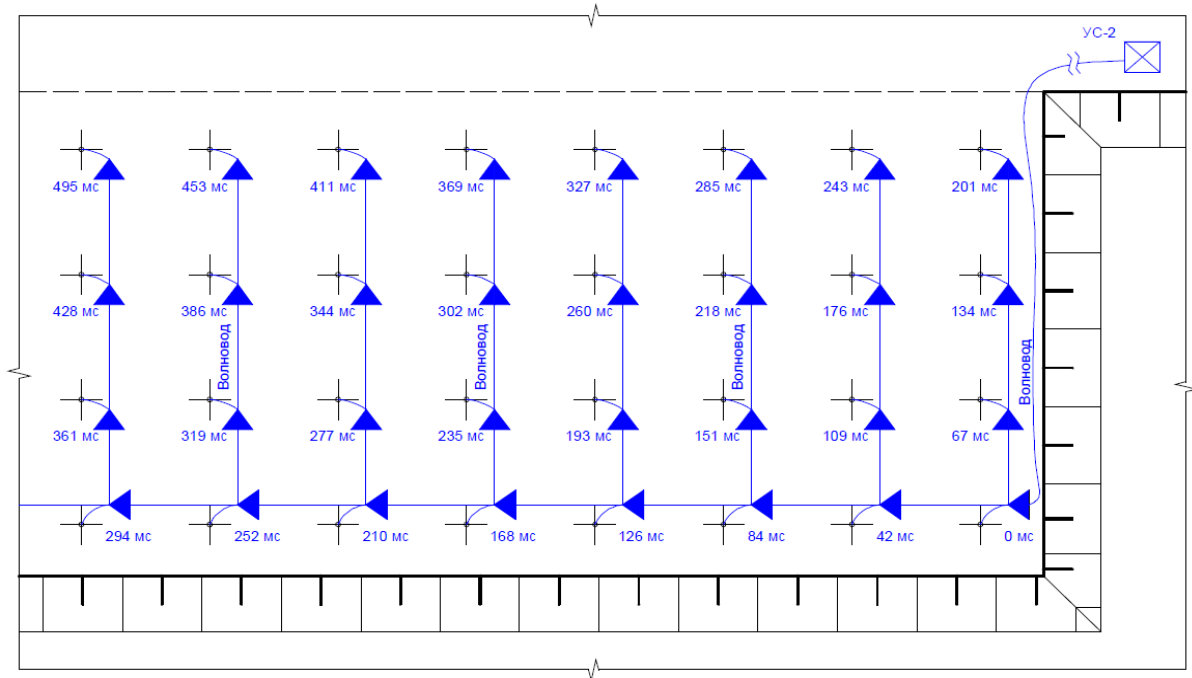


Рис. 3.6. Схемы КЗВ при использовании неэлектрической системы иницирования

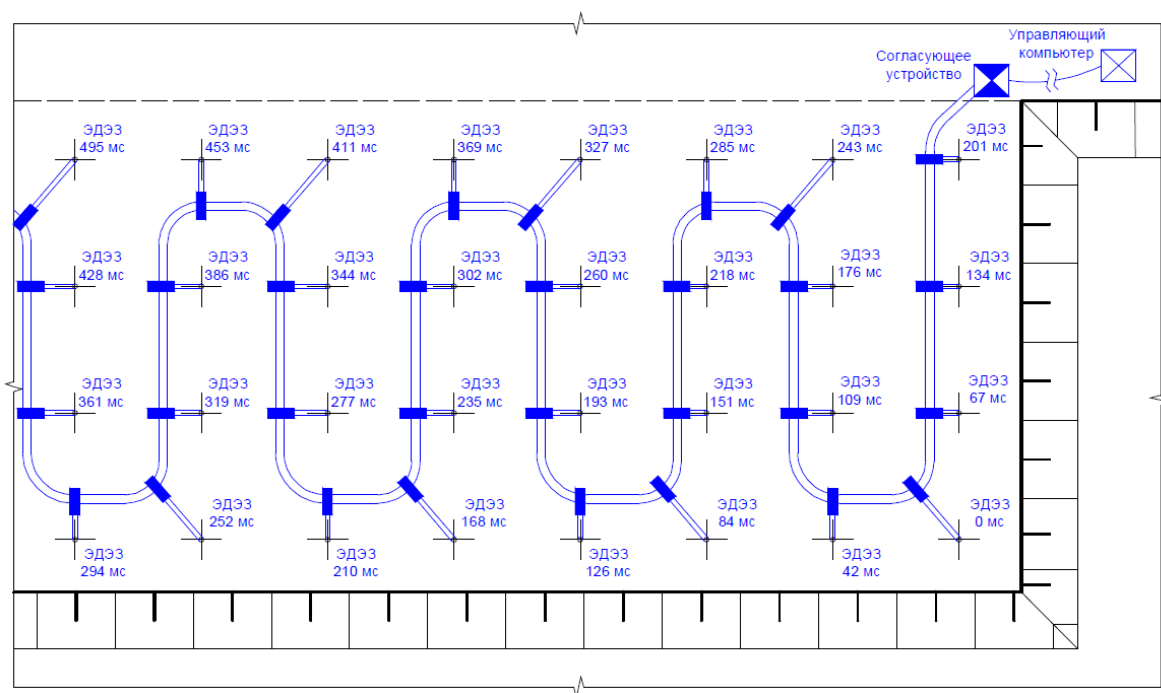


Рис. 3.7. Схемы КЗВ при использовании электронных систем иницирования

Проектную ширину развала взорванной породы (B_p , м) (рис. 3.8) определяют как

$$B_p = A_{\text{бвр}} + \Delta B - h_0 \text{ctg} \alpha, \quad (3.42)$$

где ΔB – дальность взрывного перемещения породы, м; h_0 – высота откольной зоны над подошвой уступа, м; α – угол откоса уступа, град.

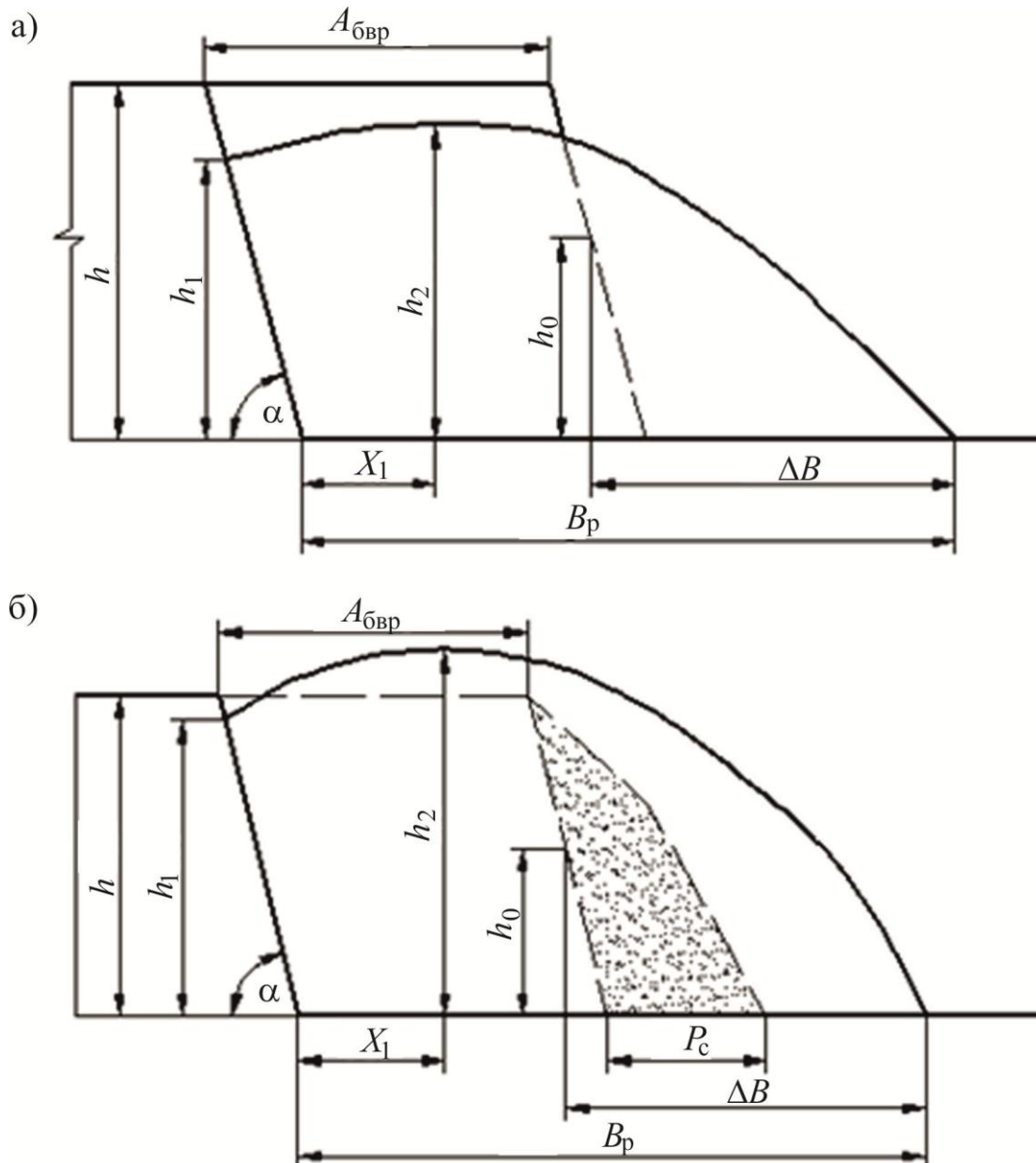


Рис. 3.8. Схемы к построению профиля развала:
 а – при транспортной системе разработки;
 б – при взрывании на подпорную стенку

Дальность взрывного перемещения породы (м) зависит от схемы КЗВ, при *порядной* схеме КЗВ ее определяют по формуле

$$\Delta B = \cos \varphi^{-1} \left[P_1 + \left(P_1^2 + \frac{2h_0 \mathcal{G}_0^2 \sin \beta}{g \cos \varphi} \right)^{0,5} \right] - h_0 \operatorname{tg} \varphi; \quad (3.43)$$

$$P_1 = \frac{\mathcal{G}_0^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{tg} \varphi) \sin^2 \beta}{g},$$

где φ – угол наклона плоскости, на которой формируется развал, град; g – ускорение свободного падения, м/с²; \mathcal{G}_0 – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы, м/с.

$$h_0 = 0,5(h_3 - h_{\Pi}) + M, \quad (3.44)$$

где h_3 – высота колонки ВВ, м; h_{Π} – высота перебура, м; M – мощность нижележащей толщи (м) в случае если вскрышной уступ находится над пластом мощностью M . Чаще всего при транспортной технологии $M = 0$.

$$h_3 = l_{\text{ВВ}} \sin \beta; \quad h_{\Pi} = l_{\Pi} \sin \beta; \quad (3.45)$$

$$\mathcal{G}_0 = 2\mathcal{G}_c \left[q_1 (\pi r_{\text{ВВ}})^{-1} \right]^{0,5n}, \quad (3.46)$$

где \mathcal{G}_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с; q_1 – удельный расход ВВ для скважин первого ряда, кг/м³; n_1 – показатель степени.

$$\mathcal{G}_c = 4370 - 1 - 50d_e; \quad n_1 = 1,35 - 0,06d_e; \quad q_1 = \eta q_{\text{пр}}, \quad (3.47)$$

где η – коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса уступа ($\eta = 0,75$ при $h < 15$; $\eta = 0,8$ при $15 \leq h \leq 20$; $\eta = 0,85$ при $h > 20$).

Дальность взрывного перемещения породы при других схемах КЗВ определяют как

$$\Delta B_{\psi} = \Delta B_0 (0,73 + 0,27 \cos 2\psi), \quad (3.48)$$

где ψ – угол между линией верхней бровки уступа и линией расположения одновременно взрываваемых скважин, град ($0 \leq \psi \leq 90$).

В частности при диагональной схеме КЗВ и $\psi = 45^\circ$ дальность взрывного перемещения породы (м) составит

$$\Delta B_{\text{д}} = 0,73\Delta B_0, \quad (3.49)$$

а при поперечной схеме КЗВ и $\psi = 90^\circ$

$$\Delta B_{\text{п}} = 0,46\Delta B_0. \quad (3.50)$$

При взрывании с подпорной стенкой (см. рис. 3.6, б) и поперечных схемах КЗВ дальность взрывного перемещения породы (м) определяется из условия

$$\Delta B_{\text{пс}} = \begin{cases} 0,46\Delta B - 1,6P_{\text{с}}; & P_{\text{с}} \leq 0,29\Delta B_0; \\ 0; & P_{\text{с}} > 0,29\Delta B_0, \end{cases} \quad (3.51)$$

где $P_{\text{с}}$ – ширина подпорной стенки по низу, м.

Тогда значения $\Delta B_{\text{пс}}$ определяется из условия:

$$A_{\text{бвр}} + \Delta B_{\text{пс}} = N_{\text{э}}A_{\text{э}} + P_{\text{с}} \quad (3.52)$$

или

$$A_{\text{бвр}} + 0,46\Delta B_0 - 1,6P_{\text{с}} = N_{\text{э}}A_{\text{э}} + P_{\text{с}}, \quad (3.53)$$

где $N_{\text{э}}$ – число проходов экскаватора по развалу, шт.; $A_{\text{э}}$ – ширина экскаваторной заходки, м.

Тогда величина подпорной стенки определится по выражению

$$P_{\text{с}} = 0,38(A_{\text{бвр}} + 0,46\Delta B_0 - N_{\text{э}}A). \quad (3.54)$$

Форму развала при $M = 0$, $W \leq W_{\text{max}}$ и $P_{\text{с}} = 0$ адекватно описывают следующими точками:

– высота развала по линии последнего ряда скважин, м

$$h_1 = 0,5m_1h(3 - m_1^2) \times [(1 - m_1)^2 + 1]. \quad (3.55)$$

– высота развала в произвольной точке x по ширине развала, м

$$h_i(x) = h_1(1 - x)^{(1 - m_1)^2}; \quad 0 < x < B_{\text{р}}; \quad (3.56)$$

$$m_1 = A_{\text{бвр}} / B_{\text{р}}.$$

При $M = 0$ и взрывании с завышенной линией сопротивления по подошве уступа ($W > W_{\text{max}}$) или при взрывании с подпорной стенкой ($P_{\text{с}} > 0$):

$$h_1 = 0,5m_1h(3 - m_1^2) ; \quad (3.57)$$

$$h_i(x) = h_1(1 + 2x - 3x^2)^{1-m_1} , \quad (3.58)$$

а максимум высоты развала определяют точкой $x_1 = 1/3B_p$ (см. рис. 3.6, б).

Среднее значение коэффициента разрыхления:

– в профиле развала

$$K_p = 0,5(3 - m_1^2); \quad (3.59)$$

– при взрывании в полном зажиме (например, при проходке траншей)

$$K_p = 1 + 0,5q_{\text{пр}}(d_e + q_{\text{пр}})^{-1}. \quad (3.60)$$

Качество дробления:

– средний диаметр куска взорванной горной массы, м

$$d_{\text{ср}} = 5dd_e(5d + q_{\text{пр}}d_e)^{-1}; \quad (3.61)$$

– выход негабаритной массы по ковшу экскаватора, %

$$\varphi(x_H) = 100e^{-y}, \quad (3.62)$$

где x_H – линейный размер негабаритного куска, м; e – основание натурального логарифма ($e \approx 2,72$); y – показатель степени

$$x_H = 0,75E^{0,33}; \quad y = [-1,25(x_H / d_{\text{ср}})]^{2,5}. \quad (3.63)$$

Дробление негабаритных кусков породы можно осуществлять с помощью шпуровых и наружных (накладных или кумулятивных) зарядов. Производится это, как правило, во время массового взрыва. Технология и обоснование параметров дробления негабаритов, а также взрывной подготовки угля приведены в [32].

3.8. Определение размеров опасных зон

Расчет размеров опасных зон и допустимой величины массы одновременно взрывающегося заряда производят в соответствии с требованиями Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605, заре-

гистрированы в Минюсте России 01.04.2014 № 31796) [37]. Определяют радиусы следующих опасных зон: сейсмического действия взрыва; действия ударной воздушной волны (УВВ); разлета кусков породы при взрыве.

3.8.1. Расчет расстояний, опасных по разлету кусков породы

Расстояние ($r_{\text{раз}}$, м), опасное для людей по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющие (дробящее) действие, определяется по формуле

$$r_{\text{раз}} = 1250\eta_3 \left\{ 0,1\sigma_{\text{сж}} d [(1 + \eta_{\text{заб}}) a]^{-1} \right\}^{0,5}, \quad (3.64)$$

где η_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; $\eta_{\text{заб}}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа; d – диаметр скважины, м; a – расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом равен отношению длины заряда в скважине ($l_{\text{ВВ}}$) к глубине пробуренной скважины ($l_{\text{СКВ}}$): $\eta_3 = l_{\text{ВВ}} l_{\text{СКВ}}^{-1}$.

Коэффициент заполнения скважины забойкой равен отношению длины забойки ($l_{\text{заб}}$) к длине свободной от заряда верхней части скважины ($l_{\text{Н}}$): $\eta_{\text{заб}} = l_{\text{заб}} l_{\text{Н}}^{-1}$.

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части $\eta_{\text{заб}} = 1$, при взрывании без забойки $\eta_{\text{заб}} = 0$.

При $\eta_{\text{заб}} = 1$ выражение 3.64 приобретает вид

$$r_{\text{раз}} = 1250\eta_3 \left(0,05\sigma_{\text{сж}} d a^{-1} \right)^{0,5} l_{\text{ВВ}} l_{\text{СКВ}}^{-1}.$$

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a , $\eta_{\text{заб}}$, η_3 расчет $r_{\text{раз}}$ по формуле 3.64 следует производить принимая наименьшие значения a , $\eta_{\text{заб}}$ и наибольшие η_3 из всех имеющихся в данной серии.

В условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м

размеры опасной зоны $r_{\text{раз}}$ в направлении вниз по косогору должны быть увеличены и определяются согласно требованиям раздела VIII [37].

Расчетное значение $r_{\text{раз}}$ округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Если фактическая длина забойки меньше нормальной, то величину радиуса опасной зоны по разлету кусков породы необходимо увеличить на 20 %.

Сравниваем полученное значение $r_{\text{раз}}$ с минимально допустимыми радиусами опасных зон для людей в соответствии с требованиями Приложений 20 и 21 [37].

3.8.2. Расчет радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны

Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны [37, приложение 22] при взрыве ($r_{\text{в}}$, м) для зданий и сооружений определяются как

$$r_{\text{в}} \geq K_{\text{в}} Q_{\text{с}}^{1/3} \leq [r_{\text{с}}], \quad (3.65)$$

где $K_{\text{в}}$ – коэффициент пропорциональности, значения которого зависят от массы мгновенно взрывающегося заряда, а также степени допустимых повреждений зданий (сооружений); $Q_{\text{с}}$ – общая масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ, кг.

Для мгновенно взрывающихся скважинных зарядов ВВ при условии отсутствия повреждений зданий (сооружений) общей массой $Q_{\text{с}}$ менее 20 т коэффициент пропорциональности $K_{\text{в}}$ следует принимать в интервале 20÷50, а при общей массе более 20 т – $K_{\text{в}} = 200$.

$$Q_{\text{с}} = N Q_{\text{СКВ}}, \quad (3.66)$$

где N – число мгновенно взрывающихся скважин в одной серии, шт.:

$$N \leq [r_{\text{с}}]^3 (K_{\text{в}}^3 Q_{\text{СКВ}})^{-1}. \quad (3.67)$$

Полученное значение N округляется до целого числа в меньшую сторону, а с целью упрощения монтажа взрывной сети на блоке N рекомендуется принимать кратным числу рядов сква-

жин. Определенная таким образом величина Q_c является предельной допустимой массой мгновенно взрывающегося заряда ВВ.

3.8.3. Расчет расстояний, опасных по сейсмическому действию взрыва

При одновременном (без замедления) взрывании массива горных пород на рыхление (дробление) группой из N зарядов общей массой ВВ Q_c в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20 %, безопасное расстояние (r_c , м) до охраняемого объекта определяют по формуле

$$r_c = N^{1/6} K_r K_c Q_c^{1/3} \leq [r_c], \quad (3.68)$$

где K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта (табл. 3.9); K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки (табл. 3.10); Q_c – общая масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ в серии, кг.

Таблица 3.9

Значения коэффициентов K_r

| Наименование пород, находящихся в основании охраняемого объекта | K_r |
|---|-------|
| Скальные породы плотные, ненарушенные | 5 |
| Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании | 8 |
| Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м | 12 |
| Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод | 15 |
| Водонасыщенные грунты | 20 |

Для конкретных условий ведения взрывных работ K_r , K_c и расстояние до охраняемого объекта $[r_c]$ известны. Рассчитана ранее и масса скважинного заряда ВВ $Q_{скв}$.

Таблица 3.10

Значения коэффициента K_c

| Типы зданий и сооружений | K_c |
|--|-------|
| Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом | 1,0 |
| Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей с кирпичными и подобными стенами | 1,5 |
| Небольшие жилые поселки | 2,0 |

Для того чтобы определить Q_c и N , необходимо последовательным умножением $Q_{\text{СКВ}}$ на количество скважин от 1 до N подобрать такое значение N , при котором удовлетворяется условие $r_c \leq [r_c]$.

По результатам расчета $r_{\text{раз}}$, r_c и r_b на ситуационном плане наносятся опасные зоны для людей, машин и механизмов, зданий и сооружений. Но в любом случае безопасные расстояния для людей должны быть не меньше, чем указанные в ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [37] (табл. 3.11).

Таблица 3.11

Допустимые безопасные расстояния для людей при взрывных работах на земной поверхности

| Методы взрывных работ | Радиус опасной зоны, м |
|--|------------------------|
| 1. Накладные, в том числе кумулятивные заряды, и при взрывании на косогорах в направлении вниз по склону | ≥ 300 |
| 2. Шпуровые заряды | ≥ 200 |
| 3. Скважинные заряды | ≥ 200 |

Для действующих карьеров радиусы сейсмотехнических зон массовых взрывов согласно рекомендациям [37] определяют специализированные организации, в частности Новационная фирма «КУЗБАСС-НИИОГР», на основании сейсмологических исследований с использованием современной аппаратуры с учетом горно-гидрологических условий конкретного месторождения [16-19].

За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из рассчитанных по ударной воздушной волне и разлету кус-

ков породы. Массовые взрывы зарядов ВВ на карьерах необходимо производить в соответствии с требованиями ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [37].

Массовые взрывы выполняют по проектам, разрабатываемым на основании проекта открытой разработки месторождения полезных ископаемых и типового проекта массового взрыва. Проект массового взрыва состоит из технического расчета и графического материала, таблицы параметров взрывных работ, распорядка проведения массового взрыва.

Проект массового взрыва утверждается техническим руководителем горного предприятия и хранится в делах взрывного участка до полной отработки взорванного блока.

3.9. Расчет производительности буровых станков и их количества

Сменная производительность бурового станка, м:

$$Q_{\text{см.б}} = [T_{\text{см}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{р}})] \times (t_{\text{о}} + t_{\text{в}})^{-1}, \quad (3.69)$$

где $T_{\text{см}}$, $T_{\text{пз}}$, $T_{\text{р}}$ – соответственно продолжительность смены ($T_{\text{см}} = 8$), подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в течение смены, ч; $t_{\text{о}}$ – основное время на бурение 1 пог. м скважины, ч; $t_{\text{в}}$ – затраты времени на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 пог. м скважины, ч.

Суммарные затраты на подготовительно-заключительные операции и регламентированные перерывы составляют обычно от 0,9 до 1,5 ч.

Основное время на бурение 1 пог. м скважины зависит от скорости бурения:

$$t_{\text{о}} = 1 / \mathcal{G}_{\text{б}}, \quad (3.70)$$

где $\mathcal{G}_{\text{б}}$ – техническая скорость бурения скважины (для станков типа СБШ в породах с $\Pi_{\text{б}} = 8 \div 10$: $\mathcal{G}_{\text{б}} = 16 \div 20$; ДМ, ДМЛ и РВ: $\mathcal{G}_{\text{б}} = 30 \div 100$; СБР в породах с $\Pi_{\text{б}} = 2 \div 3$: $\mathcal{G}_{\text{б}} = 18 \div 30$; СБУ: $\mathcal{G}_{\text{б}} = 6 \div 9$), м/ч.

Удельные затраты времени на выполнение вспомогательных операций (наращивание и разборка става, снятие станка с домкра-

тов, переезд к новой скважине, постановка на домкраты, замена долота и др.) в соответствии с нормативами составляют:

– при шнековом (вращательном) бурении 1,2÷1,6 мин/м (0,02÷0,027 ч/м);

– при шарошечном, в зависимости от типа станка – от 1,3 ÷1,4 мин/м (0,022÷0,023 ч/м) до 1,5÷1,8 мин/м (0,025÷0,03 ч/м);

– при пневмоударном бурении – от 4 до 8 мин/м (0,06÷0,12 ч/м).

Внутрисменные перерывы (простои) связаны главным образом с аварийными остановками станка и его ремонтом, внеплановыми отключениями электроэнергии и т. п. Помимо внутрисменных имеются и простои станков в течение целой смены, вызванные плановыми и внеплановыми ремонтами, перегонами станка с одного блока на другой, отсутствием фронта работ и т. д. В результате потери рабочего времени у станков составляют в целом до 35 %. Поэтому с учетом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования буровых станков на карьерах составляет 0,35÷0,4 до 0,55÷0,6, а годовая производительность станка может быть определена по выражению

$$Q_{б.год} = T_{см} n_{см} n_{год} K_{и.б} (t_0 + t_в)^{-1}, \quad (3.71)$$

где $n_{см}$, $n_{год}$ – число соответственно рабочих смен (смен) в сутки и рабочих дней (дней) в году; $K_{и.б}$ – коэффициент производительного использования станка ($K_{и.б} = 0,35÷0,6$).

Необходимое количество буровых станков в работе (рабочий парк), шт.:

– по коренным породам

$$N_{бк.р} = V_{бк.год} / Q_{б.год}; \quad (3.72)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{бп.р} = V_{бп.год} / Q_{б.год}; \quad (3.73)$$

где $V_{бк.год}$, $V_{бп.год}$ – соответственно годовые объемы бурения по вскрышным коренным породам и полезному ископаемому, м/год.

$$V_{бк.год} = V_{к.год} / \eta_k; \quad V_{бп.год} = A_{п.год} / \rho_p \eta_p, \quad (3.74)$$

где $V_{к.год}$, $A_{п.год}$ – соответственно годовые объемы коренных пород и производственная мощность по полезному ископаемому (см.

раздел 3), м³/год и т/год; ρ_{Π} – плотность полезного ископаемого, т/м³; $\eta_{\text{к}}$, η_{Π} – соответственно выход горной массы с одного метра скважины по коренным породам и полезному ископаемому, м³

$$\eta_{\text{к}} = abh/l_{\text{СКВ}}; \quad \eta_{\Pi} = a_{\Pi}b_{\Pi}h_{\Pi}/l_{\text{СКВ.}\Pi}, \quad (3.75)$$

где a , b , h , $l_{\text{СКВ}}$ и a_{Π} , b_{Π} , h_{Π} , $l_{\text{СКВ.}\Pi}$ – соответственно расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин, высота уступа и длина скважин по коренным породам и полезному ископаемому, м.

Инвентарный парк буровых станков по коренным породам и полезному ископаемому, шт.:

$$N_{\text{БК}} = N_{\text{БК.р}}f_{\text{б}}; \quad N_{\text{БП}} = N_{\text{БП.р}}f_{\text{б}}, \quad (3.76)$$

где $f_{\text{б}}$ – коэффициент резерва буровых станков ($f_{\text{б}} = 1,2 \div 1,25$).

В этом и последующих разделах численные значения инвентарного парка буровых, горных, транспортных и отвальных машин следует принимать целой величиной.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите основные принципы выбора буровых станков.
2. Назовите промышленные ВВ, применяемые на открытых горных работах, и средства их инициирования.
3. Назовите основные факторы, определяющие проектный удельный расход ВВ.
4. Назовите основные параметры расположения скважинных зарядов.
5. За счет чего можно регулировать ширину развала взорванной горной массы?
6. Дайте определение понятию «качество» подготовки пород взрывом.
7. С учетом каких факторов определяются параметры опасных зон при взрывах?
8. Назовите состав проекта на массовый взрыв.
9. Как определяется производительность буровых станков?
10. Как определяется инвентарный парк буровых станков?

4. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

4.1. Общие сведения

Собственно разработка горных пород в карьере, представляющая собой выемку и погрузку в средства транспорта или отвал, называется выемочно-погрузочными работами или экскавацией горной массы. Экскавационные машины являются, как правило, определяющими в комплекте горных и транспортных машин технологического потока. Поэтому выбор основного выемочно-погрузочного оборудования, от которого в значительной степени зависят технико-экономические показатели разработки месторождения, является важным этапом при проектировании карьера.

Для механизации этого процесса наиболее часто используют одноковшовые экскаваторы циклического действия. Производительность экскаваторов зависит от качества подготовки экскавируемых пород, транспортного оборудования, климатических и других условий, в частности параметров экскаваторного забоя и принятой технологии разработки месторождения [1, 10-13, 23, 26-27, 35-36, 37].

4.2. Технологические параметры экскаваторов

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются: вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, удельное давление и рабочие параметры. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус, высоту черпания и разгрузки, глубину копания (рис. 4.1).

Радиус черпания ($R_{\text{ч}}$) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус черпания на горизонте установки экскаватора ($R_{\text{чy}}$) – максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора.

Высота черпания ($H_{\text{ч}}$) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус разгрузки ($R_{\text{р}}$) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки.

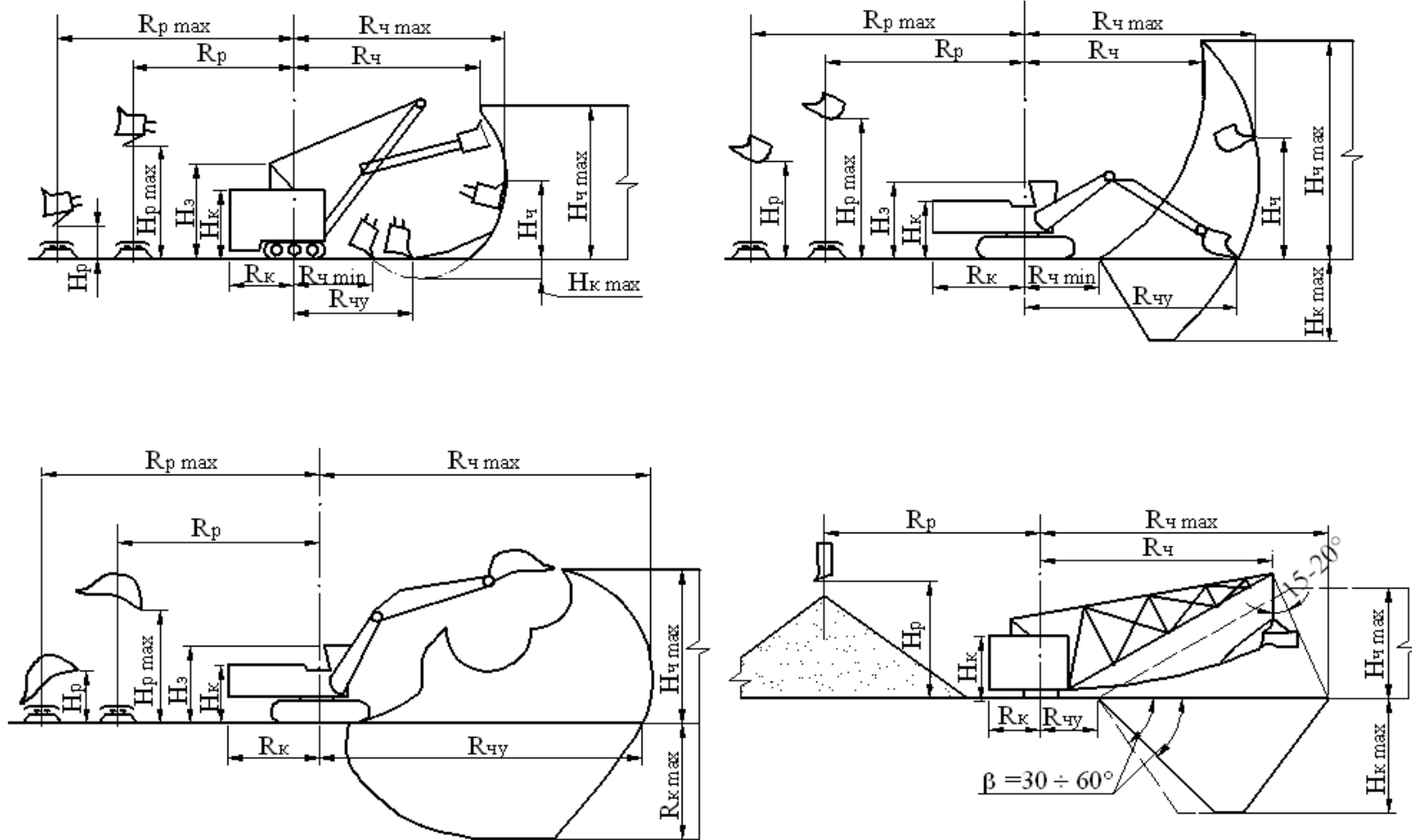


Рис. 4.1. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов: а – прямая мехлопата; б – прямая гидравлическая лопата; в – обратная гидравлическая лопата; г – драглайн

Таблица 4.1

Параметры одноковшовых экскаваторов

| Показатели | Модель экскаватора | | | | | | | | | | | | | |
|---|--------------------|-----------|--------|-----------|--------|-----------|--------|---------|-----------|---------|--------|-----------|---------|---------|
| | ЭКГ-5А | ЭКГ-5А-УС | ЭКГ-8И | ЭКГ-6,3ус | ЭКГ-4у | ЭКГ-10 | ЭКГ-5У | ЭКГ-8УС | ЭКГ-12 | ЭКГ-9УС | ЭКГ-15 | ЭКГ-20 | РН-2800 | РН-4100 |
| Вместимость ковша, м ³ | 4,6-6,3 | 4,6 | 8,0 | 6,3 | 4,0 | 10,0-12,5 | 5,0 | 8,0 | 12,0-16,0 | 9,0 | 15,0 | 16,0-25,0 | 35,2 | 55,8 |
| Наибольший радиус черпания на горизонте установки экскаватора $R_{чy}$, м | 9,04 | 10,5 | 12,2 | 13,5 | 14,49 | 12,6 | 14,5 | 13,5 | 14,3 | 16,0 | 15,6 | 15,2 | 15,85 | 16,94 |
| Радиус черпания $R_{чmax}$, м | 14,5 | 15,5 | 18,4 | 19,8 | 23,7 | 18,4 | 23,7 | 19,8 | 21,0 | 23,5 | 22,6 | 23,4 | 23,9 | 23,8 |
| Высота черпания $H_{чmax}$, м | 10,3 | 12,9 | 13,5 | 17,1 | 22,2 | 13,5 | 22,2 | 17,6 | 15,0 | 20,0 | 15,8 | 17,9 | 16,15 | 18,06 |
| Радиус разгрузки R_{pmax} , м | 12,65 | 13,7 | 16,3 | 17,9 | 22,1 | 16,3 | 22,1 | 17,9 | 18,5 | 21,5 | 19,5 | 20,9 | 20,0 | 20,0 |
| Высота разгрузки H_{pmax} , м | 6,7 | 9,0 | 8,6 | 12,5 | 17,5 | 8,6 | 17,5 | 12,6 | 10,0 | 14,8 | 9,9 | 11,5 | 10,32 | 10,44 |
| Высота напорного вала $H_{нв}$, м | 8,6 | | 8,6 | 8,6 | 8,6 | 8,6 | | | | | 8,4 | | 10,7 | 11,0 |

Продолжение табл. 4.1

| Показатели | Модель экскаватора | | | | | | | | | | | | | |
|--|--------------------|-----------|--------|-----------|--------|--------|--------|---------|--------|---------|--------|--------|---------|---------|
| | ЭКГ-5А | ЭКГ-5А-УС | ЭКГ-8И | ЭКГ-6,3ус | ЭКГ-4у | ЭКГ-10 | ЭКГ-5У | ЭКГ-8УС | ЭКГ-12 | ЭКГ-9УС | ЭКГ-15 | ЭКГ-20 | РН-2800 | РН-4100 |
| Радиус разгрузки при $H_{p_{max}}$, м | 11,8 | | 15,6 | 16,5 | 18,6 | 15,4 | | | | | 19,5 | 18,2 | 20,0 | 20,0 |
| Радиус вращения кузова R_K , м | 5,25 | 5,9 | 7,78 | 7,78 | 7,78 | 7,78 | 7,78 | 7,78 | 9,3 | 9,3 | 10,0 | 10,0 | 9,91 | 9,83 |
| Скорость передвижения, км/ч | 0,55 | 0,55 | 0,42 | 0,42 | 0,42 | 0,7 | 0,7 | 0,7 | 1,1 | 1,1 | 0,82 | 0,88 | 1,08 | 1,6 |
| Масса экскаватора, т | 196 | 211 | 370 | 380 | 365 | 395 | 386 | 405 | 655 | 655 | 672 | 1075 | 1079 | 1453 |
| Среднее давление на грунт, кПа | 205 | 221 | | | | 224 | 218 | 230 | 280 | 286 | 240 | 320 | 345 | 361 |
| Паспортная продолжительность рабочего цикла $t_{цп}$, с, при угле поворота экскаватора 90° | 23 | 29 | 26 | 28 | 30 | 26 | 30 | 28 | 26 | 27 | 28 | 28 | 30 | 32 |

Высота разгрузки (H_p) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша при разгрузке.

