

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
**«Кузбасский государственный технический университет
имени Т.Ф. Горбачева»**

Кафедра «открытых горных работ»

Составители

С. И. Протасов

П. А. Самусев

К. А. Голубин

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА
(ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ)**

ПРАКТИКУМ

Рекомендовано учебно-методической комиссии
специальности 130400.65 «Горное дело»
в качестве электронного издания
для использования в учебном процессе

Кемерово 2013

Рецензенты:

Колесников В. Ф. – д.т.н., профессор кафедры открытых горных работ.

Филимонов К. А. – к.т.н., председатель учебно-методической комиссии специальности 130400.65 «Горное дело»

Протасов Сергей Иванович. Основы горного дела (открытая геотехнология) Практикум. [Электронное издание]: для студентов специальности 130400.65 «Горное дело», специализаций: 130401.65 «Подземная разработка пластовых месторождений», 130404.65 «Маркшейдерское дело», 130405.65 «Шахтное и подземное строительство», 130406.65 «Обогащение полезных ископаемых», 130412.65 «Технологическая безопасность и горно-спасательное дело» всех форм обучения / Составители: С. И. Протасов, П. А. Самусев, К. А. Голубин; КузГТУ.– Кемерово, 2013. – 95 с. Системные требования: Pentium IV; ОЗУ 1 Мб; Windows, Adobe Reader; мышь. Заглавие с экрана.

Приведен методический материал по изучению и определению главных параметров карьера, а также расчету основных производственных процессов на открытых горных работах при использовании современного циклического карьерного оборудования: отечественных и зарубежных экскаваторов типа «мехлопата» и карьерных самосвалов.

В начале каждого раздела приведено краткое содержание базового материала, который студент должен знать для успешного выполнения расчетов, а в конце – вопросы для самоконтроля и ссылки на литературные источники, в которых более подробно изложен материал по теме работы. В практикуме приведены также характеристики современного карьерного оборудования для механизации основных производственных процессов. Расчетные задания выполняются каждым студентом самостоятельно в соответствии с условиями индивидуального задания.

Практикум может быть также использован студентами при выполнении курсового и дипломного проектов.

Табл. 15. Ил. 26. Библиогр. 28 назв.

© КузГТУ, 2013

© Протасов С. И.

© Самусев П. А.

© Голубин К. А.

составление, 2013

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 народном хозяйстве 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 к ним предъявляются определенные требования, которые объединяются понятием «качество». *Качеством полезного ископаемого* называется совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования полезного ископаемого. Качество полезного ископаемого оценивается *кондициями*, которые устанавливаются на различных стадиях разведки, в процессе проектирования и разработки месторождения. 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 *заба-*

лансовые запасы. Балансовыми называются 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 $\sigma_{сж} = 20-50$ МПа (мергель, алевролит, аргиллит, уголь и др.)

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

- *плотные* с $\sigma_{сж} = 5-20$ МПа (бурый уголь, мел, твердые глины и др.);

- *мягкие* с $\sigma_{сж} < 5 \text{ МПа}$ (супеси, суглинки, мягкие угли и др.);
- *сыпучие* (пески).

1.2. Терминология на открытых горных работах

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 того 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.)

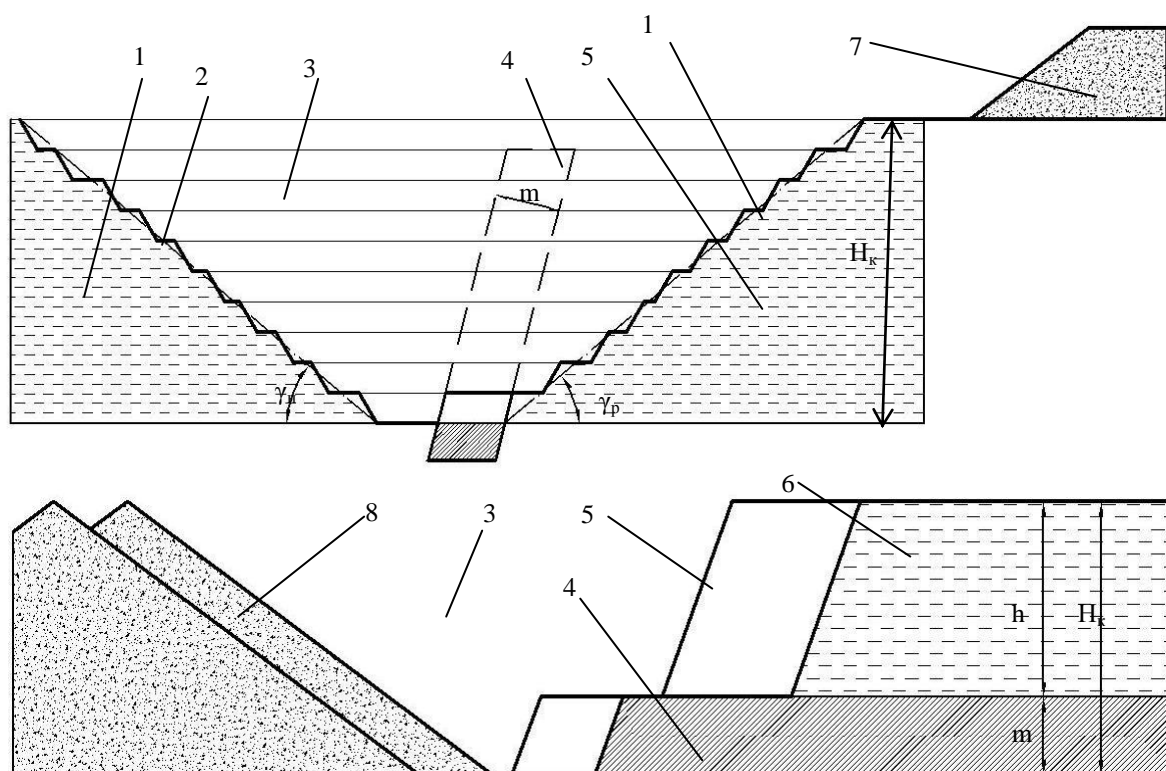


Рис. 1.1. Схемы открытой разработки месторождений: 1 - вмещающие породы; 2 – нерабочий борт; 3- выработанное пространство; 4 – полезное ископаемое; 5 – рабочий борт; 6 - покрывающие породы; 7 – внешний отвал; 8 – внутренний отвал; H_k - глубина карьера; γ_p – угол рабочего борта; γ_n – угол нерабочего борта; m – мощность полезного ископаемого; h – высота вскрышного уступа.

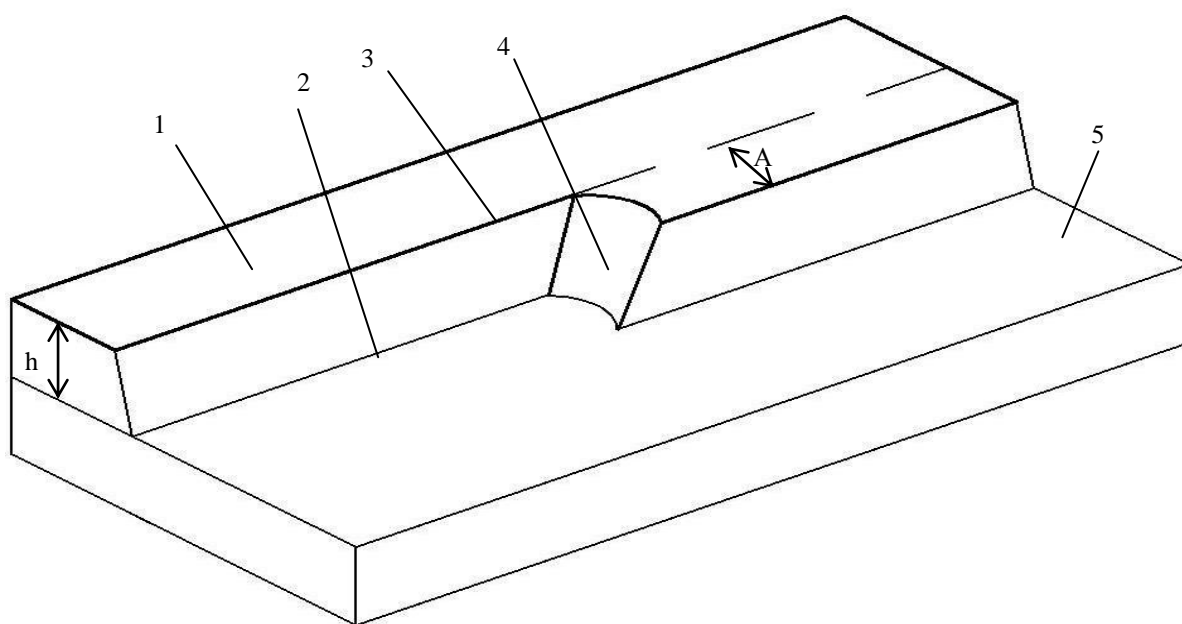


Рис 1.2. Схема уступа: 1 – верхняя площадка уступа; 2 – нижняя бровка уступа; 3 – верхняя бровка уступа; 4 – торец; 5 – нижняя площадка уступа; α – угол откоса уступа; h – высота уступа; A – ширина заходки.

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*, с дном – *нижним контуром карьера*.

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

Угол, образованный линией откоса борта карьера и ее проекцией на горизонтальную плоскость, называется *углом 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, бровки, 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 *верхней* или *нижней бровкой уступа*.

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

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

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 осыпавшихся 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 *подуступом*.

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

Часть уступа по его ширине, разрабатываемая при неизменном положении забойного транспортного пути, называется *заходкой*. Заходка характеризуется *высотой, шириной, длиной*. Высота заходки соответствует высоте уступа, ширина – параметрам выемочного оборудования, длина – длина 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, называ-

ются *внутренними отвалами*, а вне его контуров – *внешними отвалами*.

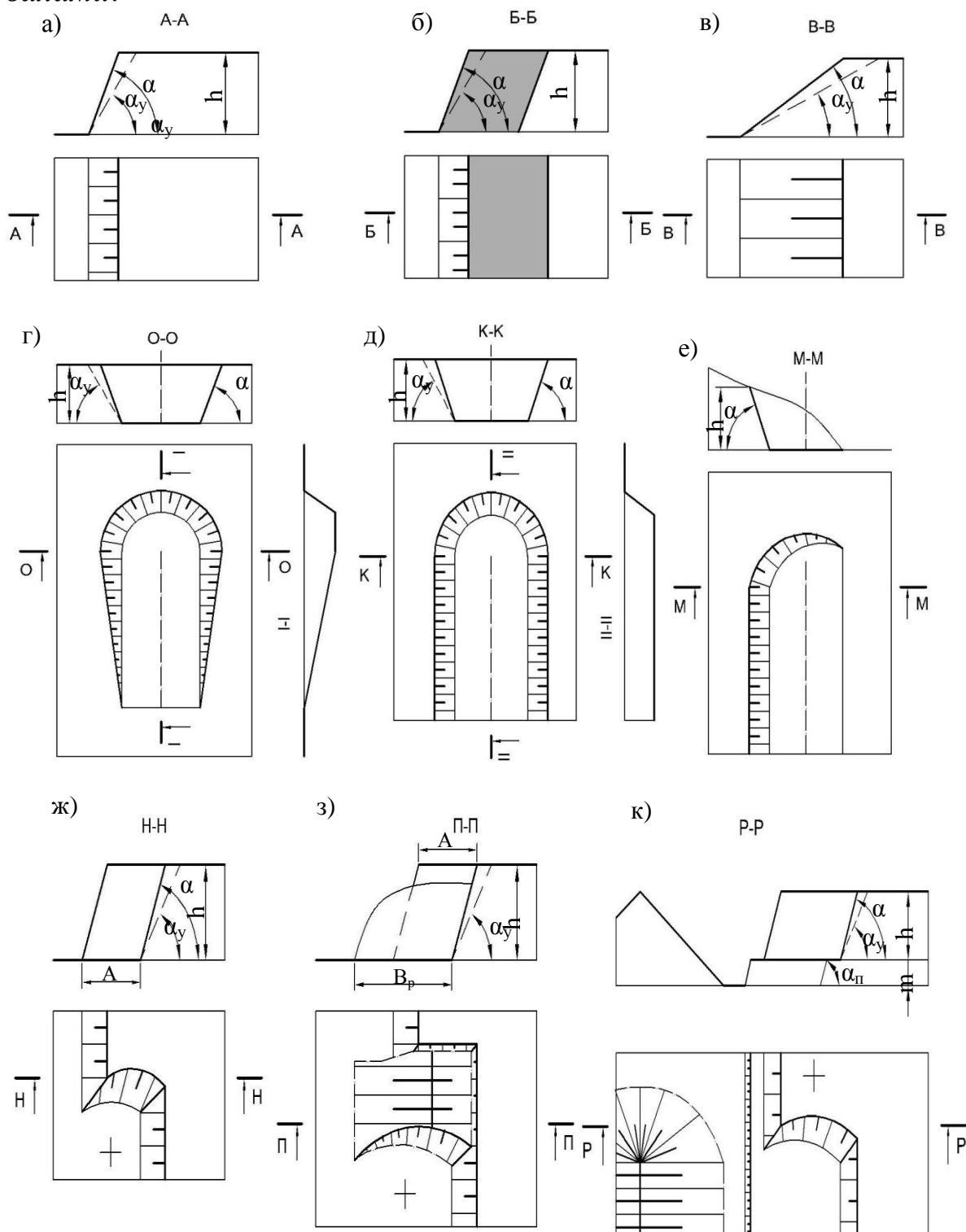


Рис. 1.3. Горные выработки: а) вскрышной уступ; б) добычной уступ; в) отвальный уступ; г) капитальная траншея; д) разрезная траншея; е) полутраншея; ж) забой механической лопаты в мягких породах; з) забой механической лопаты во взорванных породах; к) забой драглайна в мягких породах.