Технологические параметры экскаватора зависят от длины и угла наклона стрелы и рукояти (см. табл. 4.1) и могут быть минимальными (min) и максимальными (max).

4.3. Типы забоев

Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется *забоем*. Забоем могут быть следующие поверхности уступа: торец уступа или траншеи, откос уступа, площадка уступа. Соответственно различают четыре типа забоев: *торцевой* (боковой), *тупиковый* (траншейный), *фронтальный* (продольный), *забой-площадка* [23, 27].

Наибольшее распространение, особенно для одноковшовых экскаваторов, получил *торцевой* забой, при котором обеспечивается максимальная производительность экскаваторов. Это объясняется меньшим средним углом поворота экскаватора к месту разгрузки (не более 90°), удобной подачей транспортных средств под погрузку и минимальными простоями при перемещении и наращивании транспортных коммуникаций.

Тупиковый забой применяют при проведении траншей.

Фронтальный забой используют редко, в основном при разработке однородных заходок по полезному ископаемому. При этом типе забоя из-за большего среднего угла поворота экскаватора из забоя к месту разгрузки горной массы из ковша в транспортные средства, малой ширины заходки и поэтому частого перемещения экскаватора, а также транспортной полосы, производительность экскаватора является низкой.

Забой-площадку применяют при разработке горных пород выемочно-транспортирующими машинами типа бульдозер, колесный погрузчик и скрепер.

По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают следующие способы выемки: с верхним черпанием (рис. 4.2, а, б); с нижним черпанием (рис. 4.2, в, г).

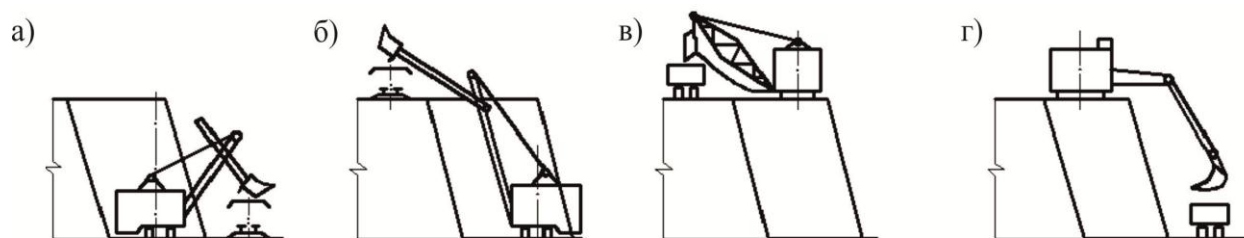


Рис. 4.2. Способы выемки и погрузки породы экскаватором

Аналогично различают и способы погрузки: на горизонте установки экскаватора (рис. 4.2, а, в); верхнюю (рис. 4.2, б) при расположении транспорта выше горизонта установки экскаватора, а также нижнюю (при расположении транспорта ниже горизонта установки экскаватора) погрузку (рис. 4.2, г).

4.4. Типы заходок

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала взорванной горной массы или массива последовательно обрабатывают породные полосы, которые называют заходками.

По расположению относительно фронта работ на уступе заходки разделяют на *продольные* (рис. 4.3, а), ориентированные вдоль фронта работ уступа; *поперечные* (рис. 4.3, б), ориентированные вкрест фронта работ уступа; *диагональные* (рис. 4.3 в), ориентированные под углом, меньшим 90° к фронту работ уступа.

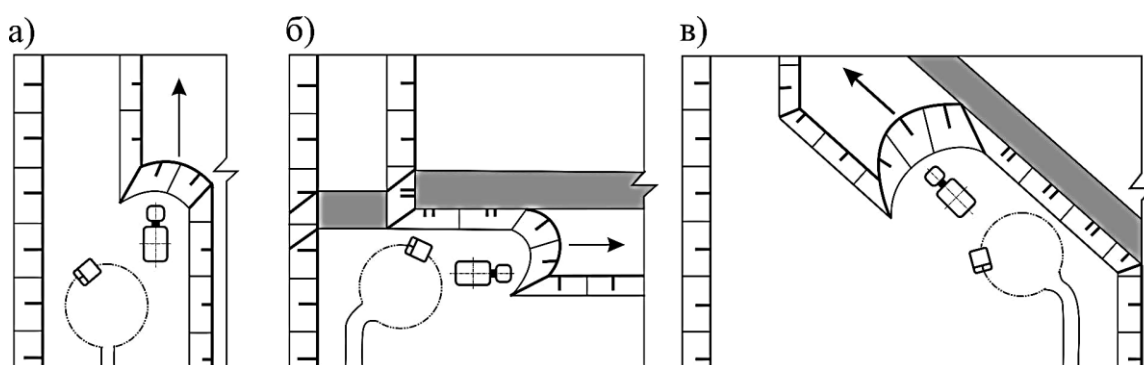


Рис. 4.3. Типы заходок по отношению к фронту работ на уступе:
а – продольная; б – поперечная; в – диагональная

Продольные заходки применяют при всех видах транспорта, поперечные – при автомобильном и конвейерном, диагональные – при железнодорожном и автомобильном транспорте.

По ширине заходки делятся на узкие (рис. 4.4, а), широкие (рис. 4.4, б) и нормальные (рис. 4.4, в).

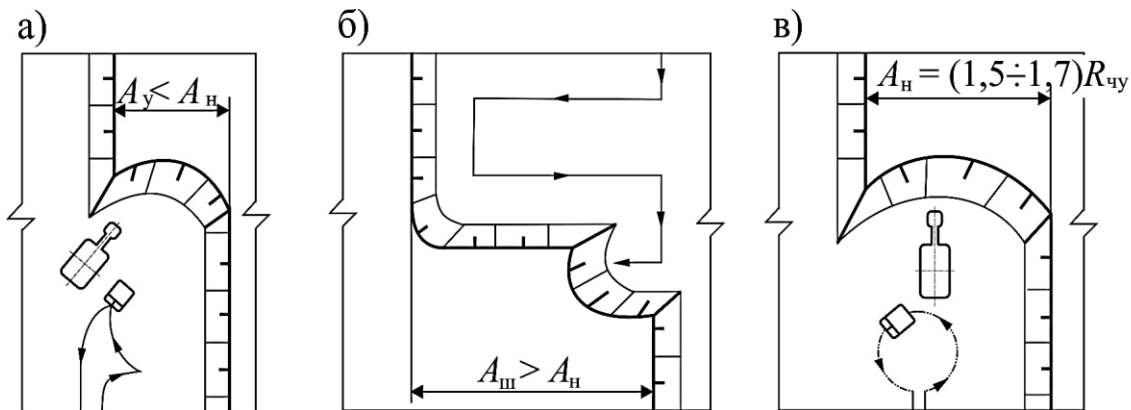


Рис. 4.4. Типы заходок в зависимости от их ширины:
а – узкая; б – широкая; в – нормальная

В нормальных заходках $A = (1,5 \div 1,7)R_{\text{чy}}$ выемку породы производят при постоянном положении оси движения экскаватора по длине заходки и рациональном использовании его рабочих параметров. Узкие заходки, когда $A_y < A_n$, отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров экскаваторов. Широкие заходки ($A_{\text{ш}} > A_n$) характеризуются переменным положением оси движения экскаватора в плане по длине заходки.

4.5. Виды выемочно-погрузочных работ

В процессе разработки наклонных и крутопадающих месторождений полезного ископаемого выполняют следующие виды выемочно-погрузочных работ (рис. 4.5).

В начале разработки карьера после вскрытия карьерного поля проводят разрезную траншею по наносам тупиковым забоем 1 (рис. 4.5, а). Затем осуществляют отгон борта по наносам боковыми забоями 2. При создании достаточного опережения верхнего уступа (уступов) по наносам начинают работы по проведению разрезной траншеи 3 по коренным породам, с этой целью производят их предварительное рыхление буровзрывным способом.

При применении железнодорожного транспорта экскаватор в разрезной траншее работает, как правило, с верхней погрузкой,

при автомобильном транспорте – с погрузкой на уровне стояния, иногда с нижней погрузкой.

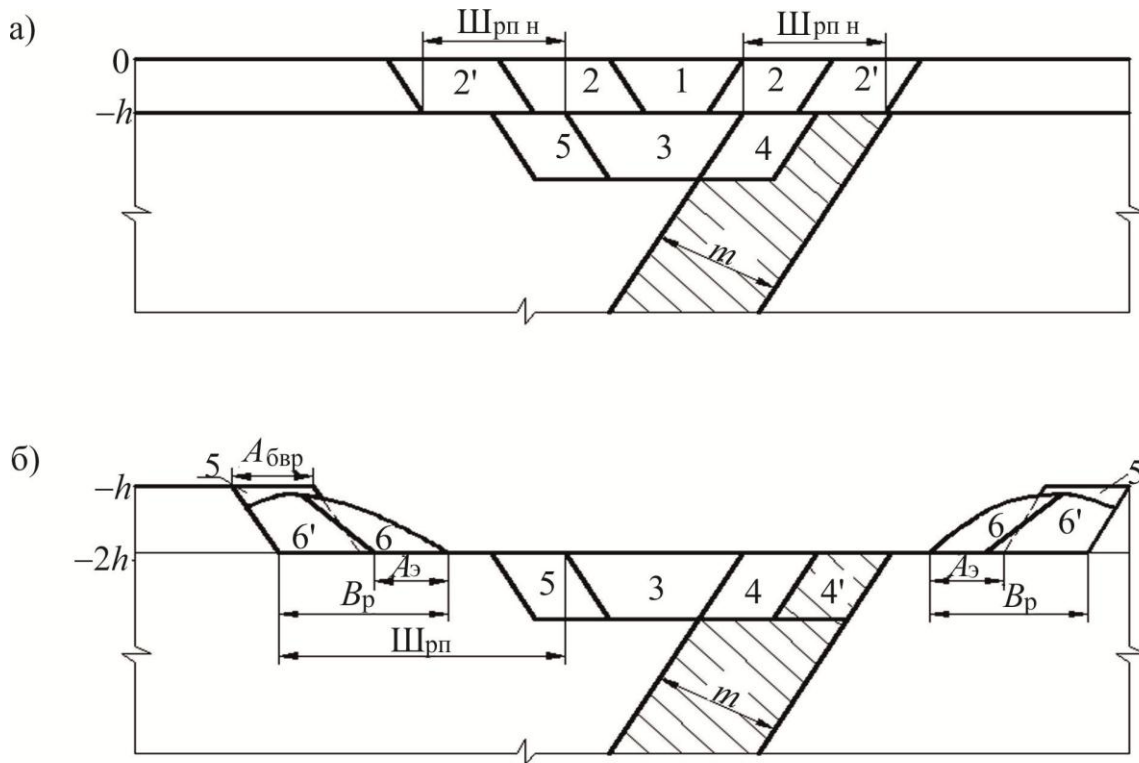


Рис. 4.5. Последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в карьере

В результате проведения разрезной траншеи подготавливают к выемке пласт полезного ископаемого, обработку которого осуществляют, как правило, боковым забоем 4. Одновременно начинают работы (рис. 4.5, б) по отгону борта по коренным породам 5. При этом в результате обруивания и взрывания буровзрывной заходки 5 шириной $A_{бвр}$ формируют развал взорванной горной массы шириной B_p , который обрабатывают экскаватором боковым забоем 6. При достаточном опережении работ по очередному вышележащему уступу вновь начинают работы по проведению разрезной траншеи 3 на нижележащем горизонте и т. д.

Задание студенту предусматривает либо использование конкретной модели экскаватора на отгоне борта по скальным породам в боковом забое 6 по взорванной горной массе, либо задается высота уступа по скальным породам. Соответственно студент должен либо обосновать высоту уступа по массиву скальных пород для заданной марки экскаватора, либо подобрать марку экс-

каватора для работы на уступе по скальным породам при заданной высоте уступа.

При этом обосновывают ширину буровзрывной заходки по массиву скальных пород и необходимую ширину развала, при которой обеспечивается эффективная работа экскаватора. На основании этого по методике, изложенной в разделе 2, определяют параметры буровзрывных работ, обеспечивающие качественную подготовку пород.

Затем выбирают марку экскаватора для проведения разрезной траншеи 3 по коренным породам и ведения добычных работ в забое 4. Устанавливают параметры траншеи и добычного забоя.

Принимают экскаватор для разработки рыхлых отложений, устанавливают параметры торцевого 2 и тупикового 1 забоев экскаватора по этим породам. При выборе марки экскаватора для различных типов пород стремятся к унификации оборудования.

Рассчитывают требуемые параметры рабочей площадки по скальным породам и наносам.

С учетом принятого оборудования, особенностей работы экскаваторов в различных забоях и свойств разрабатываемых пород определяют часовую, сменную и годовую производительности экскаваторов, их рабочий и инвентарный парк.

Ниже приведена методика расчета параметров различных забоев для одноковшовых экскаваторов.

4.6. Технологические схемы выемки горных пород экскаваторами-мехлопатами в торцевом (боковом) забое

Расчет параметров забоев технологических схем заключается в определении высоты уступа, ширины заходки, углов рабочего и устойчивого откосов уступа, мест расположения в забое экскаватора и транспорта под погрузку.

4.6.1. Схема работы мехлопаты при разработке мягких пород верхним черпанием с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Технологическая схема разработки забоя верхним черпанием с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне

стояния экскаватора (рис. 4.6, а) может использоваться при применении любого вида транспорта и экскаваторов типа прямая мехлопата (ЭКГ).

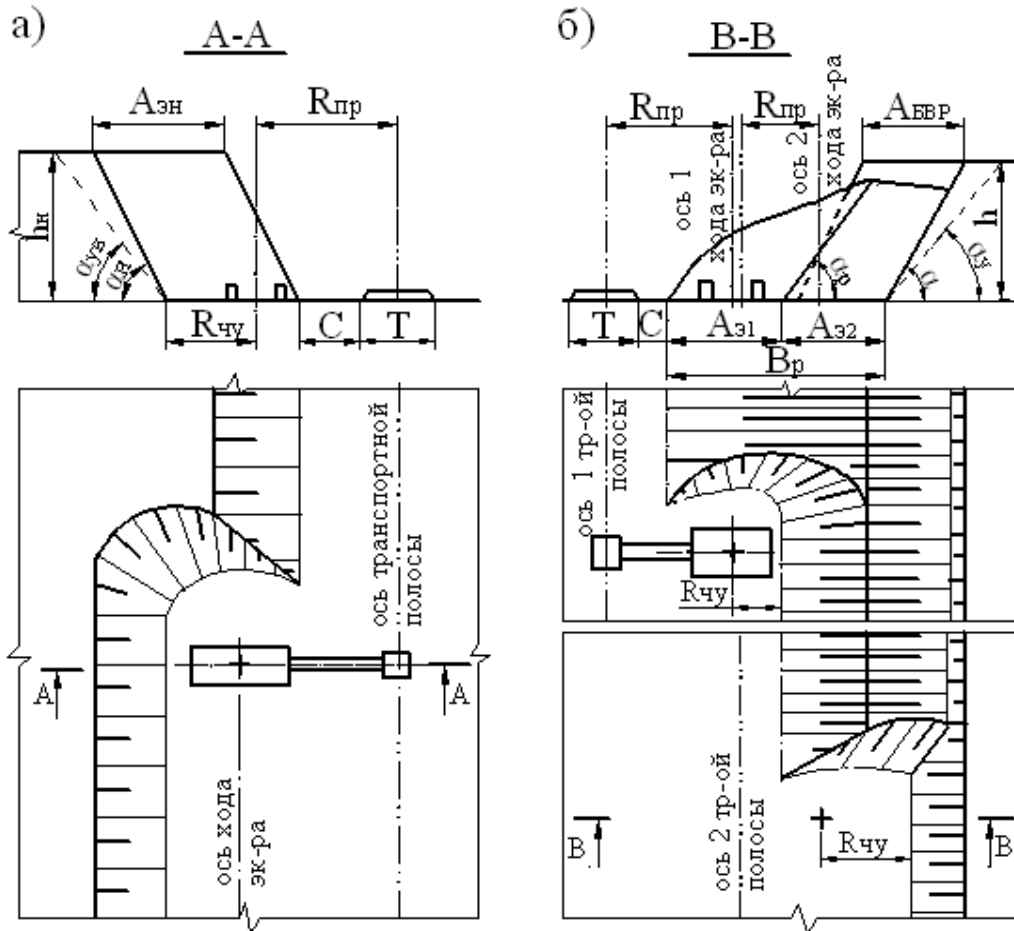


Рис. 4.6. Технологические схемы выемки мягких (а) и взорванных скальных пород (б) в боковом забое

Для обоснования параметров технологической схемы необходимо, руководствуясь вышеизложенными положениями, выбрать марку экскаватора. При этом следует соотносить величину производительности выбранного экскаватора и годовых объемов работ по выемке рыхлых отложений.