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.

1.1. Общие сведения

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

При определении главных параметров в учебных расчетах можно исходить из того, что согласно индивидуальному заданию все размеры, характеризующие поперечное сечение карьера, постоянные 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 γ_n бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков пласта, а также в

торцах карьера принимают равной $\gamma_n = \gamma_e = \gamma_l = 40 \div 45^\circ$, а рабочего борта – $\gamma_p = 18 \div 22^\circ$.

1.2. Проектная глубина карьера

Для определения конечной (проектной) глубины карьеров, разрабатывающих наклонные и крутопадающие залежи, применяют приближенные аналитические методы. Графические методы являются более универсальными и применяются для более широких горно-геологических условий.

При приближенном графическом методе проектная глубина карьера определяют в указанной ниже последовательности.

1. В соответствующем масштабе (1:1000, 1:2000, 1:5000) строят геологический разрез месторождения (рис. 1.1), на котором показывают рельеф поверхности, наносы, залежь и их параметры.

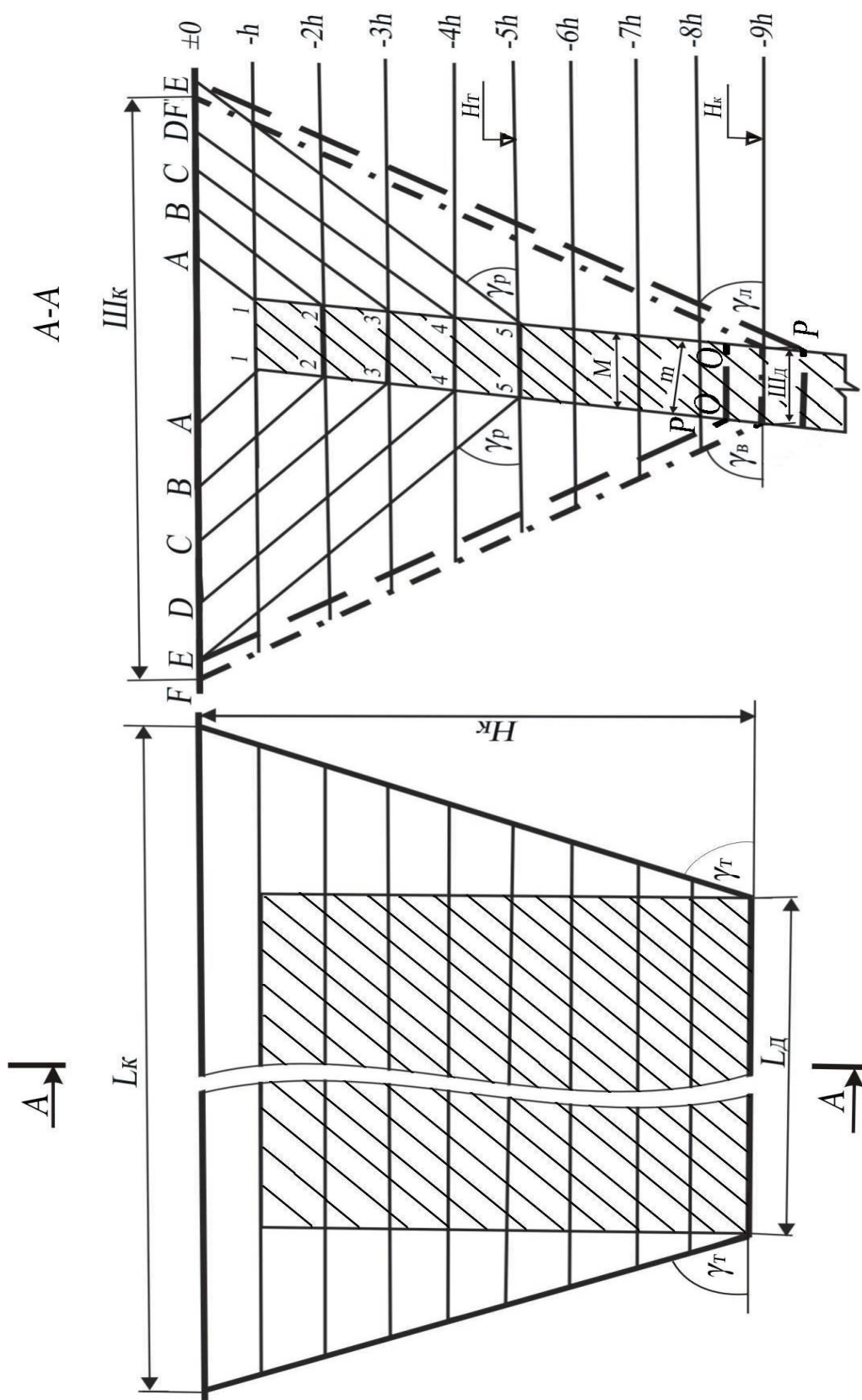
2. На геологическом разрезе наносят на залежи горизонтальные линии, вертикальное расстояние между которыми равно или кратно заданному темпу углубки карьера (h_z).

3. На каждом горизонте в точках пересечения горизонтальных линий с залежью фиксируют положения дна карьера (на рис 1.1 точки 1-1, 2-2 и т.д.).

4. 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.).

5. Длины А-А, В-В 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. 1.1 $K_r \approx K_{гр}$ на 5 горизонте).

6. Соответствующие граничному коэффициенту вскрыши точки фиксируют (на рис. 1.1 точки Е-Е) и из них под углами погашения горных работ (γ_e и γ_l) проводят линии до пересечения с кровлей и почвой залежи. В случае если пересечение наклонных



линий EP с залежью произойдет на разных горизонтах, положение дна карьера устанавливают на середине вертикального расстояния между точками P_B и P_L в точках O_B и O_L . И уже из точек O_B и O_L вновь проводят наклонные линии под углами погашения горных работ (γ_e и γ_l) до пересечения с поверхностью и определяют конечный контур карьера O_BFFO_L и его глубину.

1.3. Параметры карьера в плане

Ширина дна карьера принимается равной горизонтальной мощности залежи, но не менее 30 м (если $Ш_0 < 30$ м, то $Ш_0$ принимаем равным 30 м):

$$Ш_0 = M = m / \sin \alpha_3 \geq 30, \quad (2.1)$$

где $Ш_0$ – ширина дна карьера, м; M, 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

$$Ш_k = Ш_0 + H_k (ctg \gamma_e + ctg \gamma_l), \quad (2.2)$$

где $Ш_k$ – ширина карьера по поверхности, м; H_k – проектная глубина карьера, м; γ_l, γ_e – соответственно углы откосов нерабочих бортов карьера с лежачего и висячего боков пласта, град.

Длина карьера по поверхности

$$L_k = L_0 + 2H_k ctg \gamma_m, \quad (2.3)$$

где L_k – длина карьера по поверхности, м; γ_m – угол откоса нерабочего борта в торцах карьера (в работе для упрощения $\gamma_m = \gamma_e = \gamma_l$), град.; L_0 – длина дна карьера, м.

1.4. Объемы горных пород

Объем горной массы в контурах карьера (рис. 1.2)

$$V_{zm} = V_e + V_n, \quad (2.4)$$

где $V_{зм}$, V_e , V_n соответственно объёмы горной массы, вскрышных пород и полезного ископаемого в контурах карьера, m^3 .

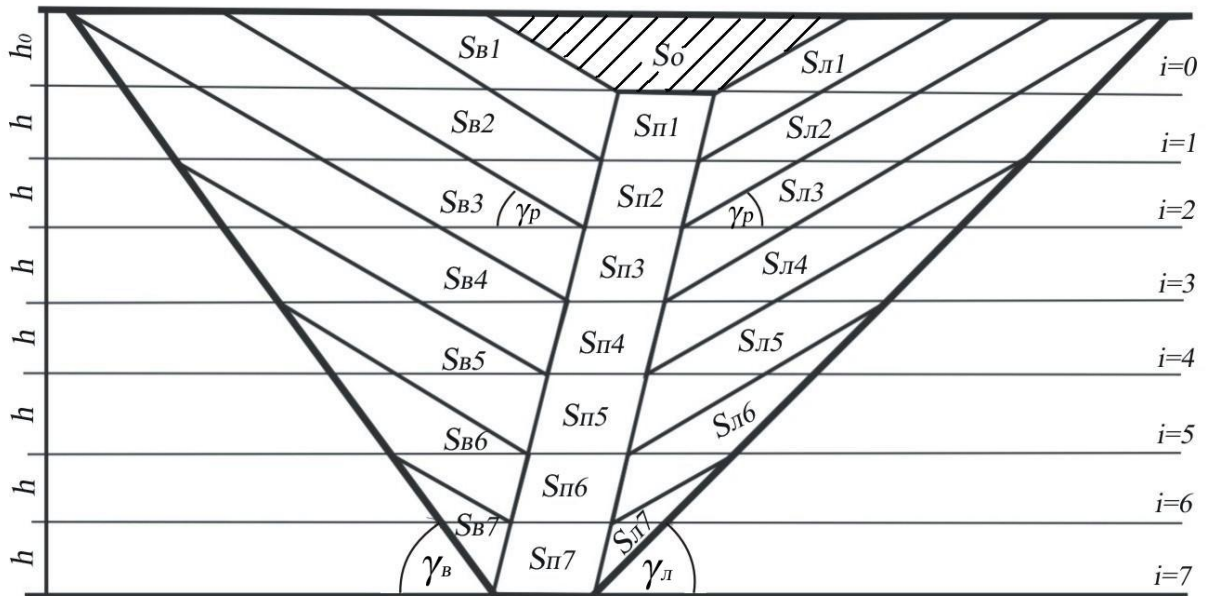


Рис. 1.2. Схема к определению объемов горных пород

$$V_e = \sum_{i=1}^n V_{ei} + V_o; \quad V_n = \sum_{i=1}^n V_{ni}, \quad (2.5)$$

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

$$V_o = S_o L_o, \quad (2.6)$$

где S_o – площадь первоначального объема пород, m^2 ; L_o – средняя длина нулевого уступа, м.

$$S_o = h_o (h_o \operatorname{ctg} \gamma_p + M) \quad (2.7)$$

$$L_o = L_k - h_o \operatorname{ctg} \gamma_m, \quad (2.8)$$

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

$$V_{ni} = S_{ni} L_{ni}; \quad V_{ei} = (S_{ei} + S_{li}) L_i, \quad (2.9)$$

где S_{ni} – площадь полезного ископаемого на i -м горизонте, m^2 ; S_{ei} , S_{li} – соответственно площадь вскрышных пород со стороны вися-

чего и лежачего боков пласта, m^2 ; L_{ni}, L_i – средняя длина соответственно добычного и вскрышного уступов на i -м горизонте.

$$\begin{aligned} L_{ni} &= L_o; & L_1 &= L_o - [h_o \operatorname{ctg} \gamma_T + h \operatorname{ctg} \gamma_T], \\ L_i &= L_{i-1} - 2h \operatorname{ctg} \gamma_T \end{aligned} \quad (2.10)$$

где i – порядковый номер уступа; h – высота i -го уступа, либо задается преподавателем, либо обосновывается студентом в разделе № 3 по заданной марке экскаватора, м. L_i может измеряться на продольном сечении карьера.

$$S_{ni} = Mh. \quad (2.11)$$

Величины площадей S_{ei} и S_{li} определяют графическим способом (путем их измерения на соответствующих профилях

Результаты расчета параметров карьера сводятся в табл. 1.1.