Высота уступа (h_H) в рыхлых отложениях (максимальная по условию предупреждения образования навесей и козырьков):

$$h_H \leq H_{ч_{\max}}, \quad (4.1)$$

где $H_{ч_{\max}}$ – максимальная высота черпания выбранного экскаватора, м.

Если мощность рыхлых отложений значительна, то ее можно отрабатывать несколькими уступами.

Ширина заходки экскаватора по мягким породам, м:

$$A_{ЭН} = 1,5R_{чy}. \quad (4.2)$$

Углы устойчивого и рабочего откосов уступа определяют на основе результатов исследований физико-механических свойств горных пород. Для учебных расчетов значения углов откосов уступов по мягким породам (наносам), можно принимать следующие, град:

$$- \text{устойчивого} - \alpha_{Hy} = 45 \div 55^\circ;$$

$$- \text{рабочего} \alpha_{Hy} = 60 \div 70^\circ.$$

Экскаватор в заходке устанавливают на расстоянии $R_{чy}$ от нижней бровки вновь формируемого откоса уступа. При этом делается следующая проверка:

$$R_{пч} = R_{чy} + h \operatorname{ctg} \alpha \leq R_{ч\max}, \quad (4.3)$$

где $R_{пч}$ – радиус черпания экскаватора, обеспечивающий прочерпывание откоса уступа, м.

Ось транспортной полосы *при сквозной схеме подъезда транспорта* под погрузку располагают на расстоянии от оси хода экскаватора ($R_{пр}$, м), которое рассчитывают по выражению

$$R_K + m \leq R_{пр} = A_{ЭН} - R_{чy} + C + \frac{T}{2} \leq R_{р\max}, \quad (4.4)$$

где $R_{пр}$ – разгрузочный параметр, м; C – безопасное расстояние от нижней бровки уступа до транспортной полосы (1÷2), м; T – ширина транспортной полосы (см. формулы 4.10-4.11); R_K – радиус вращения кузова экскаватора, м; m – безопасный зазор между кузовом экскаватора и транспортным средством ($m = 0,5 \div 1$) м.

При схеме подъезда автосамосвалов *с кольцевым или тупиковым* разворотами ось автодороги может находиться (см. рис. 4.4, а, в) в пределах ширины экскаваторной заходки (A_3).

В случае применения схемы работы мехлопаты в боковом забое верхним черпанием и верхней погрузкой в транспорт на верхней площадке уступа параметры забоя определяются с учетом методических подходов, приведенных в п. 4.8.3.

4.6.2. Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Расчет параметров этой схемы (рис. 4.6, б) ведется для условий, когда марка экскаватора типа мехлопата задана в исходных данных, либо когда экскаватор необходимо выбрать по заданной высоте уступа.

В первом случае исходными данными являются технологические параметры заданного студенту экскаватора, в частности максимальная высота черпания экскаватора $H_{ч_{\max}}$.

Тогда высота уступа в массиве коренных пород (м) исходя из требований правил безопасности [20]

$$h_{\text{н}} \leq 1,5H_{ч_{\max}}. \quad (4.5)$$

Для второго случая исходными данными являются высота уступа (h). При этом осуществляется подбор марки экскаватора, обеспечивающего эффективную отработку развала взорванных горных пород параметры которого (ширина развала B_p и высотные отметки развала h_p) определены в разделе 3.

Обычно развал взорванных горных пород отгружают за два (реже за один или три) прохода экскаватора.

Высота забоя экскаватора по развалу, м

$$h_p \leq H_{ч_{\max}}. \quad (4.6)$$

Параметры БВР должны обеспечивать такую ширину развала породы, чтобы она была равной или кратной ширине продольной экскаваторной заходки (A_3). Ширина нормальной экскаваторной заходки по взорванным породам находится в пределах

$$A_3 = (1,5 \div 1,7)R_{ч_{\text{у}}}. \quad (4.7)$$

Экскаватор в заходке устанавливают на расстоянии $R_{ч_{\text{у}}}$ от нижней бровки вновь формируемого откоса по развалу или уступу.

В случае, если ширина развала не позволяет отработать его двумя заходками, то второй проход экскаватора может выполняться широкой заходкой ($A_{3\text{Ш}}$), т. е. зигзагообразным ходом.

Ширина зигзагообразного хода экскаватора при железнодорожном транспорте ограничивается выражением:

$$B_3 \leq R_{p_{\max}} - \frac{T}{2} - C - 0,7R_{\text{чy}}. \quad (4.8)$$

Углы устойчивого и рабочего откосов уступа в учебных расчетах можно принимать, град:

– в массиве коренных пород – устойчивого $\alpha_y = 60^\circ$, рабочего $\alpha_p = 75^\circ$;

– в развале – устойчивого $\alpha_y = 40^\circ$, рабочего $\alpha_p = 50^\circ$.

Место установки транспорта под погрузку определяется также как в схеме (4.6.1) через разгрузочный параметр ($R_{\text{пр}}$), который определяется по формуле (4.4).

В случае работы экскаватора в узкой заходке (фронтальной забой) транспорт должен устанавливаться под погрузку на расстоянии от экскаватора не менее

$$R_{\text{пр}} \geq (R_k + m). \quad (4.9)$$

Параметр по прочерпыванию забоя для второй заходки ($R_{\text{пч}}$) определяется по формуле (4.3).

При использовании автотранспорта автодорога может находиться в пределах ширины экскаваторной заходки. В этом случае транспортная полоса может отсутствовать.

В случае отработки мощных угольных пластов, а также развала взорванных пород большой ширины, их выемка может осуществляться поперечными заходками. С соответствующими технологическими схемами студенты могут познакомиться в [7, 23].

4.7. Параметры рабочей площадки

При определении параметров рабочей площадки следует стремиться к тому, чтобы ее ширина была минимальной. Чем меньше ширина рабочей площадки, тем меньше текущий коэффициент вскрыши, значит меньше будет и себестоимость добычи полезного ископаемого.

Ширина рабочей площадки согласно нормам технологического проектирования [20] при сквозных схемах подъезда транспорта, м:

– по наносам (рис. 4.7, а)

$$Ш_{рп.н} = Z_{н} + П + Т + С + A_{э.н}; \quad (4.10)$$

– по взорванным скальным породам (рис. 4.7, б)

$$Ш_{рп} = Z + П + Т + С + B_{р}, \quad (4.11)$$

где $Z_{н}$, Z – берма безопасности соответственно по наносам и скальным породам, м; $П$ – ширина площадки для размещения дополнительного оборудования ($П = 5 \div 6$), м; $Т$ – ширина транспортной полосы определяется согласно СНиП 2.05.07-91* [30] (для автотранспорта $T = 7$; для железнодорожного транспорта $T = 5$), м; $С$ – расстояние от нижней бровки развала (уступа) до транспортной полосы ($C = 1,0 \div 2,0$), м; $B_{р}$ – ширина развала (см. разд. 3), м.

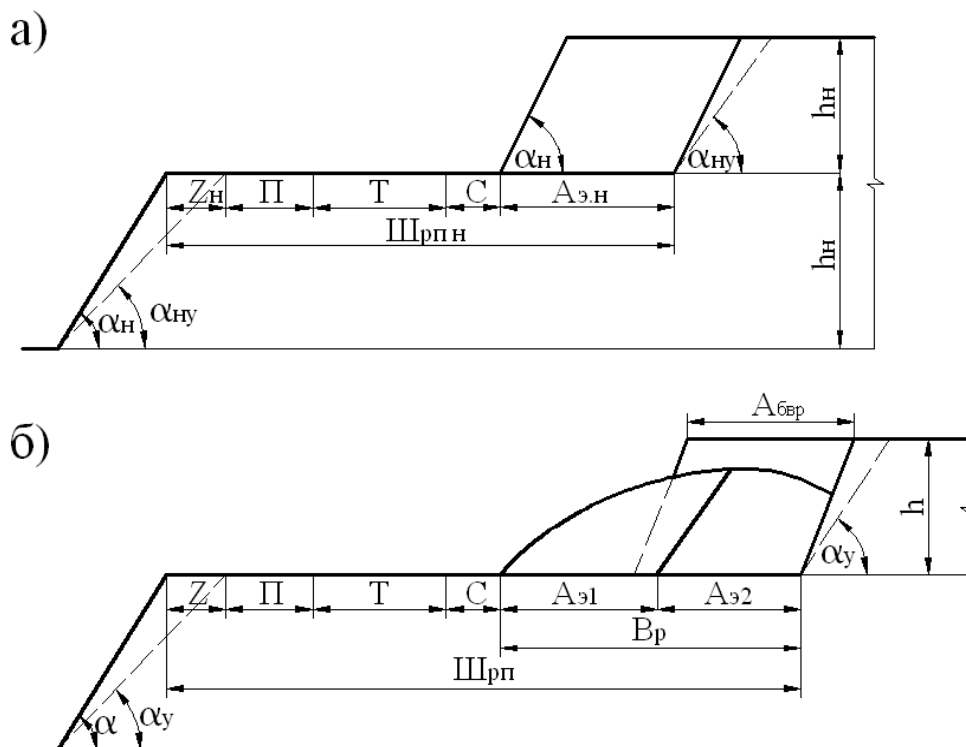


Рис. 4.7. Схема к определению ширины рабочей площадки при сквозном подъезде транспорта:
а – по наносам; б – по коренным породам

Берма безопасности:

– по наносам

$$Z_H = h_H (\operatorname{ctg} \alpha_{Hy} - \operatorname{ctg} \alpha_H) \geq 2; \quad (4.12)$$

– по коренным породам

$$Z = h (\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq 2. \quad (4.13)$$

При определении ширины рабочей площадки при разработке уступа по наносам над коренными породами берма безопасности принимается по коренным породам.

При схемах подъезда автосамосвалов с кольцевым и тупиковым разворотами, а также при работе поперечными заходками транспортная полоса может отсутствовать, тогда ширина рабочей площадки составит:

– по наносам

$$Ш_{рп.н} = Z_H + П + С + A_{ЭН}; \quad (4.14)$$

– по взорванным породам

$$Ш_{рп} = Z + П + С + B_p. \quad (4.15)$$

4.8. Технологические схемы выемки пород одноковшовым экскаватором в траншейном забое

Приведенные ниже технологические схемы можно применять как при проведении траншей по рыхлым отложениям (наносам), так и по коренным породам. При этом следует иметь в виду, что траншея по мягким породам имеет, как правило, в поперечном сечении равнобокую трапецию, а по коренным породам один борт траншеи определен углом рабочего откоса в коренных породах (α), а второй – углом падения пласта полезного ископаемого (α_{II}).

Основными параметрами траншейного забоя являются: ширина траншеи по низу, ее глубина, углы рабочего и устойчивого откосов траншеи, места установки экскаватора и транспорта под погрузку.

Для выемки пород в траншейном забое могут использоваться экскаваторы типа прямая механическая лопата, прямые и обратные гидравлические экскаваторы, а также драглайны. Работы

могут вестись с верхним и нижним черпанием, при этом погрузка может быть на уровне стояния экскаватора, верхняя и нижняя.

4.8.1. Схемы работы мехлопаты при разработке мягких пород в траншейном забое верхним черпанием

Технологическая схема, приведенная на рис. 4.8, а может применяться с использованием экскаваторов типа прямая и обратная лопата с электрическим или гидравлическим приводом, автомобильным, реже конвейерным и железнодорожным видами транспорта.

При проведении траншеи ее глубину определяют по формуле 4.1, а углы откоса борта принимают в диапазоне: устойчивого откоса $\alpha_{\text{нУ}} = 45 \div 55^\circ$, рабочего $\alpha_{\text{нУ}} = 60 \div 70^\circ$. При этом следует иметь в виду, что глубина траншеи должна обеспечивать подготовку уступа по мягким породам необходимой (эффективной) высоты. Если рыхлые отложения разрабатываются двумя и более уступами, то траншея проходится также двумя и более слоями.

Экскаватор, как правило, устанавливается посередине траншеи. Марка автосамосвала выбирается исходя из вместимости ковша экскаватора и дальности транспортирования вскрыши в соответствии с рекомендациями табл. 5.1.

Ширина траншеи по низу, м:

– по возможностям экскаватора

$$\text{минимальная} \quad B_{\text{ТН}_{\text{min}}} = 2(R_{\text{к}} + m); \quad (4.16)$$

$$\text{максимальная} \quad B_{\text{ТН}_{\text{max}}} = 2R_{\text{чУ}}; \quad (4.17)$$

– по условиям разворота автотранспорта

при кольцевой (петлевой) схеме подачи автосамосвалов

$$B_{\text{ТН}_{\text{петл.}}} = 2(R_{\text{а}} + 0,5b_{\text{а}} + m); \quad (4.18)$$

при тупиковой схеме подачи автосамосвалов

$$B_{\text{ТН}_{\text{туп.}}} = R_{\text{а}} + 0,5b_{\text{а}} + 0,5l_{\text{а}} + 2m, \quad (4.19)$$

где $R_{\text{к}}$ – радиус вращения кузова экскаватора (см. табл. 4.1–4.2), м; m – безопасный зазор между кузовом экскаватора или автосамосвала и нижней бровкой уступа ($m = 0,5 \div 1,0$), м; $R_{\text{а}}$ – ради-

рожного транспорта экскаватор будет работать, как правило, с верхней погрузкой (рис. 4.11), а при использовании автомобильного транспорта (рис. 4.12) – с погрузкой на уровне стояния экскаватора.

Отличительной особенностью траншейного забоя по коренным породам является то, что после взрыва развал породы увеличивается по высоте и становится больше глубины траншеи на величину K_p .

В этой связи высота черпания экскаватора $H_{ч_{max}}$ должна удовлетворять условию

$$H_{ч_{max}} \geq h_{рТ}, \quad (4.20)$$

где $h_{рТ}$ – высота развала в траншее (м) и позволять нарезать уступ по коренным породам высотой h , обеспечивающей эффективную работу экскаватора по отработке взорванных коренных пород боковыми забоями (см. п. 4.6.2). Высота развала при взрывании в зажатой среде обычно равна $h_{рТ} = K_p h$, при этом K_p определяют по формуле 3.59.

Ширину траншеи по коренным породам определяют по выражениям 4.21–4.24 и принимают минимальной по возможностям экскаватора.

Углы откоса борта траншеи по вскрышным породам (α и α_y) принимают согласно рекомендациям подраздела 4.6.1. Разрезную траншею по коренным породам проводят, как правило, на контакте с залежью полезного ископаемого, поэтому угол второго откоса борта траншеи будет равен углу падения залежи (α_{II}). В траншее, проводимой на контакте с залежью полезного ископаемого, следует проверять, достаточны ли параметры экскаватора для прочерпывания породугольного контакта, не остается ли в верхней части траншейного забоя породный «треугольник».

При применении автомобильного транспорта (рис. 4.9) следует определить параметры траншеи аналогично подходам, изложенным в п. 4.6 (выражения 4.16–4.19).

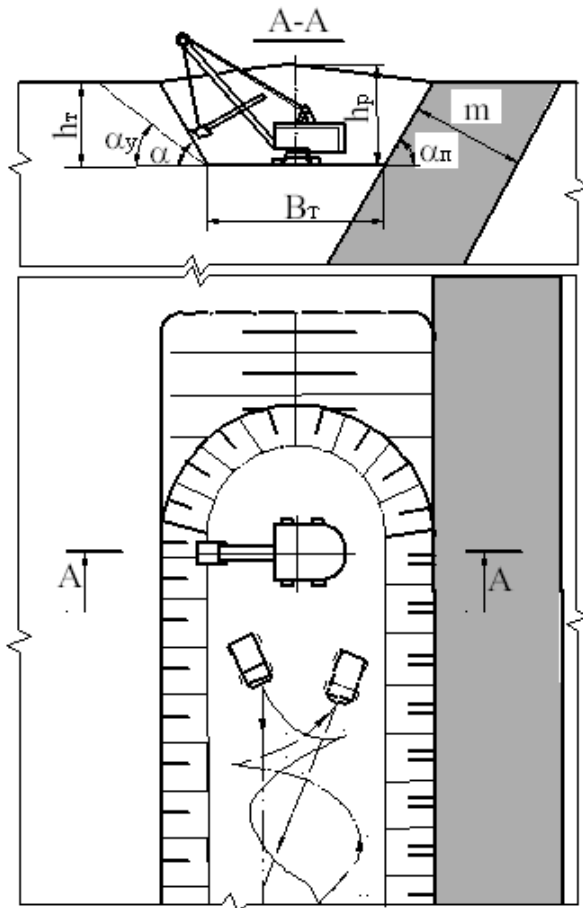


Рис. 4.9. Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород в траншейном забое при погрузке на уровне стояния экскаватора

Иногда для обеспечения лучшего прочерпывания породоугольного контакта экскаватор устанавливают в забое ближе к угольному пласту на расстоянии $(R_K + m)$. В этом случае возможности по качественному прочерпыванию, минимизации потерь и разубоживания добываемого полезного ископаемого увеличиваются [38-39].

$$R_{ПЧ} = R_K + m + h \operatorname{ctg} \alpha_{П} \leq R_{Ч_{\max}}. \quad (4.21)$$

В случае когда качественное (полное) прочерпывание не обеспечивается, это может привести к разубоживанию и увеличению потерь добываемого полезного ископаемого. В этом случае траншею проводят слоями, иногда 2÷4 слоями (рис. 4.10).