Объем (m^3) наносов в контурах карьера:

- для выдержанной мощности наносов в равнинном рельефе поверхности месторождения

$$V_n = H_n L_o [\text{Ш}_k - 0,5 H_n (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_s)]; \quad (2.12)$$

- для сложных условий залегания наносов

$$V_n = L_o S_n; \quad (2.13)$$

где V_n – объём наносов в контурах карьера, m^3 ; H_n – мощность наносов, м; L_o – средняя длина нулевого уступа, м; S_n – площадь наносов (определяется графическим способом), m^2 ; Ш_k – ширина карьера по поверхности, м.

Объем (m^3) коренных пород в контурах карьера

$$V_k = V_s - V_n, \quad (2.14)$$

где V_s – объем вскрышных пород в контурах карьера, m^3

$$V_s = \sum_{i=1}^n V_{ei} + V_o, \quad (2.15)$$

Таблица 2.1

Объемы полезного ископаемого и вскрышных пород

Номер уступа	L_{ni}	S_{ni}	V_{ni}	L_i	S_{ei}	S_{li}	$S_{ei}+S_{li}$	V_{ei}	$K_{mi} = \frac{V_{ei}}{V_{ni}\rho_n}$
0				L_0	S_0			V_0	
1	L_{∂}	S_{n1}	V_{n1}	L_1	S_{e1}	S_{l1}	$S_{e1}+S_{l1}$	V_{e1}	K_{m1}
2	L_{∂}	S_{n2}	V_{n2}	L_2	S_{e2}	S_{l2}	$S_{e2}+S_{l2}$	V_{e2}	K_{m2}
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
N_{∂}	L_{∂}	S_{nn}	V_{nn}	L_n	S_{en}	S_{ln}	$S_{en}+S_{ln}$	V_{en}	K_{mn}
Итого	$\sum_{i=1}^n V_{ni} = V_n$			$\sum_{i=1}^n V_{ei} = V_e$				$K_{cp} = \frac{V_e}{V_n\rho_n}$	

Примечание: ρ_n – плотность полезного ископаемого, т/м³; K_{mi} – текущий коэффициент вскрыши на i -м горизонте, м³/т; K_{cp} – средний коэффициент вскрыши, м³/т.

1.5. Производственная мощность и срок службы карьера

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

$$A = Mh_2 L_{\partial} \rho_n (1 - K_n), \quad (2.16)$$

где A – производственная мощность карьера, т/год; M – горизонтальная мощность залежи, м; h_2 – темп углубки карьера, м/год; ρ_n – плотность полезного ископаемого, т/м³; L_{∂} – длина дна карьера, м; K_n – коэффициент потерь ($K_n = 0,02 \div 0,1$).

Срок службы (год) карьера

$$T = T_p + T_{\partial} + T_3, \quad (2.17)$$

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

$$T_{\partial} = [V_n \rho_n - 0,5A(T_p + T_3)] / A. \quad (2.18)$$

Для распределения объемов горных пород во времени строят календарный план горных работ (рис. 1.3).

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. 1.1.

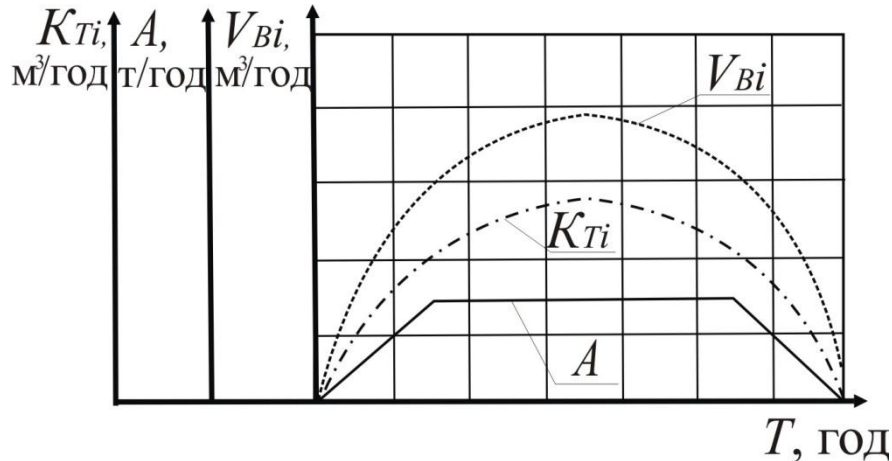


Рис. 1.3. Календарный план горных работ

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 ($V_{n \text{ год}}, \text{ м}^3/\text{год}$)

$$V_{n \text{ год}} = A / \rho_n ; \quad (2.19)$$

- вскрышных пород ($V_{в \text{ год}}, \text{ м}^3/\text{год}$)

$$V_{в \text{ год}} = AK_{m \text{ max}} ; \quad (2.20)$$

- горной массы ($V_{гм \text{ год}}, \text{ м}^3/\text{год}$)

$$V_{гм \text{ год}} = V_{в \text{ год}} + V_{n \text{ год}} ; \quad (2.21)$$

- вскрышных пород, подлежащих бурению ($V_{б \text{ год}}, \text{ м}^3/\text{год}$),

$$V_{б \text{ год}} = V_{в \text{ год}} - V_{n \text{ год}} , \quad (2.22)$$

- наносов ($V_{н \text{ год}}$) определяют путем измерения на поперечном профиле площадей по наносам на год максимального развития горных работ ($K_{m \text{ max}}$) и расчета объема работ;

$$V_{н \text{ год}} = S_n L_o / (T_p + 0,5T_э) , \quad (2.23)$$

где S_n – определённая площадь по наносам на год максимального развития, м^2 ; L_o - средняя длина нулевого уступа, м ; $K_{m \text{ max}}$ – максимальный текущий коэффициент вскрыши, $\text{ м}^3/\text{т}$.

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_k : при $A_k \leq 2$ млн m^3 – для карьеров цветной металлургии и $A_k \leq 1 \div 1,5$ млн т – для карьеров черной металлургии – 5 дней в неделю, 2 смены в сутки; при $A_k = 2 \div 5$ млн m^3 и $A_k = 1,5 \div 2,5$ 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 разрезах согласно нормам технологического проектирования рекомендуется принимать: режим добычи при работе разреза в блоке с электростанциями при использовании мощной (с производительностью выше $1000 m^3/ч$) 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. Дайте определение среднего, текущего и граничного коэффициента вскрыши.
4. Назовите факторы, определяющие ширину карьера.
5. Что отражает календарный план горных работ?
6. Как определяется срок службы карьера?

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

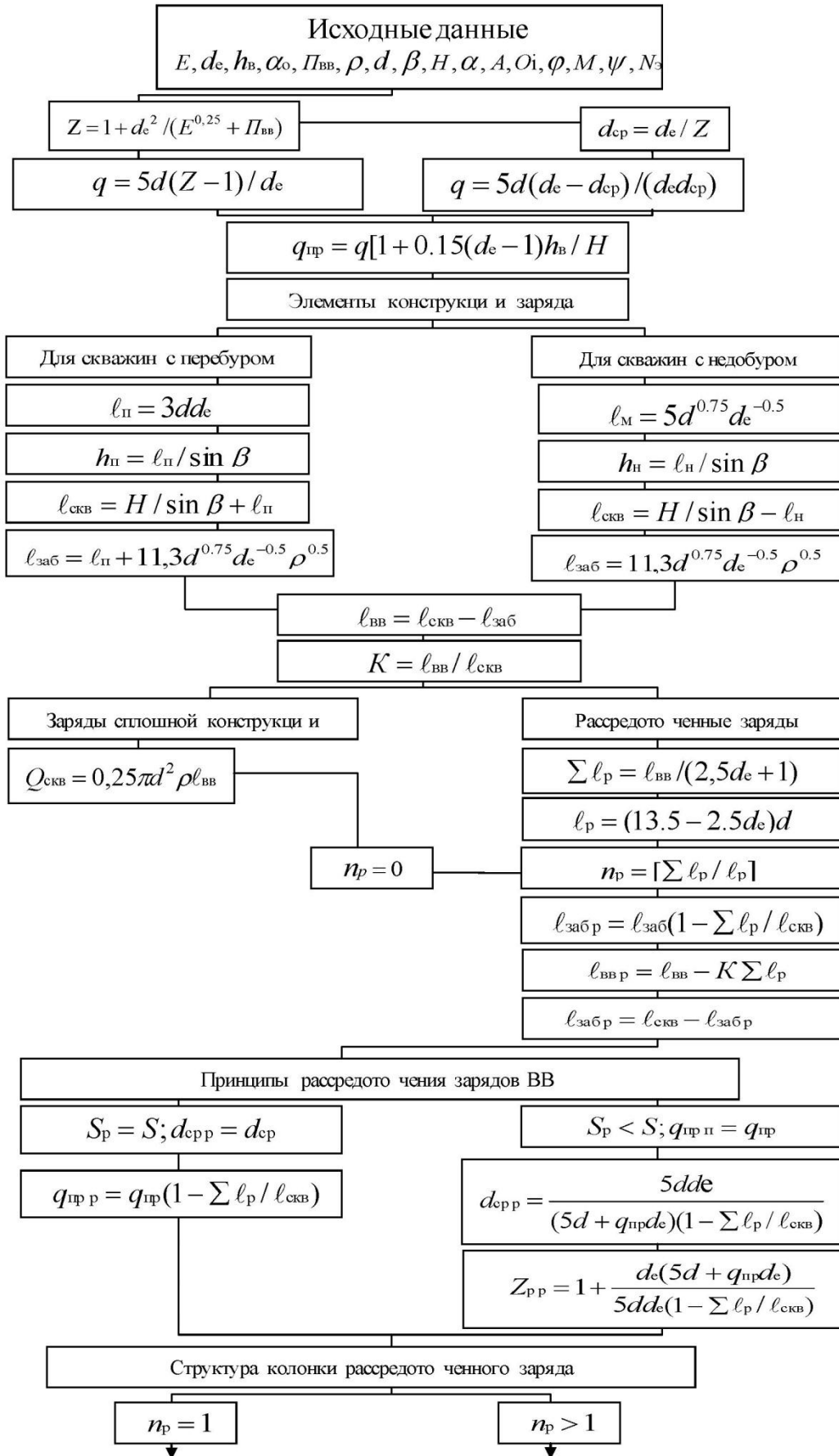
В основу методики расчета параметров буровзрывных работ положены результаты многолетних исследований ученых кафедры ОГР КузГТУ по оценке структурно-прочностных свойств пород по первичным материалам геологической разведки, комплексной оценки качества взрывной подготовки пород и влияния его на эффективность технологических процессов, разработке принципов размещения ВВ, обеспечивающих равномерное и качественное дробление взрываемого массива.

На рис. 2.1 приведен алгоритм принятия инженерных решений по обоснованию рациональных параметров БВР при транспортной технологии на основе предложенных учеными математических моделей по определению рационального качества дробления; проектного значения удельного расхода ВВ; элементов конструкции зарядов; параметров пространственного расположения зарядов, а на рис. 2.2 – продолжение алгоритма, поясняющего порядок определения параметров развала с учетом технологических ограничений. При выполнении расчетов студентам рекомендуется регулярно сверять свои действия с приведенным алгоритмом.

В последующем при необходимости расчета параметров буровзрывных работ для условий бестранспортной технологии ведения вскрышных работ студентам рекомендуется обращаться к изданиям [4, 5, 21, 22] 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.