Параметры забоев по взорванным породам, приведенных на рис. 4.10, определяют по уже рассмотренным выше зависимостям.

Параметры забоев по полезному ископаемому, в случае когда его выемка не требует предварительного рыхления, определяют по выражениям, приведенным в п. 4.6.1.

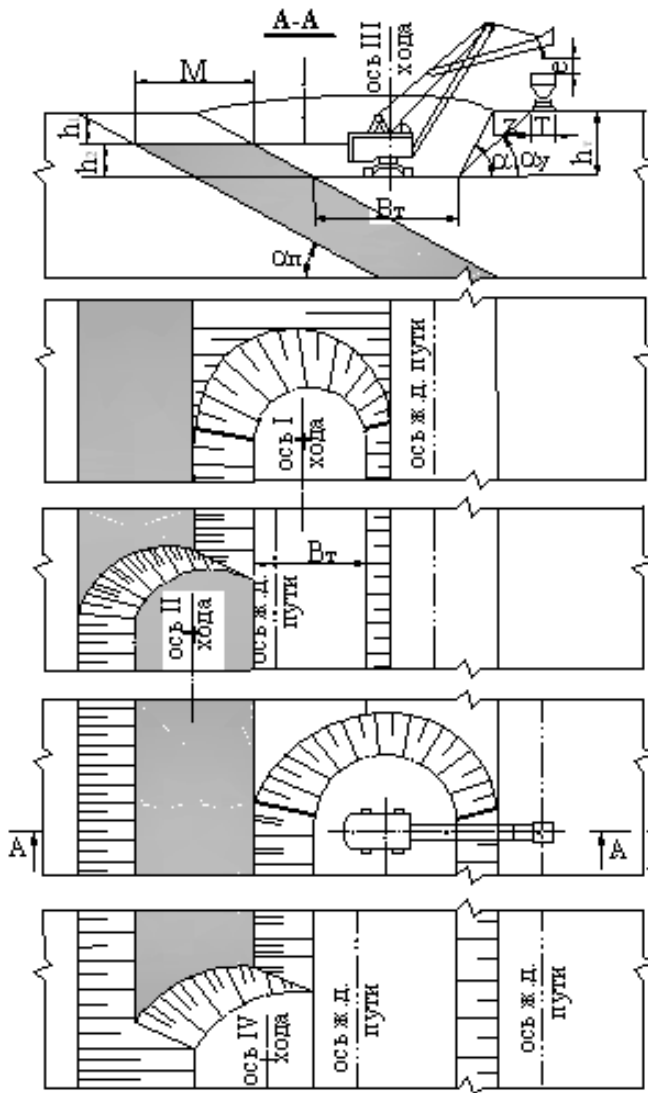


Рис. 4.10. Схема проведения разрезной траншеи по взорванным породам и выемки полезного ископаемого слоями

4.9. Производительность экскаваторов

Различают паспортную (теоретическую), техническую и эксплуатационную производительности экскаватора. В свою очередь, эксплуатационная производительность может быть сменной, суточной, месячной и годовой.

Паспортная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) экскаватора определяется только конструктивными параметрами машины:

$$Q_{\text{ЭП}} = 3600E/t_{\text{ЦП}}, \quad (4.22)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ; $t_{\text{ЦП}}$ – паспортная продолжительность цикла, с (см. табл. 4.1).

Технической производительностью ($\text{м}^3/\text{ч}$) является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора

при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях:

$$Q_{\text{эч}} = 3600EK_3K_3/t_{\text{ц}}, \quad (4.23)$$

где K_3 – коэффициент экскавации; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя (для торцевого забоя $K_3 = 0,9$; для тупикового $K_3 = 0,8$); $t_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора в конкретных горно-технических условиях, с;

$$t_{\text{ц}} = (1,1-1,2)t_{\text{цп}}; \quad (4.24)$$

$$K_3 = K_{\text{нк}} / K_{\text{рк}}, \quad (4.25)$$

где $K_{\text{нк}}$ – коэффициент наполнения ковша (для наносов и полезного ископаемого $K_{\text{нк}} = 0,95 \div 1,1$; для взорванных пород $K_{\text{нк}} = 0,7 \div 0,95$ для траншейного и бокового забоя соответственно); $K_{\text{рк}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (для наносов и полезного ископаемого $K_{\text{рк}} = 1,1 \div 1,2$; для взорванных пород $K_{\text{рк}}$ см. раздел 3).

Сменная эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные перерывы:

$$Q_{\text{э.см}} = Q_{\text{эч}}T_{\text{см}}K_{\text{и.э}}, \quad (4.26)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $K_{\text{и.э}}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Значения коэффициента $K_{\text{и.э}}$

| Вид транспорта | Схема подачи транспортных средств | $K_{\text{и.э}}$ |
|----------------|-----------------------------------|------------------|
| Автомобильный | Тупиковая | 0,6÷0,65 |
| | Кольцевая | 0,7÷0,75 |
| | Сквозная | 0,75÷0,85 |

Суточная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{сут}$:

$$Q_{\text{э.сут}} = n_{\text{см}}Q_{\text{э.см}}, \quad (4.27)$$

где $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки.

Годовая производительность экскаватора, м³/год:

$$Q_{\text{Э.год}} = n_{\text{год}} Q_{\text{Э.сут}}, \quad (4.28)$$

где $n_{\text{год}}$ – число рабочих дней в году.

Расчет производится для всех марок экскаваторов, работающих в различных забоях.

Рабочий парк экскаваторов, шт.:

– по наносам

$$N_{\text{Эр.н}} = V_{\text{н.год}} / Q_{\text{Эн.год}}; \quad (4.29)$$

– по коренным породам

$$N_{\text{Эр.к}} = (V_{\text{к.год}} - V_{\text{тк.год}}) / Q_{\text{Эк.год}}; \quad (4.30)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{\text{Эр.п}} = V_{\text{п.год}} / Q_{\text{Эп.год}}; \quad (4.31)$$

– при проходке траншеи по коренным породам

$$N_{\text{Эр.тк}} = V_{\text{тк.год}} / Q_{\text{Эт.год}}, \quad (4.32)$$

где $V_{\text{н.год}}$, $V_{\text{к.год}}$, $V_{\text{тк.год}}$, $V_{\text{п.год}}$ – годовой объем работ соответственно по наносам, по отгону борта по коренным породам, проведению разрезной траншеи по коренным породам и добыче полезного ископаемого (м³/год); $Q_{\text{Эн.год}}$, $Q_{\text{Эк.год}}$, $Q_{\text{Эт.год}}$, $Q_{\text{Эп.год}}$, – годовая производительность экскаватора соответственно по наносам, коренным породам в боковом забое и в траншейном забое, а также на добыче полезного ископаемого, м³/год.

$$V_{\text{тк.год}} = 0,5h_{\text{тк}} \left[2B_{\text{тк}} + h_{\text{тк}} (\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\alpha_{\text{п}}) \right] L_{\text{тк}}, \quad (4.33)$$

где $h_{\text{тк}}$, $B_{\text{тк}}$ – соответственно глубина и ширина разрезной траншеи по низу по коренным породам, м; $\alpha_{\text{п}}$ – угол падения залежи, град (см. исходные данные); $L_{\text{тк}}$ – длина разрезной траншеи по коренным породам, проводимой в течение года, м.

Длина разрезной траншеи по коренным породам определяется длиной фронта работ карьера на i -м горизонте по пласту полезного ископаемого, м:

$$L_{\text{ф}} = L_{\text{тк}} = A / Mh\rho_{\text{п}}, \quad (4.34)$$

где A – годовая производственная мощность карьера по добыче полезного ископаемого, т; M – горизонтальная мощность залежи,

m ; h – высота уступа по коренным породам и полезному ископаемому, м; ρ_{Π} – плотность полезного ископаемого, т/м³.

$$M = m / \sin \alpha_{\Pi}, \quad (4.35)$$

где m – нормальная мощность пласта, м (см. исходные данные).

Инвентарный парк экскаваторов определяется для каждой модели, например по наносам:

$$N_{\text{э.инв}} = N_{\text{э.нр}} f_{\text{э}}, \quad (4.36)$$

где $f_{\text{э}}$ – коэффициент резерва экскаваторов ($f_{\text{э}} = 1,2$).

Если экскаватор определенной модели задействован на выполнении различных видов работ (по наносам, при разработке взорванных пород, на добыче полезного ископаемого, при проведении траншеи), то рабочий парк этой модели экскаватора суммируют. Рабочий парк по каждому виду работ может быть дробной величиной, а инвентарный парк каждой модели экскаватора принимают целым числом.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение выемочно-погрузочным работам.
2. Назовите технологические параметры экскаваторов.
3. Дайте определение рабочим параметрам экскаваторов.
4. Назовите типы забоев экскаваторов и дайте им характеристику.
5. Назовите типы заходов экскаваторов и дайте им характеристику.
6. Назовите основные параметры забоя мехлопаты.
7. Как определяется высота уступа, ширина заходки при отработке экскаватором-мехлопатой наносов, коренных пород?
8. Назовите основные параметры разрезной траншеи.
9. Дайте определение паспортной, технической и эксплуатационной производительности экскаваторов.
10. Как определяют рабочий и инвентарный парк экскаваторов?

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ЦИКЛИЧНОГО ТРАНСПОРТА

5.1. Общие сведения

Карьерный транспорт предназначен для перевозки горной массы от забоев к пунктам разгрузки и является связующим звеном в общем технологическом процессе [8, 20, 27, 29-30]. Ему присущи следующие особенности: значительный объем и сосредоточенная направленность перемещения карьерных грузов при относительно небольшом расстоянии транспортирования; периодический перенос забойных и отвальных путей в процессе работы карьера; значительная крутизна преодолеваемых подъемов в грузежном направлении.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется *грузооборотом карьера*, который определяется *количеством груза, перемещаемого в единицу времени*. Различают часовой, сменный, суточный и годовой грузообороты карьера (P , м³):

$$P_{\text{гр}} = V / T, \quad (5.1)$$

где V – объем горной массы, перевозимой за время T .

Грузооборот (или его часть), характеризуемый устойчивым во времени направлением, называется грузопотоком. Грузопоток может быть *сосредоточенным*, когда все грузы перемещаются из карьера в одном направлении по одним транспортным коммуникациям, и *рассредоточенным*, когда не соблюдается это условие.

Транспортные коммуникации характеризуются планом и профилем трассы. *План трассы* (горизонтальная проекция трассы) состоит из прямых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми. *Продольный профиль* (вертикальная проекция) трассы состоит из подъемов, спусков и горизонтальных участков. Величина подъема (уклона) i измеряется тангенсом его угла, выраженным в тысячных долях (промилле, ‰):

$$i = 1000 \operatorname{tg}(h_{\text{п}} / l), \quad (5.2)$$

где $h_{\text{п}}$ – высота подъема (спуска) на участке длиной l , м.

Максимальный уклон (i_p) в грузовом направлении называется ограничивающим (руководящим). Обычно этот уклон находится в выездной траншее.

По принципу действия карьерный транспорт делится на два вида: *непрерывный* (конвейерный, трубопроводный, канатные дороги); *цикличный* (железнодорожный, автомобильный, скиповый и др.). Из всех этих видов в настоящее время наибольшие объемы горной массы на карьерах перевозятся автомобильным и железнодорожным транспортом, предпочтительные условия применения которых приведены в [14, 21].

Характеристика подвижного состава автомобильного транспорта, расчет технологических параметров которого предусматривается на занятиях, приведена в табл. 5.2.

5.2. Расчет автомобильного транспорта

Технологический расчет автомобильного транспорта состоит в обосновании типа автосамосвалов, определении их производительности и необходимого количества, а также пропускной и провозной способности автодорог, организации движения автотранспорта.

Тип автосамосвала рекомендуется выбирать исходя из дальности транспортирования горной массы из забоя к месту ее отвалообразования или складирования и рационального соотношения вместимостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора, применяемого на погрузке (табл. 5.1 и 5.2 или по рекомендациям [36; 20 табл. 4.33]).

Таблица 5.1

Условия применения автосамосвалов

| Вместимость ковша экскаватора, м ³ | Рациональное соотношение V_a / E при расстояниях транспортирования, км | | |
|---|--|-----|-----|
| | 1–2 | 3–4 | 5–6 |
| 3÷4 | 5,2 | 6,5 | 8,0 |
| 5÷6 | 5,0 | 6,0 | 7,5 |
| 8÷10 | 4,5 | 5,5 | 7,0 |
| 12,5÷16 | 4,2 | 5,0 | 6,5 |
| 20÷25 | 4,0 | 4,8 | 6,0 |
| 30÷50 | 3,0 | 4,5 | 5,5 |

Таблица 5.2

Технологические параметры карьерных автосамосвалов

| Показатели | КрАЗ-256Б1С | КрАЗ-6505 | МоАЗ-6507 | МоАЗ-7505 | БелАЗ-75540А | БелАЗ-7540В | БелАЗ-7540D | БелАЗ-7547 | БелАЗ-75473 | БелАЗ-7555 | БелАЗ-7555В | | | | | | | | | | | |
|------------------------------------|--------------|-----------|-----------|-----------|-------------------|-------------------|-----------------|-------------|-----------------|-------------------|-------------------|--------|------|-----|------|------|----------------|------|------|------|---------------|---------------|
| Грузоподъемность, т | 12 | 15,5 | 20 | 23 | 30 | 30 | 30 | 45 | 45 | 55 | 55 | | | | | | | | | | | |
| Масса автомобиля, т | 11,27 | 11,6 | 19,0 | 19,8 | 22,5 | 22,5 | 21,475 | 33,0 | 33,0 | 40,25 (41,12) | 40,25 (41,12) | | | | | | | | | | | |
| Вместимость кузова, м ³ | 6,0 | 8,0 | 11,5 | 14,5 | 15,06 | 15,06 (24,68*) | 19,0 | 19,3 | 19,83 | 22,09 (49,97*) | 22,09 (49,97*) | | | | | | | | | | | |
| Колесная формула | 6×4 | 6×4 | 4×4 | 4×4 | 4×2 | 4×2 | 4×2 | 4×2 | 4×2 | 4×2 | 4×2 | | | | | | | | | | | |
| Габариты, м: | длина | 8,2 | 8,02 | 7,54 | 7,11 | 7,11 (7,16) | 7,11 | 8,09 | 8,09 | 8,89 (9,2) | 8,89 (9,2) | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | ширина | 2,65 | 2,5 | 3,25 | 4,36 | 4,36 (4,62) | 4,36 | 4,62 | 4,62 | 5,24 (5,6) | 5,24 (5,6) |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Мощность двигателя, кВт | 176 | 206 | 220 | 243 | 309 | 265 | 265 | 368 | 448 | 537 | 522 | | | | | | | | | | | |
| Модель двигателя | | | | | ЯМЗ-240ПМ2 | ЯМЗ-240М2-1 | Deutz BF 8M1015 | ЯМЗ-240 НМ2 | Cummins КТА 19С | ЯМЗ-845.10 | Cummins КТА 19С | | | | | | | | | | | |
| Минимальный радиус поворота, м | 10,5 | 11,0 | 11,0 | 11,0 | 8,7 | 8,7 | 8,7 | 10,2 | 10,2 | 9,0 | 9,0 | | | | | | | | | | | |
| Трансмиссия | механическая | | | | гидромеханическая | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Продолжение табл. 5.2

| Показатели | БелАЗ-7514 | БелАЗ-75145 | БелАЗ-75131 | БелАЗ-75216 | БелАЗ-75303 | БелАЗ-72306 | БелАЗ-75600 |
|---|---------------------|------------------|--------------------|-------------|-------------|-----------------|-----------------|
| Грузоподъемность, т | 120 | 120 | 136 | 190 | 200 | 220 | 320 |
| Массаавтомобиля, т | 90,0 | 90,0 | 107,0 | 162,0 | 152,7 | 152,0 | 240,0 |
| Вместимость кузова, м ³ | 47,55 | 47,55 | 45,45 (103,78*) | 92,76 | 80,03 | 91,6 | 139 |
| Колеснаяформула | 4×2 | 4×2 | 4×2 | 4×4 | 4×4 | 4×4 | 4×4 |
| Габариты, м: длина ширина высота | 11,38 | 11,38 | 11,5 | 14,58 | 13,36 | 13,36 | 14,9 |
| | 6,85 | 6,85 | 6,9 | 8,4 | 8,6 | 8,6 | 9,6 |
| | 5,58 | 5,58 | 5,72 | 6,46 | 6,52 | 6,52 | 7,2 |
| Мощность двигателя, кВт | 1029 | 895 | 1194 | 1691 | 1765 | 1865 | 2574 |
| Модельдвигателя | 8 ДМ-21АМ | Cummins КТА 38-С | Cummins КТА 50-С | 12ЧНА-26/28 | 12ДМ-21АМ | Cummins QSK60-С | Cummins QSK78-С |
| Минимальный радиус поворота, м | 13,0 | 13,0 | 13,0 | 16,0 | 10,5 | 12,0 | 16,5 |
| Трансмиссия | электромеханическая | | | | | | |

Примечание: Значения, указанные в скобках*, соответствуют параметрам самосвалов типа «углевоз», выполненных на базе той же машины.