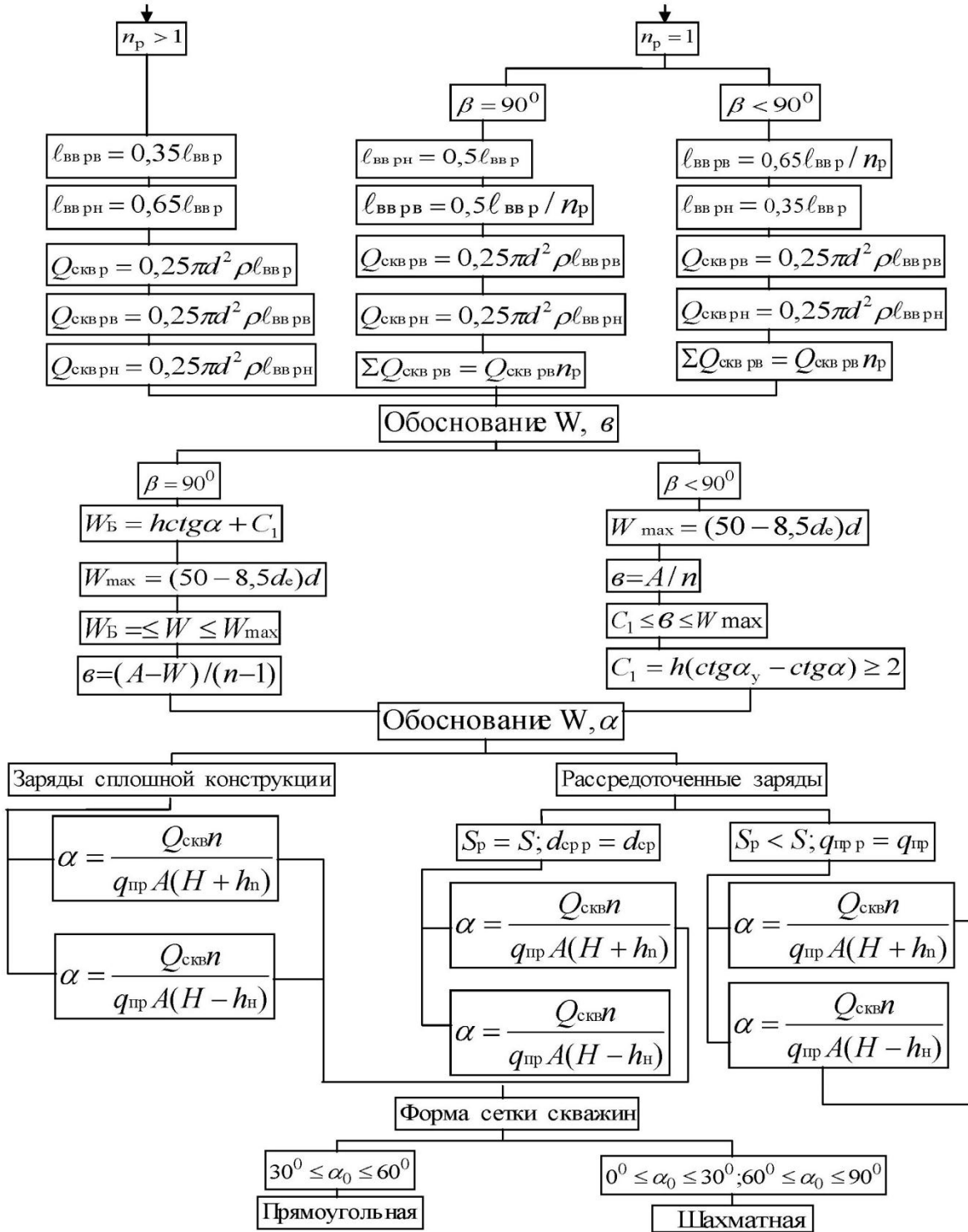


Рис. 3.1. Алгоритм решения задачи по обоснованию рациональных параметров БВР при транспортной технологии

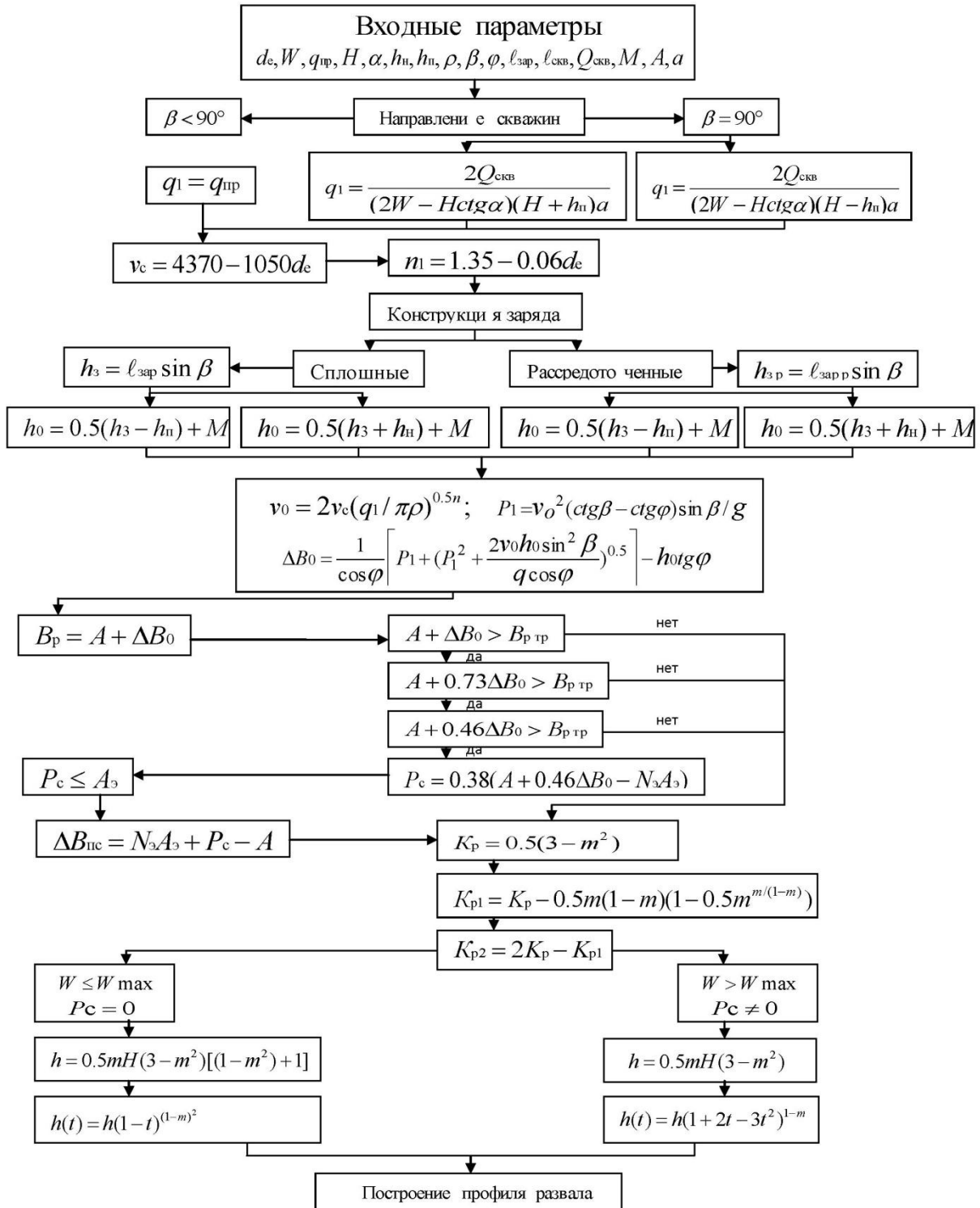


Рис. 3.2. Алгоритм расчета параметров развала при транспортной технологии

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:

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

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

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

3.3. Выбор взрывчатых материалов

К взрывчатым материалам (ВМ) 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.

Выбранное ВВ должно быть разрешено Ростехнадзором к применению на открытых горных работах согласно «Перечню взрывчатых материалов ...» [1, 30] (табл. 3.4).

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; Гранэммит 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

Продолжение табл. 3.4

Условия размещения ВВ	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Способ приготовления ВВ	
		заводского изготовления	на прикарьерных пунктах и передвижных установках
Обводненные скважины	до 120	Гранулит АС-8В. Гранмониты 50/50, 30/70*. Гранмонит 6ЖВ в полиэтиленовых рукавах. Гранулотол А	Акватолы Т-10МС, НС. Ифзаниты Т-60 и Т-80. Порэмниты 4М и П-5А. Сибириты 1000 и 1200. Эмульсолит А-20. Карботол 10-В
	более 120	Гранмониты 50/50 и 30/70*. Гранулотол А. Алюмотол	Акватол 10-МС. Ифзаниты Т-60 и Т-80. Карботол 10-В

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

Сравнение действия различных ВВ производят по переводному коэффициенту:

$$K_{\text{ев}} = A_{\text{ев}^*} / A_{\text{ев}}, \quad (3.2)$$

где $A_{\text{ев}^*}$, $A_{\text{ев}}$ – идеальная работа взрыва соответственно эталонного (аммонит № 6 ЖВ или гранмонит 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 и Эдилин.

Характеристика СИ, допущенных к применению «Перечнем взрывчатых материалов ...» [1, 7] приведена в табл. 3.6.

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	$\Pi_{\text{вв}}$	Тип ВВ	$K_{\text{вв}}$	$\rho_{\text{вв}}$, кг/м ³	$\Pi_{\text{вв}}$
Акватор –Т-20Г	1,2	1350		Гранулит МГ-10	1,03	950	
Алюмотол	0,83	1000		Гранулит А6	1,14	900	
<i>Аммонит бЖВ 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 бЖВ 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>Изданит</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>	Порэммит 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», ФГУП «Бийский олеумный завод», ЗАО «Нитро-Сибирь-Кузбасс») или в смесительно-зарядных машинах, непосредственно на месте производства взрывных работ

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 – водостойчивая 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

Промежуточные детонаторы (шашки)		
Наименование изделия	Масса, г	Назначение и условия применения
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

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

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 ($d_{\text{ср}}$, м); E – вместимость ковша экскаватора, м³; $P_{\text{вв}}$ – показатель относительной эффективности ВВ, численно равный

$$P_{\text{вв}} = K_{\text{вв}} C_{\text{вв}} / C_{\text{эт}}, \quad (3.4)$$

где $K_{\text{вв}}$ – переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов (см. формулу 3.2); $C_{\text{эт}}$, $C_{\text{вв}}$ – стоимость соответственно эталонного и рассматриваемого ВВ, р. Значение $P_{\text{вв}}$ – для конкретного ВВ приведено 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/м³) определяют с учетом обводненности пород:

$$q_{np} = K_e q, \quad (3.6)$$

где q_{np} – проектный удельный расход ВВ, кг/м³; K_B – коэффициент, учитывающий обводненность взрываеваемого массива.

$$K_e = 1 + 0,15(d_e - 1)h_e / h, \quad (3.7)$$

где h_e – 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 ($l_{скв}$), величину перебура (l_n) или недобура (l_n), конструкцию заряда, длину забойки ($l_{заб}$) и заряда ВВ ($l_{ев}$), массу заряда ВВ в скважине ($Q_{скв}$), расстояние между скважинами (a) и рядами скважин (b), линию сопротивления по подошве уступа (W) и число рядов (n) скважин в заходке (рис. 2.3).

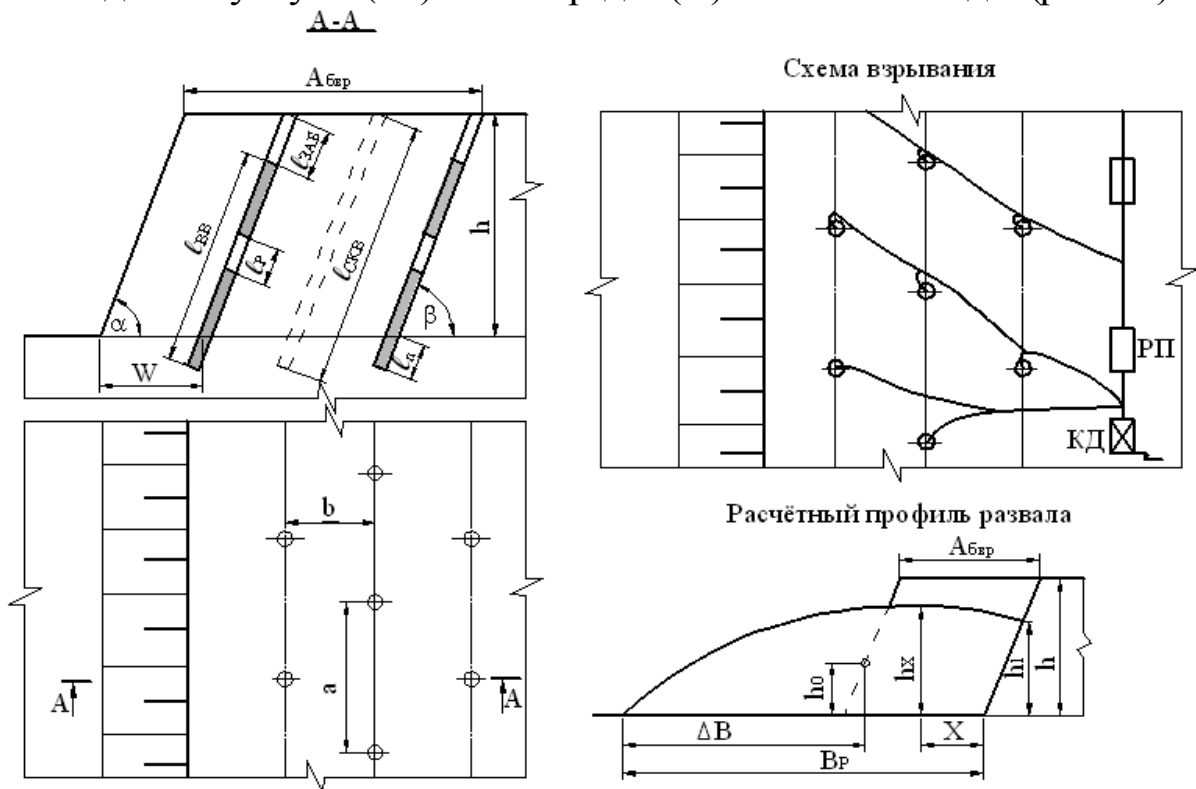


Рис. 3.3. Параметры расположения скважинных зарядов

Взрывание горных пород на открытых горных работах производят сплошными однородными и комбинированными скважинными зарядами, а также рассредоточенными зарядами. В со-

став 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 водоустойчивыми ВВ, а сухая часть – неводоустойчивыми ВВ (рис. 3.4 б), что позволяет снизить затраты на буровзрывные работы.

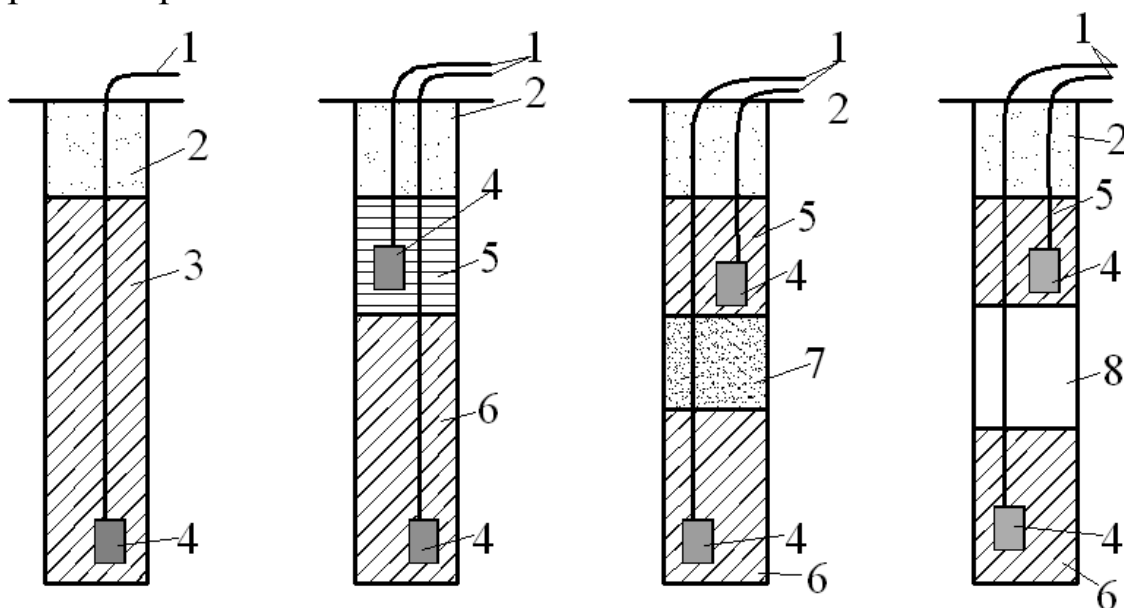


Рис. 3.4. Конструкции скважинных зарядов:
 а – сплошной; б – сплошной комбинированный;
 в, г – рассредоточенный; 1 – ДШ или СИНВ (ДБИ-1), 2 – забойка,
 3 – заряд, 4 – промежуточный детонатор, 5 – верхняя часть
 заряда ВВ, 6 – нижняя часть заряда ВВ, 7 – инертный материал,
 8 – воздушный промежуток

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

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:

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

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

$$l_n = 3d \cdot d_e. \quad (3.9)$$

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 категории по блочности $\beta = 75^\circ$.

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

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

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

$$\sum l_p = l_{\text{вв}} / (2,5d_e + 1), \text{ м.} \quad (3.14)$$

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:

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

Для *рассредоточенных зарядов* длина забойки и колонки заряда ВВ составляют

$$l_{заб.p} = l_{заб} \left(1 - \sum l_p^* / l_{скв}\right); \quad (3.17)$$

$$l_{вв.p} = l_{скв} - l_{заб.p} - \sum l_p^*, \text{ м}, \quad (3.18)$$

* если $n_p = 1$, то $\sum l_p = l_p$.

где $l_{заб.p}$ – длина забойки рассредоточенного заряда, м; $l_{вв.p}$ – длина колонки рассредоточенного заряда ВВ, м.

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

$$l_{вв.pв} = 0,35l_{вв.p}; \quad l_{вв.pн} = 0,65l_{вв.p}, \quad (3.19)$$

где $l_{вв.pв}$, $l_{вв.pн}$ – длина соответственно верхней и нижней колонки заряда ВВ, м.

В этом случае масса рассредоточенного заряда ВВ в скважине составит

$$Q_{скв.p} = 0,25\pi d^2 \rho l_{вв.p}, \quad (3.20)$$

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

$$Q_{скв.pв} = 0,25\pi d^2 \rho l_{вв.pв}; \quad Q_{скв.pн} = 0,25\pi d^2 \rho l_{вв.pн}. \quad (3.21)$$

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

– при вертикальном расположении скважин

$$l_{вв.pн} = 0,5l_{вв.p}; \quad (3.22)$$

– при наклонном расположении скважин

$$l_{вв.pн} = 0,35l_{вв.p}, \quad (3.23)$$

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 $q_{цр}$. При применении зарядов с воздушными промежутками правомерны два случая.

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

$$S = S_p, d_{ср.p} = d_{ср}, \quad (3.24)$$

где S, S_p – площадь сетки расположения скважин соответственно при зарядах сплошной конструкции и рассредоточенных; $d_{cp}, d_{cp p}$ – качество дробления пород соответственно при зарядах сплошной конструкции и рассредоточенных, то достигается снижение проектного удельного расхода ВВ, величина которого в этом случае ($q_{np p}$) устанавливается из выражения

$$q_{np p} = q_{np} \left(1 - \sum l_p l_{скв}^{-1}\right). \quad (3.25)$$

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.

$$S > S_p, q_{np p} = q_{np}, \quad (3.26)$$

то достигается улучшение качества дробления пород, которое определяется из выражений

$$d_{cp p} = 5dd_e \left[(5 + qd_e) \left(1 - \sum l_p l_{скв}^{-1}\right) \right]^{-1} \quad (3.27)$$

или

$$Z_{p p} = 1 + d_e (5d + q_{np} d_e) \left[5dd_e \left(1 - \sum l_p l_{скв}^{-1}\right) \right]^{-1}. \quad (3.28)$$

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

При вертикальном расположении скважин линия наименьшего сопротивления по подошве уступа принимается с учетом безопасного бурения скважин первого ряда и качественной проработки подошвы уступа

$$W_0 \leq W \leq W_{max}, \quad (3.29)$$

где W_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;

$$W_0 = h \operatorname{ctg} \alpha + C_1 \quad (3.30)$$

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

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

$$W_{\delta} \leq W = v \leq W_{\max}, \quad (3.33)$$

где v – расстояние между рядами скважин, м.

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

Расстояние между рядами скважин в буровой заходке, м:

– при вертикальном расположении скважин

$$b = (A_{\delta_{вп}} - W) / n - 1; \quad (3.35)$$

– при наклонном расположении скважин

$$b = A_{\delta_{вп}} / n, \quad C_1 \leq b \leq W_{\max}, \quad (3.36)$$

где $A_{\delta_{вп}}$ – ширина буровзрывной заходки, м.

На практике обычно принимают

$$A_{\delta_{вп}} \approx A_3 = (1,5 \div 1,7)R_{ч}, \quad (3.37)$$

где A_3 – ширина экскаваторной заходки, м; $R_{ч}$ – 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:

$$\alpha = Q_{скв} n [A_{\delta_{вп}} q_{нр} (H + h_n)]^{-1}, \quad (3.38)$$

где h_n – высота перебура, м.

$$h_n = l_n \sin \beta. \quad (3.39)$$

Расстояние между скважинами в ряду при рассредоточенных зарядах

- при $S = S_p, d_{срп} = d_{ср},$

$$\alpha = Q_{сквп} n [A_{\delta_{вп}} q_{нрп} (H + h_n)]^{-1}; \quad (3.40)$$

- при $S > S_p, q_{нрп} = q_{нр},$

$$\alpha = Q_{сквп} n [A_{\delta_{вп}} q_{нр} (H + h_n)]^{-1} \quad (3.41)$$

Число рядов скважин n и расстояние между ними v определяется подбором из выражений 2.28-2.40 с учетом того, что n должно быть числом целым и $\alpha \geq v$.

Форму сетки скважин устанавливают с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа (α_0 , град). Если $30 \leq \alpha_0 \leq 60$, 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 [4, 5 и 21].

2.6. Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления

При многорядном (два и более рядов) взрывании скважин на угольных разрезах нашли практическое применение (рис. 3.5) порядная, диагональная, поперечная и врубовые схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ), которые принято считать базовыми.

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.

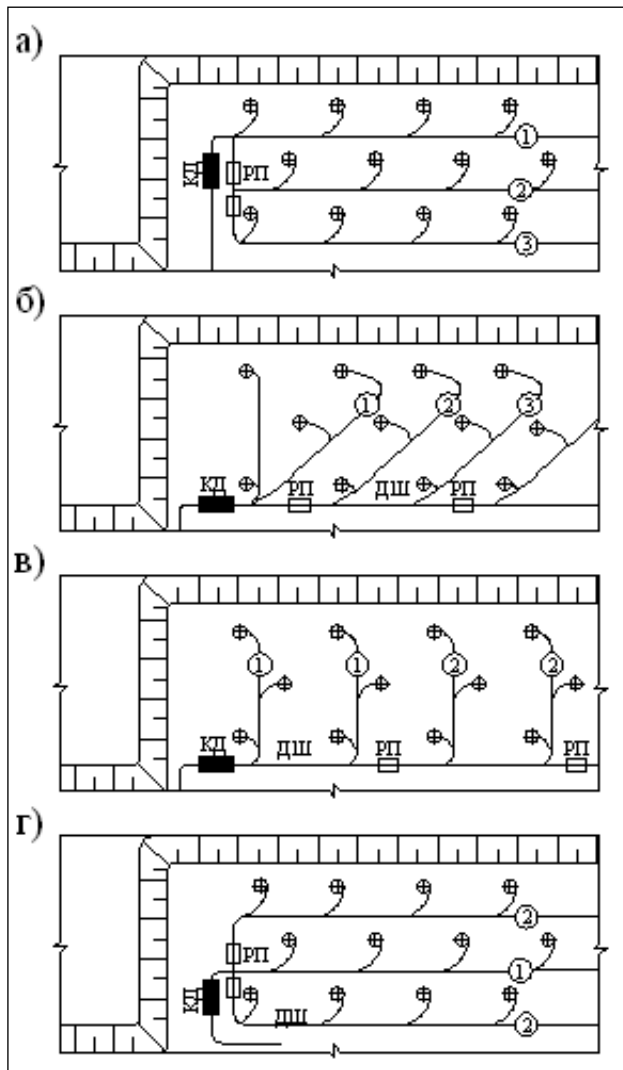


Рис. 2.5. Схемы КЗВ:

а –порядная;

б – диагональная;

в – поперечная;

г – врубовая

Порядную схему КЗВ применяют, как правило, для бес-транспортной 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 – $70 \div 80$ мс;

средне- и крупноблочных – 40÷50 мс; весьма и исключительно крупноблочных – 30÷35 мс [4].

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.