Технологический расчет автотранспорта выполняют либо по открытому циклу (с направлением порожнего автосамосвала к свободному экскаватору), или чаще всего по закрытому циклу (с закреплением автосамосвалов за конкретным экскаватором).

Число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором, определяют по формуле

$$N_a = T_p / t_{\Pi}, \quad (5.3)$$

где T_p – продолжительность рейса, мин; t_{Π} – продолжительность погрузки автосамосвала, мин.

$$T_p = t_{\Pi} + t_{Гр} + t_p + t_{пор} + t_M, \quad (5.4)$$

где $t_{Гр}$, $t_{пор}$ – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; t_p – время разгрузки автосамосвала, мин; t_M – продолжительность маневрирования автосамосвала в забое и пункте разгрузки, мин;

$$t_{\Pi} = n_K + t_{Ц}, \quad (5.5)$$

где n_K – число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала; $t_{Ц}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

В зависимости от соотношения плотности $\rho_{ГМ}$ перевозимой породы, грузоподъемности q_a автосамосвала, объема V_a его кузова число ковшей n_K может ограничиваться либо объемом кузова ($\rho_{ГМ} / K_p > q_a / V_a$), либо грузоподъемностью автосамосвала ($\rho_{ГМ} / K_p \geq q_a / V_a$). Тогда продолжительность погрузки автосамосвала определяют соответственно по формулам

$$t_{\Pi} = 60V_a K_{Ш} / 0,9Q_{чэ} \quad (5.6)$$

или

$$t_{\Pi} = 60q_a / Q_{чэ}\rho_{ГМ}, \quad (5.7)$$

где $K_{Ш}$ – коэффициент, учитывающий загрузку автосамосвала «с шапкой» ($K_{Ш} = 1,1 \div 1,15$ или согласно характеристике кузовов самосвалов).

$$t_{\text{гр}} = 60K_{\text{рТ}} \left(\frac{L_{\text{заб}} / \mathcal{G}_{\text{зГ}} + L_{\text{тр}} / \mathcal{G}_{\text{трГ}} + L_{\text{п}} / \mathcal{G}_{\text{пГ}} + L_{\text{зо}} / \mathcal{G}_{\text{зоГ}} +}{+ L_{\text{от}} / \mathcal{G}_{\text{отГ}}} \right), \quad (5.8)$$

$$t_{\text{пор}} = 60K_{\text{рТ}} \left(\frac{L_{\text{от}} / \mathcal{G}_{\text{отП}} + L_{\text{зо}} / \mathcal{G}_{\text{зоП}} + L_{\text{п}} / \mathcal{G}_{\text{пП}} + L_{\text{тр}} / \mathcal{G}_{\text{трП}} +}{+ L_{\text{заб}} / \mathcal{G}_{\text{зП}}} \right), \quad (5.9)$$

где $L_{\text{заб}}$, $L_{\text{от}}$, $L_{\text{зо}}$, $L_{\text{тр}}$, $L_{\text{п}}$ – соответственно средневзвешенная длина временных забойных и отвалных автодорог, заезда на отвал, магистральных дорог в траншее и на поверхности (согласно заданию), км; $K_{\text{рТ}}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{\text{рТ}} = 1,1$); $\mathcal{G}_{\text{зП}}$, $\mathcal{G}_{\text{зГ}}$, $\mathcal{G}_{\text{отГ}}$, $\mathcal{G}_{\text{зоГ}}$, $\mathcal{G}_{\text{трГ}}$, $\mathcal{G}_{\text{пГ}}$ и $\mathcal{G}_{\text{зП}}$, $\mathcal{G}_{\text{отП}}$, $\mathcal{G}_{\text{зоП}}$, $\mathcal{G}_{\text{трП}}$, $\mathcal{G}_{\text{пП}}$ – соответственно скорости движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях по временным забойным, отвальным автодорогам, заезду на отвал, магистральным дорогам в траншее и на поверхности, км/ч (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Скорости движения и основные удельные сопротивления движению автосамосвала

| Дороги | Скорости движения автосамосвала, км/ч | | Основное удельное сопротивление движению, Н/кН |
|---------------------------------------|---------------------------------------|-----------|--|
| | с грузом | без груза | |
| Магистральные: | | | |
| • бетонные | 34÷45 | 45÷50 | 15÷20 |
| • щебеночные | 30÷32 | 36÷42 | 30÷45 |
| Отвалы | 14÷17 | 16÷19 | до 150 |
| Забойные | 11÷13 | 14÷15 | 50÷80 |
| В наклонных выработках с уклоном 80%: | | | |
| • бетонные | 16÷18 | 30÷35 | 15÷20 |
| • щебеночные | 12÷14 | 25÷30 | 30÷45 |

Продолжительность разгрузки $t_{\text{р}}$ автосамосвала включает время подъема кузова и время его опускания. Для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т она составляет 1 мин, при большей грузоподъемности автосамосвала – $t_{\text{р}} = 1,1 \div 1,5$ мин.

Производительность автотранспорта в значительной мере зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от размеров рабочей площадки и условий работы экскаватора возможен *сквозной подъезд автосамосвала к экскаватору, подъезд с петлевым и тупиковым разворотами* (рис. 5.1). *Сквозной подъезд* применяют при наличии двух выездов с рабочего горизонта. Это самая простая и эффективная схема подъезда автосамосвалов к экскаватору.

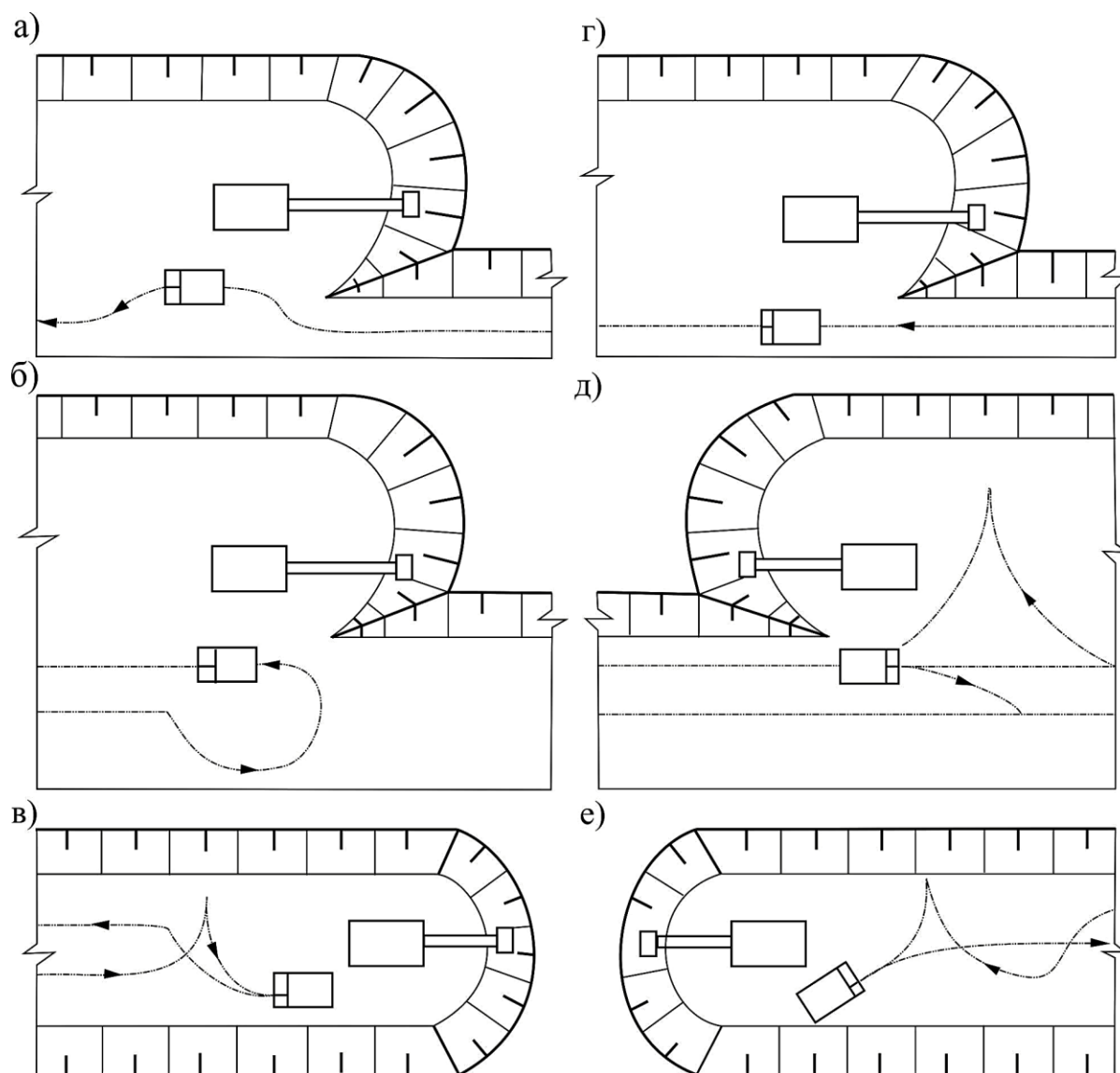


Рис. 5.1. Схемы подъезда автосамосвала к экскаватору:

а, г – сквозная; б – с петлевым разворотом; в, д, е – с тупиковым разворотом

Подъезд с петлевым разворотом используют при встречном движении автотранспорта и достаточной для разворота ширине

рабочей площадки. Обычно время обмена самосвалов по этой схеме не превышает рабочего цикла экскаватора.

Подъезд с тупиковым разворотом используют в стесненных условиях при встречном движении автотранспорта, когда невозможно осуществить петлевой разворот. Чаще всего эту схему подъезда автосамосвала к экскаватору применяют в тупиковых забоях при проведении траншей. При этом производительность автосамосвала, по сравнению с вышеприведенными схемами, на 10÷15 % ниже.

Схема установки под погрузку зависит от числа автосамосвалов, одновременно находящихся в забое (рис. 5.2). *Одиночную установку автосамосвалов* в стесненных условиях производят параллельно оси забоя, при широких заходках – с разворотом.

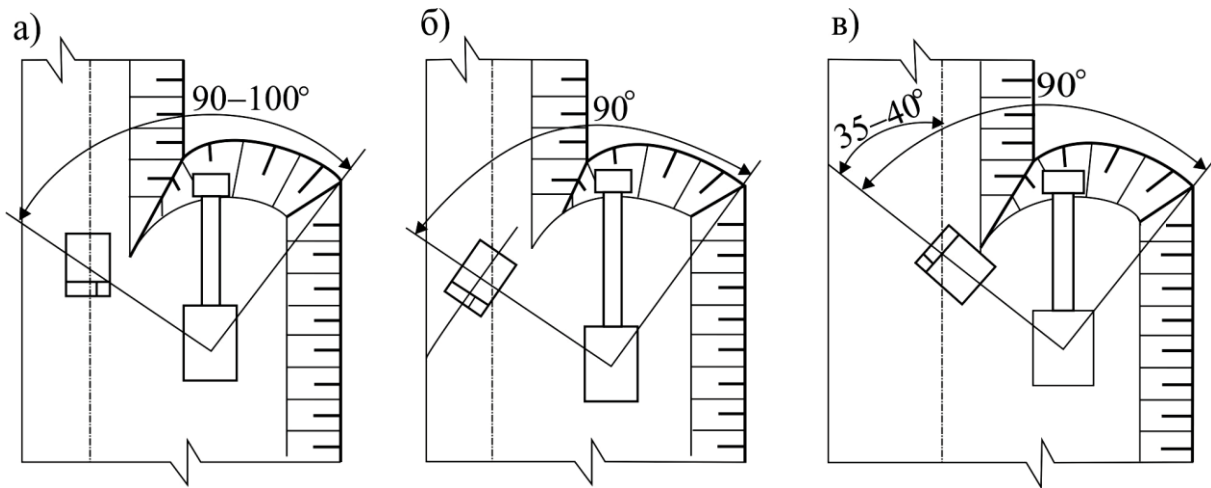


Рис. 5.2. Схемы установки автосамосвалов под погрузку:
а – одиночная без разворота; б и в – одиночная с разворотом

Продолжительность маневров при погрузке автосамосвала зависит в основном от схемы подъезда и находится в пределах 0÷1,17; 0,33÷0,41; 0,83÷1,0 мин соответственно для сквозной, петлевой и тупиковой схем (см. рис. 5.1). При разгрузке автосамосвала продолжительность маневров составляет 0,66÷0,83 мин.

Число рейсов автосамосвала в час:

$$N_p = 60/T_p. \quad (5.10)$$

Производительность автосамосвала:

• техническая, м³/ч:

$$Q_{a.ч} = q_a N_p K_\Gamma K_{pa} / \rho_\Pi; \quad (5.11)$$

- эксплуатационная
– сменная, м³/смену:

$$Q_{a.см} = Q_{a.ч} T_{см} K_{иа}; \quad (5.12)$$

- суточная, м³/сутки:

$$Q_{a.сут} = Q_{a.см} n_{см}; \quad (5.13)$$

- годовая, м³/год:

$$Q_{a.год} = Q_{a.сут} n_{год}, \quad (5.14)$$

где $K_{Г}$ – коэффициент использования грузоподъемности ($K_{Г} = q_{Гр} / q_a$, где $q_{Гр}$, q_a – соответственно фактическая и паспортная грузоподъемность автосамосвала, т); $K_{ра}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала; $\rho_{п}$ – плотность перевозимой породы в целике, т/м³; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутках ($n_{см} = 3$); $n_{год}$ – число рабочих дней в году; $K_{иа}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{иа} = 0,7 \div 0,8$).

Необходимое число рабочих автосамосвалов для обеспечения эффективной работы n экскаваторов по видам работ: по наносам $N_{ан.р}$, коренным породам на отгоне борта $N_{ак.р}$; коренным породам при проведении разрезной траншеи $N_{атк.р}$ полезному ископаемому $N_{ап.р}$:

$$N_{ан.р} = \sum_{i=1}^n N_{ан}; \quad N_{ак.р} = \sum_{i=1}^n N_{ак}; \quad (5.15)$$

$$N_{атк.р} = \sum_{i=1}^n N_{атк}; \quad N_{ап.р} = \sum_{i=1}^n N_{ап},$$

где $N_{ан}$, $N_{ак}$, $N_{атк}$, $N_{ап}$ – соответственно число автосамосвалов, необходимое для использования в комплекте с одним экскаватором, работающим на экскавации наносов, коренных пород на отгоне борта, коренных пород при проведении разрезных траншей и полезного ископаемого, шт.

Количество самосвалов для перевозки различных видов вскрышных пород и полезного ископаемого может быть также определено по выражению

$$N_{\text{ар}} = K_{\text{нер}} V_{i.\text{год}} / Q_{i.\text{год}}, \quad (5.16)$$

где $V_{i.\text{год}}$ – годовой объем работ по перевозке наносов, взорванных коренных пород по отгону борта и транше, полезного ископаемого; $K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы транспорта ($K_{\text{нер}} = 1,1 \div 1,2$); $Q_{i.\text{год}}$ – производительность самосвала по перевозке соответствующих горных пород, м³/год.

Инвентарный парк автосамосвалов, с учетом находящихся в ремонте и техническом обслуживании, принимают на 20÷30 % больше рабочего.

Пропускная способность автодороги – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени (за 1 час) в одном направлении:

$$N_{\text{п}} = 1000 \mathcal{G} K_{\text{нд}} n / l_{\text{д}}, \quad (5.17)$$

где $K_{\text{нд}} = 0,5 \div 0,8$ – коэффициент неравномерности движения; $l_{\text{д}}$ – интервал между автосамосвалами, м; \mathcal{G} – скорость движения автомобиля по ограничивающему перегону (в частности в траншее $\mathcal{G} = 16 \div 18$), км/ч; n – число полос движения в одном направлении.

$$l_{\text{д}} = 0,278 \tau t_{\text{р}} + \left[\frac{3,9(1 - \mathcal{G}) \mathcal{G}^2}{(1000 \psi_{\text{т}} + \omega_{\text{о}} \pm i)} \right] + l_{\text{м}}, \quad (5.18)$$

где $t_{\text{р}} = 1 \div 2$ – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие, с; τ – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией при движении с грузом $\nu = 0,03 \div 0,01$; при движении порожняком $\tau = 0,085 \div 0,07$; для автомобилей с электромеханической трансмиссией $\tau = 0,1 \div 0,15$; $\psi_{\text{т}} = 0,2 \div 0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении; $\omega_{\text{о}}$ – основное удельное сопротивление движению автомобиля (см. табл. 5.3), Н/кН; i – уклон автодороги, ‰; $l_{\text{м}}$ – длина автосамосвала, м.

Провозная способность M автодороги:

$$M = \frac{N_{\text{п}} q_{\text{а}} K_{\text{Г}} K_{\text{р}}}{\rho_{\text{ГМ}} f} \geq V_{\text{ГМ.ч}}, \quad (5.19)$$

где f – коэффициент резерва пропускной способности автодороги ($f = 1,75 \div 2,0$).

В случае если по расчетному участку автодороги транспортируются разнородные породы (из вскрышных боковых и траншейных забоев по скальным породам и наносам, а также из добычного забоя) и различными типами автосамосвалов, то значения $q_{\text{а}}$, $K_{\text{Г}}$, $K_{\text{р}}$, $\rho_{\text{ГМ}}$ принимаются средневзвешенными.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите особенности работы карьерного транспорта.
2. Дайте определение грузопотоку карьера.
3. Какой уклон называют ограничивающим?
4. Назовите составляющие продолжительности рейса автосамосвала.
5. От каких факторов зависит производительность автосамосвала?
6. Дайте определение пропускной и провозной способности автомобильных дорог.
7. Изобразите схемы подъезда автосамосвалов к забою и установки их под погрузку.
8. Как рассчитать рабочий и инвентарный парк транспортных средств?