Проектную ширину развала взорванной породы (B_p , м) (рис. 3.6) определяют как:

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

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

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

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

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

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.

$$h_0 = 0,5(h_3 - h_n) + M, \quad (3.44)$$

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

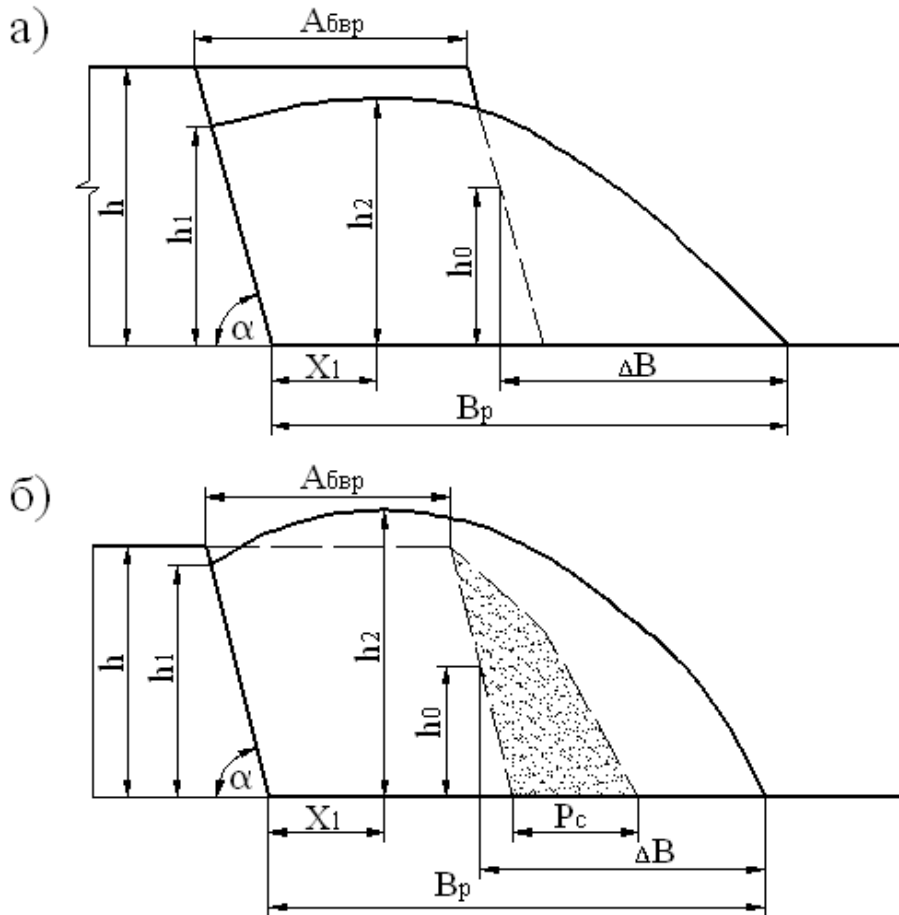


Рис. 3.6. Схемы к построению профиля развала:
 а – при транспортной системе разработки;
 б – при взрывании на подпорную стенку

$$h_3 = l_{es} \sin \beta; h_n = l_n \sin \beta \quad (3.45)$$

$$\mathcal{G}_0 = 2\mathcal{G}_c [q_1 (\pi \rho_{es})^{-1}]^{0,5n_1}, \quad (3.46)$$

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.

$$\mathcal{G}_c = 4370 - 1050d_e; n_1 = 1,35 - 0,06d_e; q_1 = \eta q_{np}, \quad (3.47)$$

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 $\psi = 45$ град дальность взрывного перемещения породы (м) составит:

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

а при поперечной схеме КЗВ и $\psi = 90$ град –

$$\Delta B_n = 0,46 \Delta B_0. \quad (3.50)$$

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

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

где P_c – ширина подпорной стенки по низу, м.

Тогда значения ΔB_{nc} определяется из условия:

$$A_{\delta ep} + \Delta B_{nc} = N_9 A + P_c, \quad (3.52)$$

или

$$A_{\delta ep} + 0,46 B_0 - 1,6 P_c = N_9 A_9 + P_c, \quad (3.53)$$

где N_9 – число проходов экскаватора по развалу, шт.; A_9 – ширина экскаваторной заходки, м.

Тогда величина подпорной стенки определится по выражению:

$$P_c = 0,38(A_{\delta ep} + 0,46 \Delta B_0 - N_9 A). \quad (3.54)$$

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

– высота развала по линии последнего ряда скважин, м

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

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

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

$$m_1 = A_{\delta ep} / B_p.$$

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

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

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

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)

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

Качество дробления:

– средний диаметр куска взорванной горной массы, м

$$d_{cp} = 5d d_e(5d + q_{np}d_e)^{-1}; \quad (3.61)$$

– выход негабаритной массы по ковшу экскаватора, %

$$\varphi(x_n) = 100e^y, \quad (3.62)$$

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

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

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 [25].

2.8. Определение размеров опасных зон

Расчет размеров опасных зон и допустимой величины массы одновременно взрывающегося заряда производят в соответствии с требованиями ПБ 13-407-01 «ЕПБ при взрывных работах» [6]. Определяют радиусы следующих опасных зон: сейсмического действия взрыва; действия ударной воздушной волны (УВВ); разлета кусков породы при взрыве.

2.8.1. Расчет расстояний, опасных по разлету кусков породы

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

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

где η_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; $\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой; $\sigma_{сж}$ – 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 ($l_{вз}$) к глубине пробуренной скважины ($l_{скв}$): $\eta_3 = l_{вз} l_{скв}^{-1}$.

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

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

При $\eta_{заб} = 1$ выражение 2.71 приобретает а также в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $\tau_{раз}$ в направлении вниз по косоугору должны быть увеличены и определяются согласно требованиям раздела VIII ПБ 13-407-01 [6].

Расчетное значение $\tau_{раз}$ 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 $\tau_{раз}$ с минимально допустимыми радиусами опасных зон для людей в соответствии с требованиями таблиц 5 (табл. 3.11) и 6 Приложения 1 ПБ 13-407-01 [6].

3.8.2. Расчет радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны

Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны при взрыве (τ_b , м) для зданий и сооружений определяются, как

$$\tau_b \geq K_g Q_c^{1/3} \leq [\tau_c], \quad (3.65)$$

где K_g – коэффициент пропорциональности, значения которого зависят от массы мгновенно взрывающегося заряда, а также степени допустимых повреждений зданий (сооружений); Q_c – общая масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ, кг.

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

$$Q_c = N Q_{скв}, \quad (3.66)$$

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

$$N \leq [\tau_c]^3 (K_g^3 Q_{скв})^{-1}. \quad (3.67)$$

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 скважин. 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:

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

где K_z – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта (табл. 2.9); 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

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

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

По результатам расчета $\tau_{раз}$, τ_c и τ_e 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 «ЕПБ при взрывных работах» [6](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

Кроме изложенной методики расчета радиусов опасных зон по ЕПБ при взрывных работах [6], размеры сейсмически опасной зоны могут быть также определены по рекомендациям лаборатории сейсмики Магнитогорского государственного горно-металлургического университета [27], на основании экспериментальных исследований или рекомендаций специализированных организаций, в частности новационной фирмы «КУЗБАСС-НИИОГР».

За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из рассчитанных по ударной воздушной волне и разлету кусков породы. Массовые взрывы зарядов ВВ на карьерах необходимо производить в соответствии с требованиями ПБ 13-407-01 «ЕПБ при взрывных работах» [6] и «Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности» [8].

Массовые взрывы выполняют по проектам, разрабатываемым на основании проекта открытой разработки месторождения полезных ископаемых и Типового проекта массовых взрывов. 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.

Более подробно с составлением Проекта массового взрыва и организацией безопасного проведения взрывов студенты знакомятся при изучении дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ».

3.9. Расчет производительности буровых станков и их количества

Сменная производительность бурового станка, м:

$$Q_{смб} = [T_{см} - (T_{пз} + T_p)](t_o + t_e)^{-1}, \quad (3.69)$$

где $T_{см}$, $T_{пз}$, T_p – соответственно продолжительность смены ($T_{см} = 8$), подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в течение смены, ч; t_o – основное время на бурение 1 погонного метра скважины, ч; t_e – 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:

$$t_o = 1 / \mathcal{G}_б, \quad (3.70)$$

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

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

зультате потери рабочего времени у станков составляют в целом до 35%. Поэтому с учетом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования буровых станков на карьерах составляет $0,35 \div 0,4$ до $0,55 \div 0,6$, а годовая производительность станка может быть определена по выражению

$$Q_{\bar{b} \text{ год}} = T_{\text{см}} n_{\text{см}} n_{\text{год}} K_{\text{уб}} (t_o + t_g)^{-1}, \quad (3.71)$$

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

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

– по коренным породам

$$N_{\bar{b} \text{кп}} = V_{\bar{b} \text{к год}} / Q_{\bar{b} \text{ год}}; \quad (3.72)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{\bar{b} \text{нп}} = V_{\bar{b} \text{н}} / Q_{\bar{b} \text{ год}}, \quad (3.73)$$

где $V_{\bar{b} \text{к}}, V_{\bar{b} \text{н}}$ – соответственно годовые объемы бурения по вскрышным коренным породам и полезному ископаемому, м/год.

$$V_{\bar{b} \text{к}} = V_{\text{к}} / \eta_{\text{к}}; \quad V_{\bar{b} \text{н}} = A_{\text{н}} / \rho_{\text{н}} \eta_{\text{н}}, \quad (3.74)$$

где $V_{\text{к}}, A_{\text{н}}$ – соответственно годовые объемы коренных пород и производственная мощность по полезному ископаемому (см. исходные данные), м³/год и т/год; $\rho_{\text{н}}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³; $\eta_{\text{к}}, \eta_{\text{н}}$ – соответственно выход горной массы с 1-го метра скважины по коренным породам и полезному ископаемому, м³.

$$\eta_{\text{к}} = abh / l_{\text{скв}}; \quad \eta_{\text{н}} = a_n b_n h_n / l_{\text{скв.н}}, \quad (3.75)$$

где $a, b, h, l_{\text{скв}}$ и $a_n, b_n, h_n, l_{\text{скв.н}}$ – 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.:

$$N_{\bar{b} \text{к}} = N_{\bar{b} \text{кп}} f_{\bar{b}}; \quad N_{\bar{b} \text{н}} = N_{\bar{b} \text{нп}} f_{\bar{b}}, \quad (3.76)$$

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

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 «качеству» подготовки пород взрывом.
7. С учетом каких факторов определяются параметры опасных зон?
8. Назовите состав проекта на массовый взрыв.
9. Как определяется производительность 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.

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_c) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус черпания на горизонте установки экскаватора (R_{cy}) – максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора.

Высота черпания (H_c) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус разгрузки (R_p) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки.

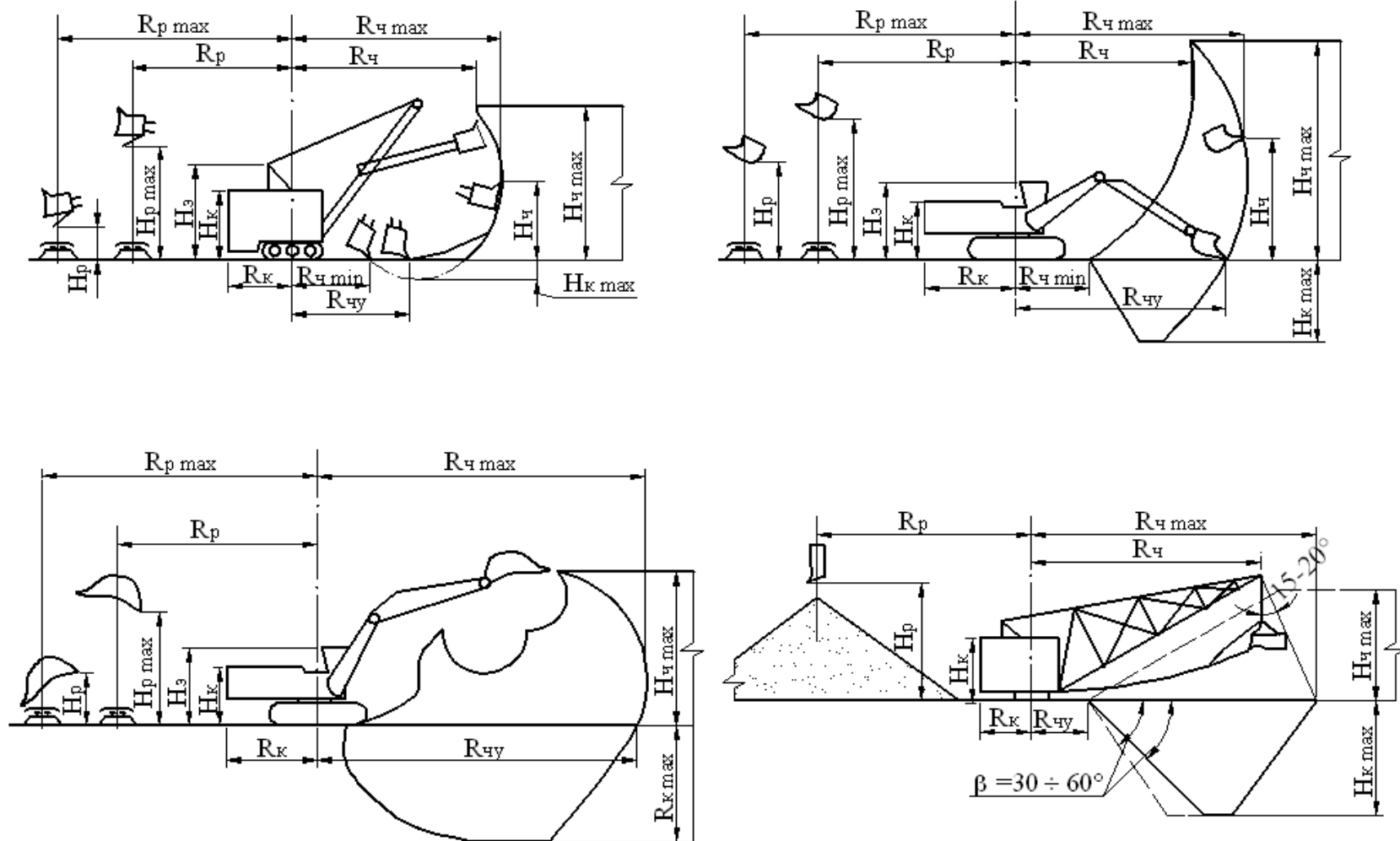


Рис. 4.1. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов: а – прямая мехлопата; б – прямая гидравлическая лопата; в – обратная гидравлическая лопата; г – драглайн

Параметры одноковшовых экскаваторов

Показатели	Модель					
	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А-УС	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-10
Вместимость ковша, м ³	4,6-6,3	4,6	8	6,3	4	10-12,5
Наибольший радиус черпания на гори - зонте установки экскаватора R _{чy} , м	9,04	10,5	12,2	13,5	14,49	12,6
Радиус черпания R _{чmax} , м	14,5	15,5	18,4	19,8	23,7	18,4
Высота черпания H _{чmax} , м	10,3	12,9	13,5	17,1	22,2	13,5
Радиус разгрузки R _{pmax} , м	12,65	13,7	16,3	17,9	22,1	16,3
Высота разгрузки H _{pmax} , м	6,7	9,0	8,6	12,5	17,5	8,6
Высота напорного вала H _{нв} , м	8,6		8,6	8,6	8,6	8,6
Радиус разгрузки при H _{pmax} , м	11,8		15,6	16,5	18,6	15,4
Радиус вращения кузова R _к , м	5,25	5,9	7,78	7,78	7,78	7,78
Скорость передвижения, км/ч	0,55	0,55	0,42	0,42	0,42	0,7
Масса экскаватора, т	196	211	370	380	365	395
Среднее давление на грунт, кПа	205	221				224
Паспортная продолжительность рабочего цикла t _{цп} , с, при угле поворота экскаватора 90 град	23	29	26	28	30	26

Таблица 4.1

экскаватора							
ЭКГ-5У	ЭКГ-8УС	ЭКГ-12	ЭКГ-9УС	ЭКГ-15	ЭКГ-20	РН-2800	РН-4100
5	8	12-16	9	15	16-25	35,2	55,8
14,5	13,5	14,3	16	15,6	15,2	15,85	16,94
23,7	19,8	21,0	23,5	22,6	23,4	23,9	23,8
22,2	17,6	15,0	20,0	15,8	17,9	16,15	18,06
22,1	17,9	18,5	21,5	19,5	20,9	20	20
17,5	12,6	10,0	14,8	9,9	11,5	10,32	10,44
				8,4		10,7	11,0
				19,5	18,2	20	20,0
7,78	7,78	9,3	9,3	10	10,0	9,91	9,83
0,7	0,7	1,1	1,1	0,82	0,88	1,08	1,6
386	405	655	655	672	1075	1079	1453
218	230	280	286	240	320	345	361
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*.

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 град), 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 разнородных заходов. При этом типе забоя из-за большего среднего угла поворота экскаватора к разгрузке, малой ширины заходки, частого перемещения экскаватора и транспортной полосы производительность экскаватора является низкой.

Забой-площадку применяют при разработке горных пород выемочно-транспортирующими машинами типа бульдозер 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).

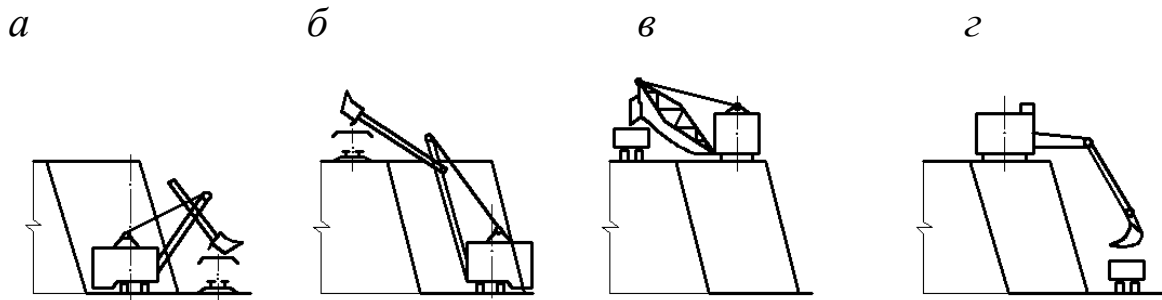


Рис. 4.2. Способы выемки и погрузки породы экскаватором

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 град к фронту работ уступа.

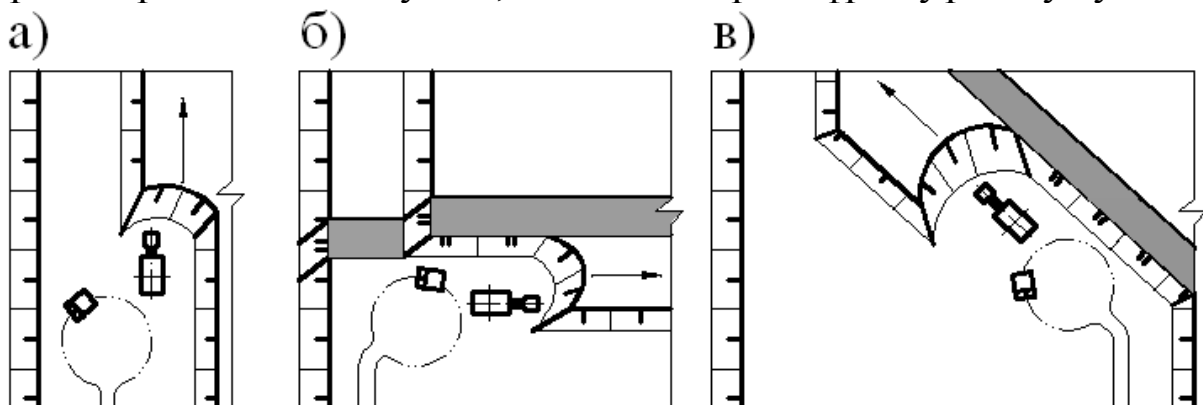


Рис. 4.3. Типы заходок по отношению к фронту работ на уступе:
а – продольная; б – поперечная; в – диагональная

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).

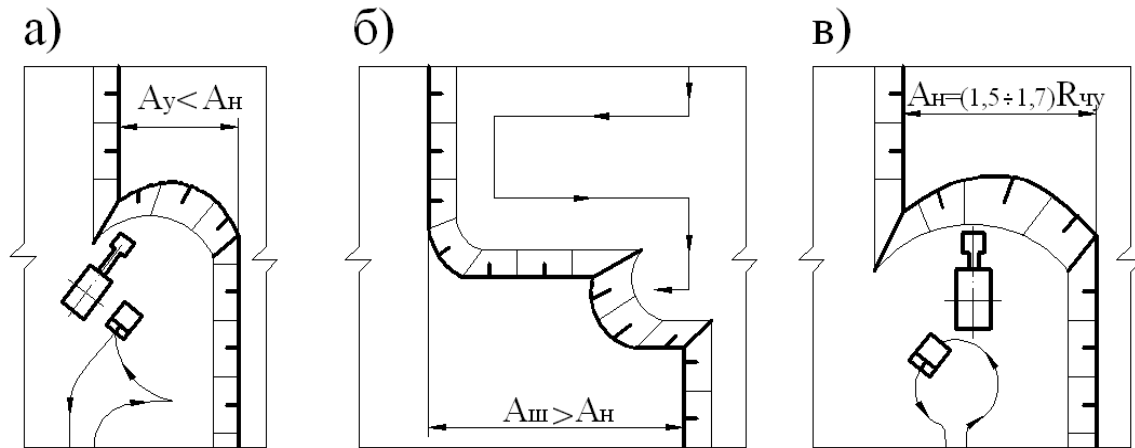


Рис. 4.4. Типы заходок в зависимости от их ширины:
а – узкая; б – широкая; в – нормальная

В нормальных заходках $A = (1,5 \div 1,7) R_{чy}$ 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 ($A_{ш} > A_n$) 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

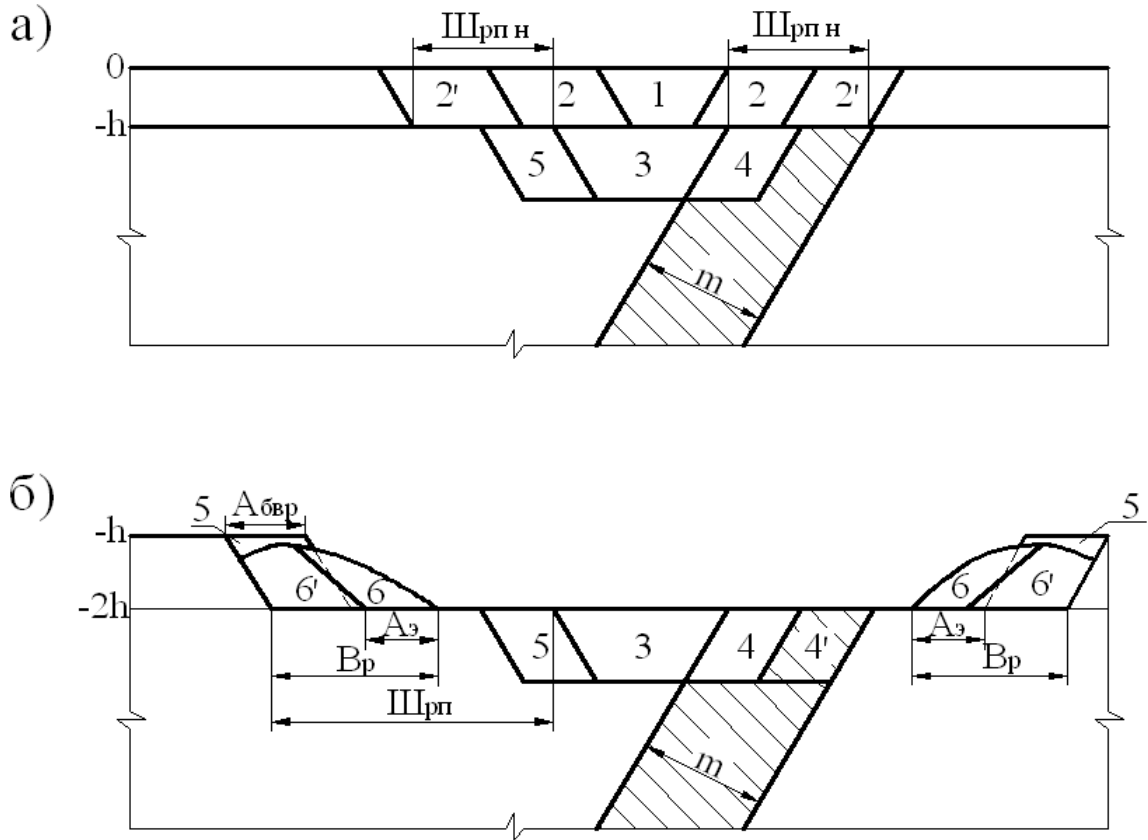


Рис. 4.5. Последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в карьере

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 и иногда с нижней погрузкой.

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 отрабатывают 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 экскаватора 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 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).