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ ВСКРЫШИ

6.1. Общие сведения

Искусственная насыпь, образуемая в результате складирования пустых пород, называется *отвалом*, а совокупность производственных операций по приему и размещению вскрышных пород на отвале – *отвальными работами*.

По месту расположения отвалов относительно конечных контуров карьера различают *внутренние* (в контурах карьера) и *внешние* (вне контуров карьера) отвалы, по конструкции – одно- и многоярусные. Отвал вскрышных пород, как правило, представляет собой геометрическое тело в виде неправильной усеченной пирамиды или конуса и характеризуется следующими основными параметрами: высотой и числом уступов (ярусов), углом откоса отвала и уступа, числом, приемной способностью и длиной отвальных тупиков (участков).

Технологические схемы отвалообразования зависят главным образом от вида транспортирования вскрышных пород из карьера в отвал [1, 23-24, 27].

В настоящее время основной объем вскрышных пород перевозится на отвалы автомобильным и железнодорожным видами транспорта.

6.2. Параметры отвалообразования при автомобильном транспорте

При транспортировании вскрышной породы на отвал автомобильным транспортом чаще всего применяют *бульдозерное отвалообразование*, которое включает разгрузку автосамосвала на верхней площадке отвала, перемещение породы под откос отвала, ремонт и сооружение автодорог.

Существуют *два способа бульдозерного отвалообразования – площадной и периферийный* (рис. 6.1).

При *площадном способе отвалообразования* автосамосвалы разгружаются по всей верхней площадке отвала, затем площадь отвала планируют и уплотняют катками. Аналогичным образом

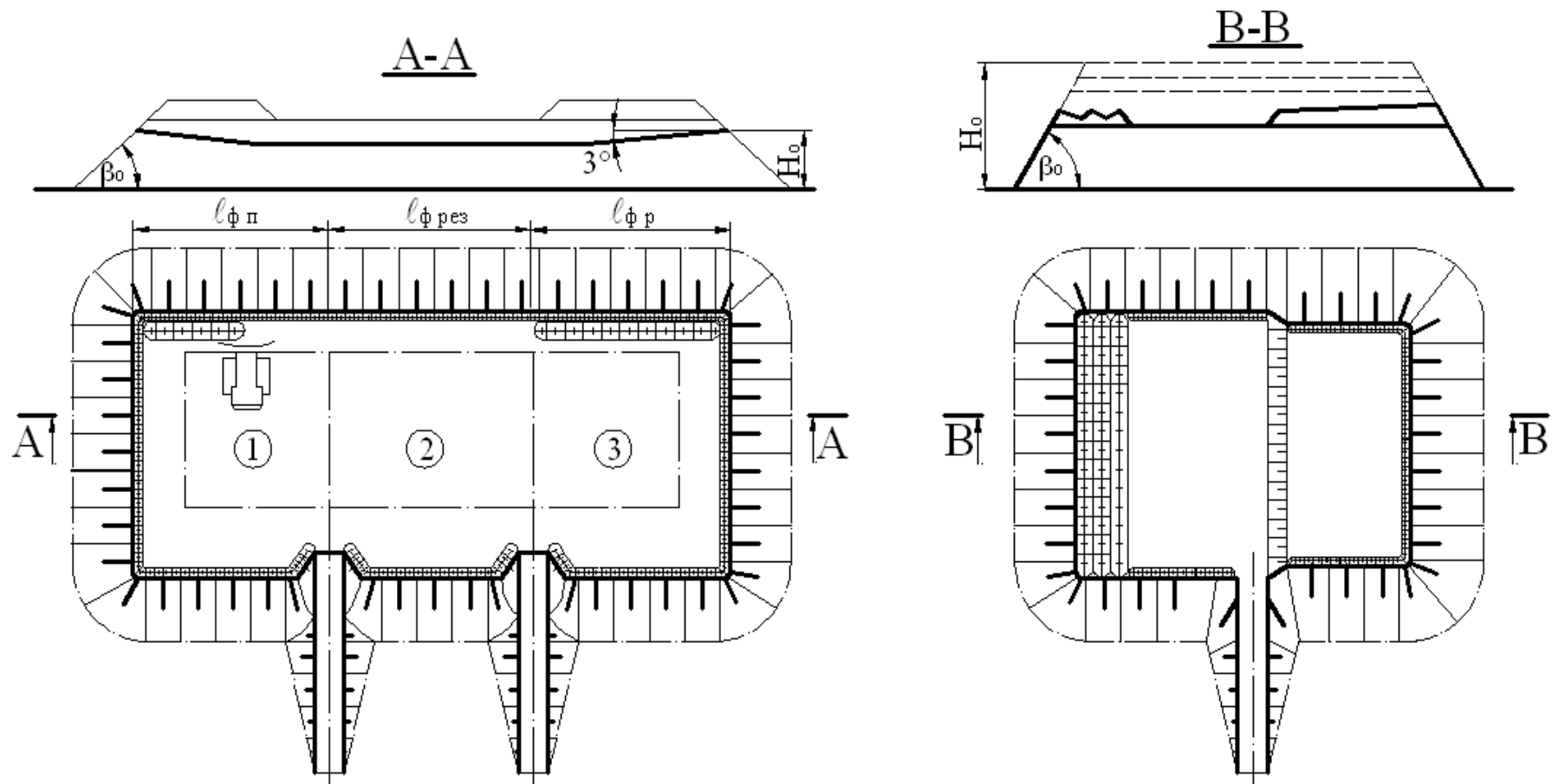


Рис. 6.1. Способы бульдозерного отвалообразования: а – периферийный; б – площадной

отсыпают последующие вышележащие слои. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали. Из-за большого объема планировочных работ этот способ является более дорогостоящим, чем периферийный, поэтому он применяется редко, в основном при укладке мягких малоустойчивых пород (см. рис. 6.1, б) и на начальном этапе развития отвала.

При *периферийном* способе на устойчивых отвалах автосамосвалы грузоподъемностью до 75 т разгружаются прямо под откос, а большей грузоподъемности – на расстоянии 5÷10 м от верхней бровки откоса отвала. Затем эту породу бульдозером перемещают под откос, в результате отвал в этом случае развивается в плане. В целях обеспечения безопасности для исключения возможности падения автосамосвала с отвала при непосредственной разгрузке под откос, у верхней бровки отвала устанавливают металлические упоры для задних колес автосамосвала или отсыпают породный предохранительный вал высотой $h_{\text{ПВ}}$ не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, разгружающегося на отвале. Ширина предохранительного вала составляет $b_{\text{ПВ}} = 3h_{\text{ПВ}}$ для рыхлых и полускальных пород; $b_{\text{ПВ}} = 2,5h_{\text{ПВ}}$ для скальных грунтов. Внутренняя бровка предохранительного вала должна располагаться вне призмы возможного обрушения яруса отвала. При этом площадки отвала должны иметь по всему фронту разгрузки *поперечный уклон* не менее 3° , направленный от бровки откоса к центру отвала *на длину базы автомобиля*, и необходимый фронт для маневровых операций автосамосвалов и бульдозеров (см. рис. 6.1, а). Зона разгрузки должна быть ограничена с обеих сторон знаками.

Параметры отвала определяют в следующем порядке.

Высота отвала на равнинной поверхности составляет до 30÷60 м, в гористой местности – до 100 м.

Площадь отвала (м^2):

$$S_0 = V_{\text{в}} K_{\text{ро}} / H_0 K_{\text{ио}}, \quad (6.1)$$

где $V_{\text{в}}$ – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м^3 ; $K_{\text{ио}}$ – коэффициент, учитывающий использование площади отвала (при одном ярусе $K_{\text{ио}} = 0,8 \div 0,9$; при двух ярусах $K_{\text{ио}} = 0,6 \div 0,7$); H_0 – высота отвала, м.

При известной площади, принятой форме и заданной одной из сторон отвала определяют размеры отвала в плане.

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение одного часа:

$$N_{\text{ч}} = V_{\text{вч}} K_{\text{нер}} / Q_{\text{ач}}, \quad (6.2)$$

где $V_{\text{вч}}$ – производительность карьера по вскрыше (см. разд. 6), м³/ч; $K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($K_{\text{нер}} = 1,25 \div 1,5$); $Q_{\text{ач}}$ – производительность автосамосвала (принимается средневзвешенное значение).

Число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале:

$$N_{\text{а}} = N_{\text{ч}} t_{\text{р}} / 60, \quad (6.3)$$

где $N_{\text{а}}$ и $N_{\text{ч}}$ – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале соответственно одновременно и в течение часа; $t_{\text{р}}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала ($t_{\text{р}} = 1,5 \div 2,0$), мин.

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L_{\text{ф}} = N_{\text{а}} l_{\text{п}}, \quad (6.4)$$

где $L_{\text{ф}}$ – длина фронта разгрузки автосамосвалов на отвале, м; $l_{\text{п}}$ – ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании ($l_{\text{п}} = 18 \div 20$), м.

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

$$N_{\text{ур}} = L_{\text{ф}} / L_i, \quad (6.5)$$

где L_i – длина одного участка ($L_i = 60 \div 80$), м.

Число планировочных участков:

$$N_{\text{уп}} = N_{\text{ур}}. \quad (6.6)$$

Число резервных участков:

$$N_{\text{у.рез}} = (0,5 - 1,0) N_{\text{ур}}. \quad (6.7)$$

Общее количество участков:

$$N_{\text{у}} = N_{\text{ур}} + N_{\text{уп}} + N_{\text{у.рез}}. \quad (6.8)$$

Общая длина отвального фронта работ:

$$(6.9)$$

$$L_{\text{оф}} = (60 \div 80)N_y.$$

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{\text{б.год}} = Q_{\text{бч}} K_{\text{и}} T_{\text{см}} n_{\text{см}} n_{\text{год}}, \quad (6.10)$$

где $Q_{\text{бч}}$ – часовая производительность бульдозера ($Q_{\text{бч}} = 300 \div 400$), м³/ч) или она может быть рассчитана согласно рекомендациям [8]; $K_{\text{и}}$ – коэффициент использования бульдозера в течение смены ($K_{\text{и}} = 0,8 \div 0,9$); $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены ($T_{\text{см}} = 8$), ч; $n_{\text{см}}$ – число смен в сутки (обычно $n_{\text{см}} = 3$ или согласно принятому режиму работы карьера); $n_{\text{год}}$ – число рабочих дней бульдозера в году;

Количество рабочих бульдозеров на отвале:

$$N_{\text{бр}} = (V_{\text{к.год}} + V_{\text{н.год}}) K_{\text{зо}} / Q_{\text{б.год}}, \quad (6.11)$$

где $V_{\text{к.год}}$, $V_{\text{н.год}}$ – годовые объемы вскрышных пород, соответственно коренных и наносов, подаваемых на отвал; $K_{\text{зо}}$ – коэффициент заваленности отвала породой ($K_{\text{зо}} = 0,6 \div 0,7$); $Q_{\text{б.год}}$ – годовая производительность бульдозера на отвале, м³/год.

Инвентарный парк бульдозеров на отвале:

$$N_{\text{бо}} = f_{\text{бо}} \cdot N_{\text{бр}}, \quad (6.12)$$

где $f_{\text{бо}}$ – коэффициент резерва бульдозеров на отвале ($f_{\text{бо}} = 1,3 \div 1,4$).

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение понятия «отвал».
2. Назовите отличительные признаки внутренних и внешних отвалов, их достоинства и недостатки.
3. Какими основными параметрами характеризуется отвал?
4. Назовите средства механизации отвалов при использовании железнодорожного транспорта, автотранспорта.
5. Дайте характеристику технологических схем отвалообразования мехлопатами, драглайнами, бульдозерами.
6. Назовите достоинства и недостатки площадного и периферийного способов отвалообразования, условия их применения.
7. Как рассчитать рабочий и инвентарный парк?

7. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ, ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫХ РАБОТ

Под системой открытой разработки месторождений полезных ископаемых понимается определенный порядок выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ. В условиях конкретного карьера принятая система разработки должна обеспечивать безопасную, экономичную и наиболее полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого при соблюдении мер по охране окружающей среды [24, 28, 34]. Выбор системы разработки осуществляют на основании многовариантных расчетов исходя из горно-геологических условий месторождения, требуемых производственной мощности и экономических показателей. В настоящем разделе практикума приведена методика определения параметров вскрывающих выработок применительно к транспортной технологии при сплошной углубочной продольной двухбортовой системе разработки.

Горные работы по созданию комплекса капитальных и временных траншей и съездов, а также других горных выработок и сооружений, обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности, называются вскрытием. Траншеи, съезды, стволы и другие горные выработки оборудуются средствами транспорта. В комплексе они образуют систему транспортных коммуникаций, которая в каждый момент времени должна быть безопасной, обеспечивать требуемую плановую производительность карьера и быть наиболее экономичной. Способ вскрытия находится в сложной взаимосвязи с системой разработки и с размещением поверхностных сооружений [24, 28, 34-35].

К горно-капитальным (горно-строительным) работам относят горные работы, которые осуществляются от начала строительства карьера до момента сдачи его в эксплуатацию [24, 27]. В состав горно-капитальных работ входят работы по проведению капитальных и разрезных траншей, а также вскрышные работы по разносу бортов до границ, определяемых положением горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию. Положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию устанавливается исходя из соблюдения требуемых углов откосов бортов и

уступов карьера, ширины рабочих площадок, транспортных и предохранительных берм, разрезных и капитальных траншей, а также объема нормативных вскрытых запасов полезного ископаемого.

7.1. Расчет объемов горно-капитальных работ

Объем горно-капитальных работ рассчитывается на основании рабочих чертежей, которые включают план горных работ, продольные и поперечные сечения карьера и капитальных траншей на момент сдачи его в эксплуатацию.

Построение рабочих чертежей начинается с вычерчивания поперечного сечения карьера и осуществляется в следующем порядке.

1. На геологическом разрезе карьерного поля в соответствующем масштабе наносят горизонтальные линии, расстояние между которыми равно или кратно высоте уступов по наносам и коренным породам.

2. На горизонте, обеспечивающем доступ к полезному ископаемому, в принятом масштабе вычерчивают поперечное сечение разрезной траншеи (рис. 7.1). При этом глубина и углы откосов траншеи принимают равными, соответственно, высоте и углам откоса уступов по коренным породам и полезному ископаемому. Ширина траншеи по низу зависит от принятой технологической схемы проведения траншеи.

3. Дистраивают борта карьера. Для этого от верхних бровок разрезной траншеи последовательно откладывают ширину рабочих площадок по наносам и углы откосов. Причем первая рабочая площадка со стороны лежачего борта будет больше ширины рабочей площадки по наносам на величину горизонтальной мощности залежи.

4. Определяют длину разрезной траншеи:

$$L_{\text{рт}} = \frac{AN_{\text{н}}}{12M_{\text{г}}h\rho_{\text{пн}}(1 + K_{\text{п}})}, \quad (7.1)$$

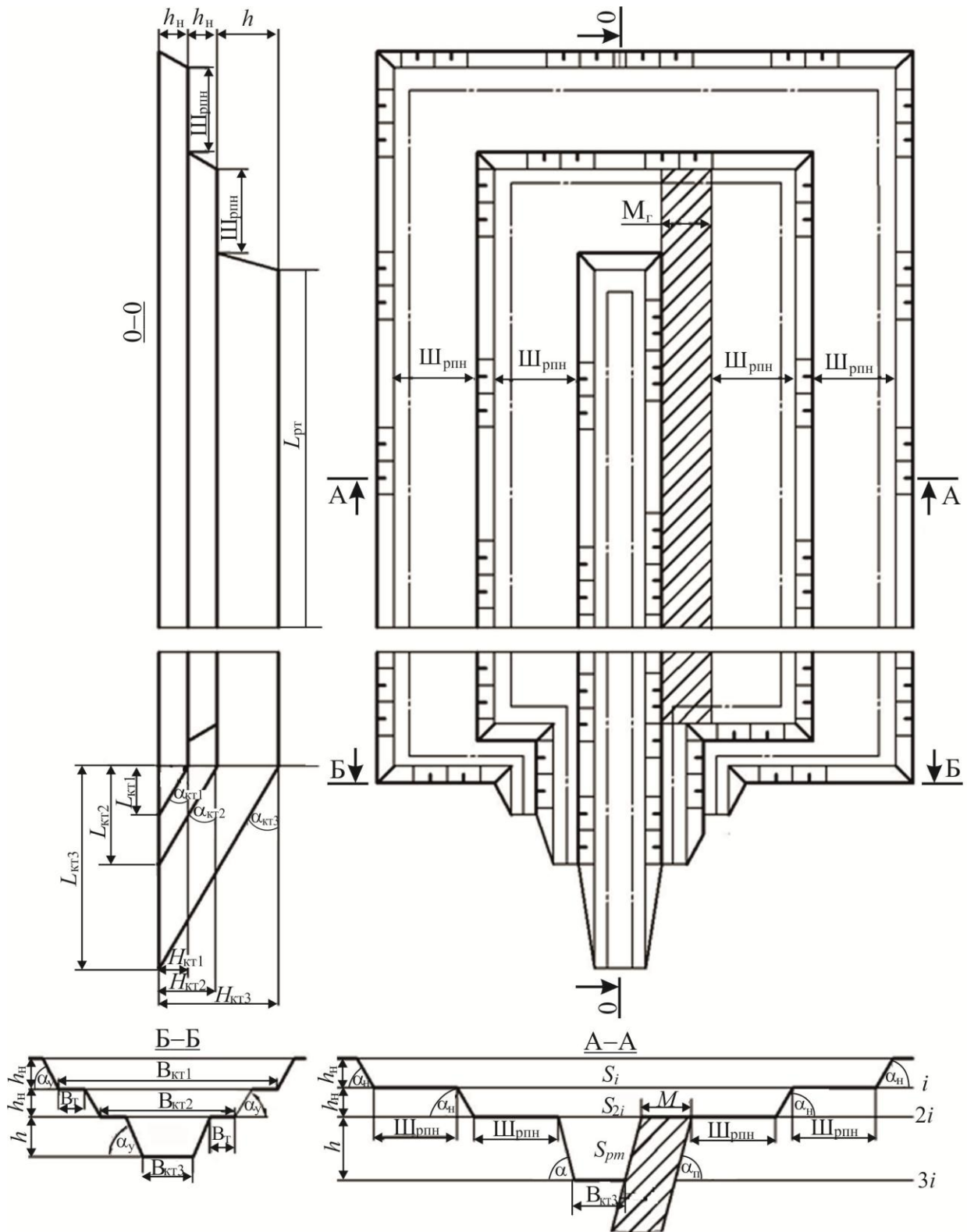


Рис. 7.1. Схема к определению объемов горно-капитальных работ и объемов вскрывающих выработок

где $L_{рГ}$ – длина разрезной траншеи, м; A – производственная мощность карьера, т/год; $N_{н}$ – норматив вскрытых запасов полезного ископаемого ($N_{н} = 6-10$), мес.; $M_{Г}$ – горизонтальная мощность залежи, м; h – высота уступа, м; $\rho_{пш}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³; $K_{п}$ – коэффициент потерь ($K_{п} = 0,02-0,1$).

5. Рассчитывают длину вскрытых горизонтов

$$L_{2_i} = L_{рГ} + III_{рпш}; \quad (7.2)$$

$$L_i = L_{2_i} + III_{рпш}, \quad (7.3)$$

где L_{2_i} и L_i – длина i -го и $2 i$ -го горизонтов, м; $III_{рпш}$ – ширина рабочей площадки по наносам, м.

6. Определяют объем первоначального карьера:

$$V_{пк} = V_{рГ} + V_{2_i} + V_i, \quad (7.4)$$

где $V_{пк}$ – объем первоначального карьера, м³; $V_{рГ}$, V_{2_i} , V_i – соответственно, объемы разрезной траншеи, $2i$ -го и i -го горизонтов, площадь (м²) сечения которых равны $S_{рГ}$, S_{2_i} , S_i , м³;

$$V_{рГ} = S_{рГ}L_{рГ}; \quad (7.5)$$

$$V_{2_i} = S_{2_i}L_{2_i}; \quad (7.6)$$

$$V_i = S_iL_i. \quad (7.7)$$

Площади $S_{рГ}$, S_{2_i} , S_i можно измерить графическим способом на поперечном сечении карьера, а для равнинного рельефа месторождения они определяются по формулам

$$S_{рГ} = hB_{рГ} + 0,5h^2(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\alpha_{пш}); \quad (7.8)$$

$$S_{2_i} = h_{н} \left[M + 2III_{рпш} + B_{рГ} + 0,5h(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\alpha_{пш}) + h_{н}\text{ctg}\alpha_{н} \right]; \quad (7.9)$$

$$S_i = h_{н} \left[M + 4III_{рпш} + B_{рГ} + 0,5h(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\alpha_{пш}) + h_{н}\text{ctg}\alpha_{н} \right], \quad (7.10)$$

где $h_{н}$ – высота уступа по наносам, м; $\alpha_{пш}$ – угол падения залежи, град; α , $\alpha_{н}$ – соответственно, углы откоса уступа по коренным породам и наносам, град.

7. Выбирают способ вскрытия карьерного поля. Способ вскрытия определяется рядом признаков (табл. 7.1), в первую очередь – типом вскрывающих выработок.

Таблица 7.1

Виды вскрывающих выработок

| Признаки способа вскрытия | Основные различия | Траншеи (полутраншеи) |
|--|---|------------------------|
| Положение вскрывающих выработок относительно конечного контура | Расположены вне контуров карьера | Внешние |
| | Расположены внутри контуров карьера | Внутренние |
| | Расположены вне и внутри контуров карьера | Смешанные |
| Число обслуживаемых горизонтов | Один | Отдельные |
| | Несколько (группа) | Групповые |
| | Все горизонты | Общие |
| Характер движения транспортных средств | Маятниковое движение груженых и порожних транспортных средств | Одинарные |
| | Поточное движение груженых и порожних транспортных средств | Парные |
| Стационарность выработок | Постоянное расположение | Стационарные |
| | Временное расположение | Временные (скользящие) |
| Наклон выработок | Продольный уклон при подъеме, %: меньше 100 больше 100 | Наклонные Крутые |

8. Обосновывают схему вскрытия карьерного поля. Под схемой вскрытия карьерного поля понимается совокупность всех вскрывающих выработок, обеспечивающих в данный период грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с горизонтами доставки горной массы. Схема вскрытия характеризуется типом, числом и пространственным расположением вскрывающих выработок при фактическом положении горных работ.

9. Определяют параметры въездных траншей.

Ширина въездной траншеи по низу

$$B_{\text{КТ}_3} = B_{\text{рТ}}; \quad (7.11)$$

$$B_{\text{КТ}_2} = 3B_{\text{КТ}_3} + h \text{ctg} \alpha_y; \quad (7.12)$$

$$B_{\text{КТ1}} = 5B_{\text{КТ2}} + h \text{ctg} \alpha_y + h_p \text{ctg} \alpha_{\text{УН}}, \quad (7.13)$$

где $B_{\text{КТ3}}$, $B_{\text{КТ2}}$, $B_{\text{КТ1}}$ – ширина капитальной траншеи по низу, соответственно, на горизонты i , $2i$, $3i$, м; $\alpha_{\text{УН}}$ и α_y – устойчивые углы откосов капитальной траншеи соответственно по наносам и коренным породам, град.

Длина капитальной траншеи

$$L_{\text{КТ1}} = 1000 \frac{h_{\text{Н}}}{i_{\text{КТ}}}; \quad (7.14)$$

$$L_{\text{КТ2}} = 1000 \frac{2h_{\text{Н}}}{i_{\text{КТ}}}; \quad (7.15)$$

$$L_{\text{КТ3}} = 1000 \frac{2h_{\text{Н}} + h}{i_{\text{КТ}}}, \quad (7.16)$$

где $L_{\text{КТ1}}$, $L_{\text{КТ2}}$, $L_{\text{КТ3}}$ – соответственно, длина капитальных траншей на горизонты i , $2i$, $3i$, м; $i_{\text{КТ}}$ – уклон капитальной траншеи ($i_{\text{КТ}} = 50 - 100 \text{ ‰}$).

Объем капитальной траншеи

$$V_{\text{КТ1}} = \frac{1000h_{\text{Н}}^2}{i_{\text{КТ}}} \cdot \left(\frac{B_{\text{КТ1}}}{2} + \frac{h_{\text{Н}}}{3\text{tg} \alpha_{\text{УН}}} \right); \quad (7.17)$$

$$V_{\text{КТ2}} = \frac{1000h_{\text{Н}}^2}{i_{\text{КТ}}} \cdot \left(1,5B_{\text{КТ2}} + \frac{4h_{\text{Н}}}{3\text{tg} \alpha_{\text{УН}}} \right); \quad (7.18)$$

$$V_{\text{КТ3}} = \frac{1000}{i_{\text{КТ}}} \cdot \left(B_{\text{КТ3}} (1,5h_{\text{Н}}^2 + h^2) + \frac{4h_{\text{Н}}^3}{3\text{tg} \alpha_{\text{УН}}} + \frac{h_{\text{Н}}^3}{\text{tg} \alpha_y} \right), \quad (7.19)$$

где $V_{\text{КТ1}}$, $V_{\text{КТ2}}$, $V_{\text{КТ3}}$ – соответственно объемы капитальных траншей на горизонты i , $2i$, $3i$, м³. Общий объем траншеи определится по формуле

$$V_{\text{КТ}} = V_{\text{КТ1}} + V_{\text{КТ2}} + V_{\text{КТ3}}, \quad (7.20)$$

где $V_{\text{КТ}}$ – общий объем траншеи, м³.

10. Определяется объем горно-капитальных работ по строительству карьера

$$V_{\text{ГК}} = V_{\text{ПК}} + V_{\text{КТ}}, \quad (7.21)$$

где $V_{\text{ГК}}$ – объем горно-капитальных работ, м³.

Вычерчивают продольный разрез карьера, план горных работ и вскрывающие выработки.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение горно-капитальным работам.
2. Назовите состав горно-капитальных работ.
3. Назовите порядок построения рабочих чертежей.
4. Как определяется длина разрезной траншеи на момент сдачи карьера в эксплуатацию?
5. Назовите способы вскрытия карьерных полей открытыми горными выработками.
6. Дайте определение схеме вскрытия.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник для вузов / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. – Москва : Горное дело, 2008. – 447 с.
2. Арсентьев, А. И. Развитие методов определения границ карьеров / А. И. Арсентьев, А. К. Полищук. – Ленинград : Ленинградское отделение изд-ва «Наука», 1967. – 96 с.
3. Арцер, А. С. Угли Кузбасса: происхождение, качество, использование. Кн. 2 / А. С. Арцер, С. И. Протасов; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 168 с.
4. Васильев, М. В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. – Москва : Недра, 1986. – 240 с.
5. Взрывчатые вещества и средства инициирования промышленного назначения. Каталог. – Москва : ГосНИП «Расчет», 2005. – 269 с.
6. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР»; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 28 с.
7. Дополнения к типовым технологическим схемам ведения горных работ на угольных разрезах / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР». – Кемерово, 1996. – 34 с.
8. Карьерная техника ПО «БелАЗ». Справочник / А. Н. Егоров, Г. И. Павленко, М. А. Лукашевич и др.; под ред. П. Л. Мариева, К. Ю. Анистратова. – Москва : ООО «КА Технокомплект», 2005. – 448 с.
9. Копытов, А. И. Взрывные работы в горной промышленности / А. И. Копытов, Ю. А. Масаев, В. В. Першин. – Новосибирск : Наука, 2013. – 512 с.
10. Колесников, В. Ф. Разработка угленасыщенных зон карьерных полей выемочно-транспортным комплексом / В. Ф. Колесников, А. И. Корякин, А. В. Селюков, В. Г. Проноза, В. А. Ермолаев, В. Ф. Воронков. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2010. – 247 с.
11. Колесников, В. Ф. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов / В. Ф. Колесников, А. И. Корякин, А. В. Стрельников. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2009. – 143 с.
12. Корякин, А. И. Формирование качества угля при открытой угледобыче: учеб. пособие / А. И. Корякин, С. М. Федотенко, С. И. Протасов. – Кемерово : филиал изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те. – 1991. – 156 с.
13. Мельников, Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. – Москва : Недра, 1982. – 414 с.
14. Методическое руководство по выбору схем ведения взрывных работ на угольных разрезах с учетом физико-механических свойств пород и использования средств механизации. – Челябинск : НИИОГР. – 1981. – 100 с.

15. Новик, Г. Я. Управление свойствами пород в процессах горного производства / Г. Я. Новик, М. Г. Зильбершмидт. – Москва : Недра, 1994. – 224 с.
16. Новиньков, А. Г. Практика применения регрессионного анализа для определения сейсмобезопасных расстояний при массовых промышленных взрывах / А. Г. Новиньков, С. И. Протасов, А. С. Гукин // Взрывное дело. Выпуск № 108/65. – Москва : ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2012. – С. 333-347.
17. Новиньков, А. Г. Статистическое обоснование критерия повреждаемости зданий при сейсмических воздействиях от массовых промышленных взрывов / А. Г. Новиньков, С. И. Протасов, А. С. Гукин // Вестник КузГТУ. Кемерово. – 2012. – № 5. – С. 115-120.
18. Новиньков, А. Г. Статистическая надежность прогнозирования пиковой скорости колебаний при массовых промышленных взрывах / А. Г. Новиньков, С. И. Протасов, П. А. Самусев, А. С. Гукин // ФТПРПИ. – Новосибирск, 2015. – №5. – С. 50-57.
19. Новиньков А. Г. Анализ преобладающих частот колебаний при массовых взрывах на горных предприятиях / А. Г. Новиньков, С. И. Протасов // Сборник «Взрывное дело» №114/71. – Москва, 2015. – С. 295-308.
20. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. ВНТП-2-86 / МУП СССР. – Москва, 1986. – 56 с.
21. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2 / кол. авт. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2002. – 80 с.
22. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 144 с.
23. Протасов, С. И. Практикум по дисциплине «Процессы открытых горных работ» : учеб. пособие / КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 135 с.
24. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учеб. для вузов. – Москва : Недра, 1985. – 509 с.
25. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1. : учеб. пособие. – Москва : Мир горной книги, изд-во МГГУ, 2009. – 188 с.
26. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – Москва : Горная книга, 2010. – 267 с.
27. Репин, Н. Я. Процессы открытых горных работ : учебник. – Москва : Горная книга, 2015. – 518 с.
28. Рогатин Н. Н. Технология и механизация открытых горных работ. – Москва : Недра, 1982. – 277 с.
29. Смирнов, В. П. Теория карьерного большегрузного автотранспорта / В. П. Смирнов, Ю. И. Лель. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.

30. СНиП 2.05.07-91* Промышленный транспорт / Минстрой России. – Москва : ГП ЦПП, 1996. – 112с.
31. Ташкинов, А. С. Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 1995. – 86 с.
32. Ташкинов, А. С. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 1995. – 150 с.
33. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.
34. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – Москва : МГГУ, 1994. – 464 с.
35. Трубецкой, К. Н. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е. К. Винницкий и др. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.
36. Щадов, М. И. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия / М. И. Щадов, Р. Ю Подэрни, Е. Н. Улицкий и др. – Москва : Недра, 1989. – 374 с.
37. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Сер. 13. Вып. 14. – Москва : ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 332 с.
38. Цепилов, И. И. Технология разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса: учеб. пособие / И. И. Цепилов, А. И. Корякин, С. И. Протасов; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 140 с.
39. Цепилов, И. И. Перспективные технологии открытой разработки сложноструктурных угольных месторождений: учеб. пособие / И. И. Цепилов, А. И. Корякин, В. Ф. Колесников, С. И. Протасов; КузГТУ. – Кемерово, 2000. – 186 с.

СОДЕРЖАНИЕ

| | | |
|--------|--|----|
| | ПРЕДИСЛОВИЕ | 3 |
| 1. | ТЕРМИНОЛОГИЯ И ГРАФИЧЕСКОЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ | 4 |
| 1.1. | Горные породы | 4 |
| 1.2. | Терминология открытых горных работ | 6 |
| 1.3. | Коэффициенты вскрыши | 10 |
| 2. | ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ, ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ КАРЬЕРА | 14 |
| 2.1. | Общие сведения | 14 |
| 2.2. | Проектная глубина карьера | 15 |
| 2.2.1. | Определение глубины карьера аналитическим методом | 15 |
| 2.2.2. | Определение глубины карьера графическим методом | 16 |
| 2.3. | Параметры карьера в плане | 17 |
| 2.4. | Объемы горных пород | 17 |
| 2.5. | Производственная мощность и срок службы карьера | 21 |
| 3. | ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ | 25 |
| 3.1. | Технологические свойства вскрышных пород угольных месторождений | 25 |
| 3.2. | Выбор типа бурового станка | 29 |
| 3.3. | Выбор взрывчатых материалов | 31 |
| 3.4. | Обоснование проектной величины удельного расхода ВВ | 35 |
| 3.5. | Расчет параметров расположения скважинных зарядов ВВ | 36 |
| 3.6. | Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления | 42 |
| 3.7. | Качество подготовки пород взрывом | 44 |
| 3.8. | Определение размеров опасных зон | 49 |
| 3.8.1. | Расчет расстояний, опасных по разлету кусков породы | 50 |
| 3.8.2. | Расчет радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны | 51 |
| 3.8.3. | Расчет расстояний, опасных по сейсмическому действию взрыва | 52 |
| 3.9. | Расчет производительности буровых станков и их количества | 54 |
| 4. | ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ | 57 |
| 4.1. | Общие сведения | 57 |
| 4.2. | Технологические параметры экскаваторов | 57 |
| 4.3. | Типы забоев | 61 |
| 4.4. | Типы заходов | 62 |
| 4.5. | Виды выемочно-погрузочных работ | 63 |
| 4.6. | Технологические схемы выемки горных пород экскаваторами-мехлопатами в торцевом (боковом) забое | 65 |

| | | |
|--------|---|-----|
| 4.6.1. | Схема работы мехлопаты при разработке мягких пород верхним черпанием с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора | 65 |
| 4.6.2. | Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора | 68 |
| 4.7. | Параметры рабочей площадки | 69 |
| 4.8. | Технологические схемы выемки пород одноковшовым экскаватором в траншейном забое | 71 |
| 4.8.1. | Схема работы мехлопаты при разработке мягких пород в траншейном забое верхним черпанием | 72 |
| 4.8.2. | Схемы работы мехлопаты при разработке взорванных горных пород в траншейном забое верхним черпанием | 73 |
| 4.9. | Производительность экскаваторов | 76 |
| 5. | ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ЦИКЛИЧНОГО ТРАНСПОРТА | 80 |
| 5.1. | Общие сведения | 80 |
| 5.2. | Расчет автомобильного транспорта | 81 |
| 6. | ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ | 91 |
| 6.1. | Общие сведения | 91 |
| 6.2. | Параметры отвалообразования при автомобильном транспорте | 91 |
| 7. | ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ, ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫХ РАБОТ | 96 |
| 7.1. | Расчет объемов горно-капитальных работ | 97 |
| | СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ | 103 |

Сергей Иванович Протасов
Павел Александрович Самусев

**Практикум по технологии открытой
разработки месторождений
полезных ископаемых**

Учебное пособие

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 02.07.2018. Формат 60×84/16.
Бумага белая писчая. Отпечатано на ризографе.
Уч.-изд. л. 6,7. Тираж 100 экз. Заказ

КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.
Издательский центр УИП КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А.