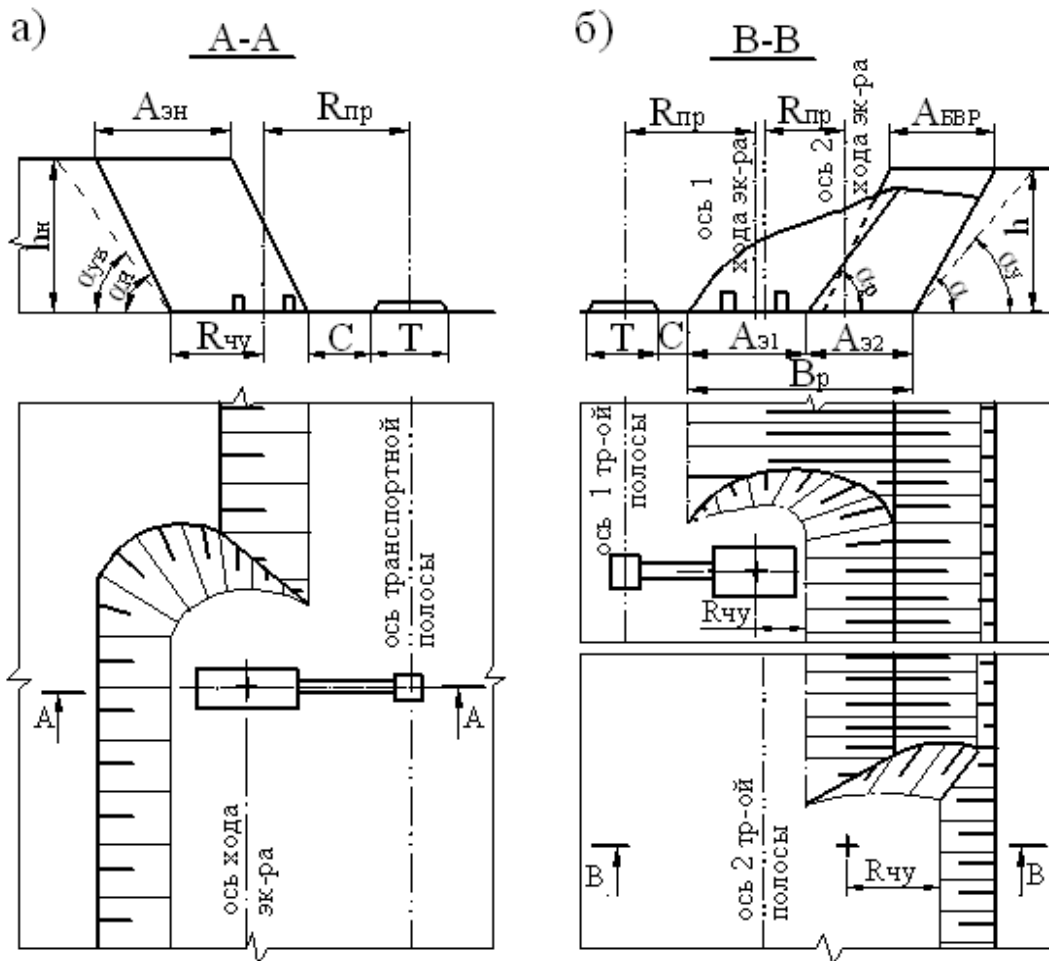


Рис. 4.6. Технологические схемы выемки мягких (а) и взорванных скальных пород (б) в боковом забое

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_n) в рыхлых отложениях (максимальная по условию предупреждения образования навесей и козырьков):

$$h_n \leq H_{ч\max}, \quad (4.1)$$

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:

$$A_{эн} = 1,5R_{ч}. \quad (4.2)$$

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:

$$\text{устойчивого } \alpha_{ну} = 45 \div 55^\circ; \text{ рабочего } \alpha_n = 60 \div 70^\circ. \quad (4.3)$$

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

$$R_{нч} = R_{ч} + hct\alpha \leq R_{ч\max} \quad (4.4)$$

где $R_{нч}$ – 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:

$$R_k + m \leq R_{пр} = A_{эн} - R_{ч} + C + \frac{T}{2} \leq R_{пр\max}, \quad (4.5)$$

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 4.15-4.16); 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 ($A_э$).

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]

$$h \leq 1,5H_{ч\max}. \quad (4.6)$$

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 2.

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

Высота забоя экскаватора по развалу, м

$$h_p \leq H_{ч\max}. \quad (4.7)$$

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

$$A_3 = (1,5 \div 1,7)R_{ч}, \quad (4.8)$$

Экскаватор в заходке устанавливают на расстоянии $R_{ч}$ 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 ($A_{ши}$), т.е. зигзагообразным ходом.

Ширина зигзагообразного хода экскаватора при железнодорожном транспорте ограничивается выражением:

$$B_3 \leq R_{p \max} - \frac{T}{2} - C - 0,7R_{cy}. \quad (4.9)$$

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

• в массиве коренных пород:

$$\text{устойчивого } \alpha_y = 60^\circ; \text{ рабочего } \alpha = 75^\circ \quad (4.10)$$

• в развале:

$$\text{устойчивого } \alpha_y = 40^\circ; \text{ рабочего } \alpha_p = 50^\circ. \quad (4.11)$$

Место установки транспорта под погрузку определяется также как в схеме (4.6.1) через разгрузочный параметр (R_{np}), который определяется по формуле (4.5).

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

$$R_{np} \geq (R_k + m) \quad (4.12)$$

Параметр по прочерпыванию забоя для второй заходки ($R_{пч}$) определяется по формуле (4.4).

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 [16].

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 по нормам технологического проектирования [26] при сквозных схемах подъезда транспорта, м:

- по наносам (рис. 4.8 а)

$$Ш_{рпн} = Z_n + П + Т + С + A_{эн}; \quad (4.15)$$

- по взорванным скальным породам (рис. 3.8 б)

$$Ш_{рп} = Z + П + Т + С + B_p, \quad (4.16)$$

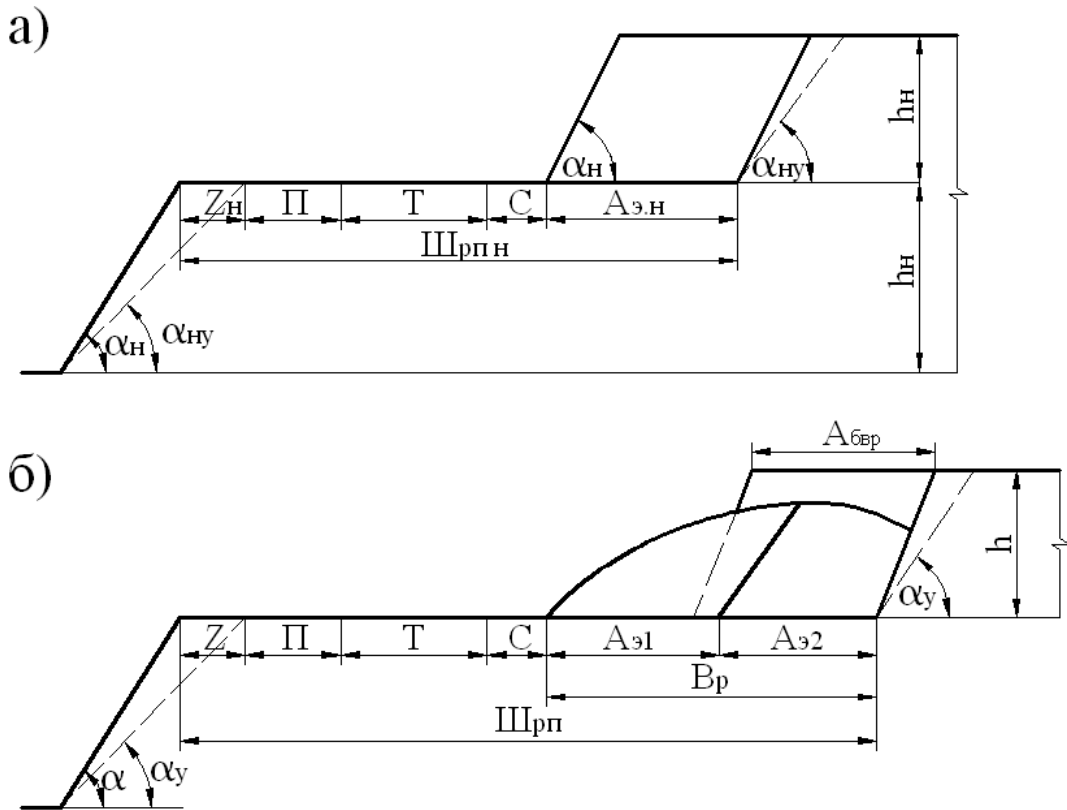


Рис. 4.8. Схема к определению ширины рабочей площадки при сквозном подъезде транспорта:
а – по наносам; б – по коренным породам

где Z_n , 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* [28] (для автотранспорта $Т = 7$; для железнодорожного транспорта $Т = 5$), м; $С$ – расстояние от нижней бровки развала (уступа) до транспортной полосы ($С = 1,0 \div 2,0$), м; B_p – ширина развала (см. разд. 2), м.

Берма безопасности:

- по наносам

$$Z_n = h_n(ctg\alpha_{ny} - ctg\alpha_n) \geq 2; \quad (4.17)$$

- по коренным породам

$$Z = h(ctg\alpha_y - ctg\alpha) \geq 2. \quad (4.18)$$

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

$$Ш_{pnn} = Z_n + П + С + A_{эн}; \quad (4.19)$$

- по взорванным породам

$$Ш_{pn} = Z + П + С + B_p. \quad (4.20)$$

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_n).

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. Схема работы мехлопаты при разработке мягких пород в траншейном забое верхним черпанием и погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Технологическая схема, приведенная на рис. 4.9 а может применяться с использованием экскаваторов типа прямая и обратная лопата с электрическим или гидравлическим приводом, автомобильным, реже конвейерным и железнодорожным видами транспорта.

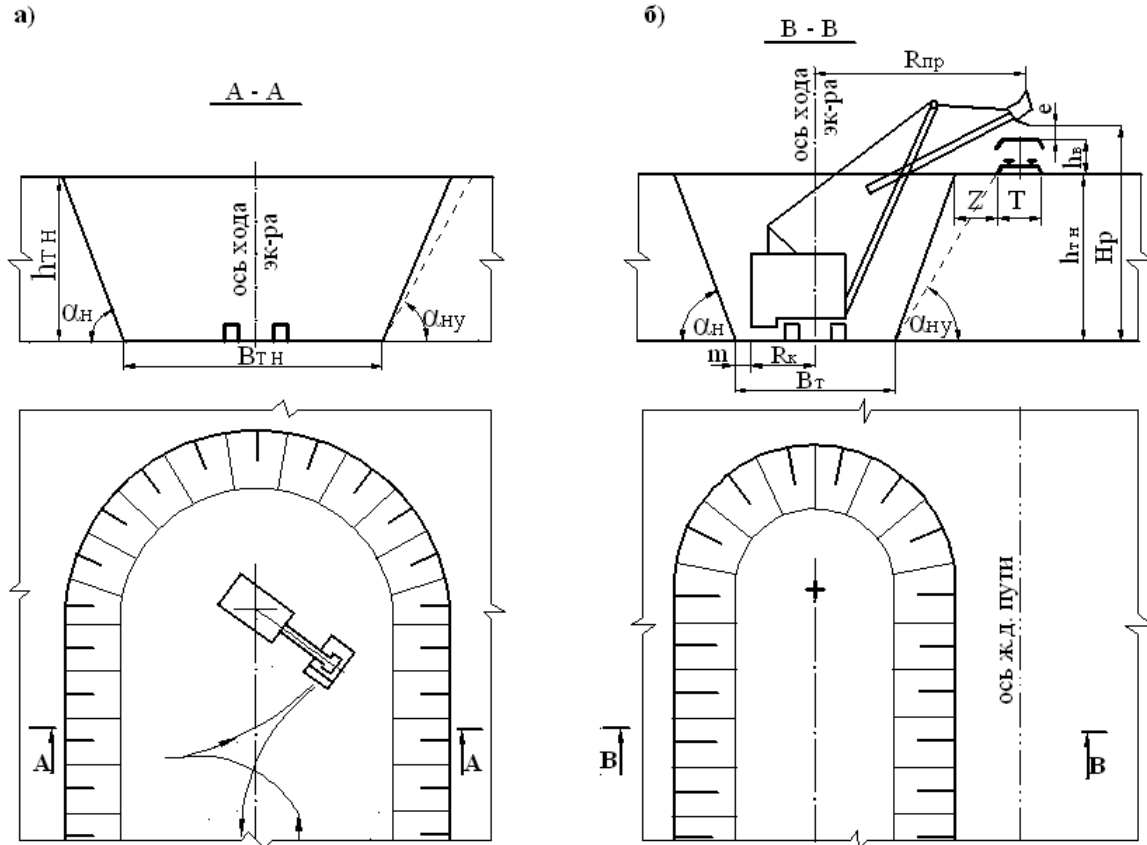


Рис. 4.9. Схемы работы мехлопаты при разработке мягких пород в траншейном забое: а – верхним черпанием и погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора; б – верхним черпанием и верхней погрузкой в средства транспорта

При проведении траншеи ее глубину определяют по формуле (4.1), а углы откоса в диапазоне (4.3). 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. 5.6.

Ширина траншеи по низу, м:

– по возможностям экскаватора

минимальная

$$B_{mn\min} = 2(R_k + m); \quad (4.21)$$

максимальная

$$B_{mn\max} = 2R_{\text{ч}}; \quad (4.22)$$

– по условиям разворота автотранспорта:

– при кольцевой (петлевой) схеме подачи автосамосвалов

$$B_{mn\text{петл}} = 2(R_a + 0,5b_a + m); \quad (4.23)$$

– при тупиковой схеме подачи автосамосвалов

$$B_{mn\text{туп}} = R_a + 0,5b_a + 0,5l_a + 2m, \quad (4.24)$$

где R_k – 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_a – радиус поворота автосамосвала (см. разд. 5), м; b_a – ширина автосамосвала, м; l_a – длина автосамосвала, м (см. табл. 5.7).

Ширину траншеи обычно принимают минимальной по требованию автотранспорта и возможностям экскаватора.

При необходимости ширина траншеи может быть увеличена. В этом случае экскаватор передвигается зигзагообразно или траншею проводят короткими поперечными заходками.

4.8.2. Схемы работы мехлопаты при разработке взорванных горных пород в траншейном забое верхним черпанием

Проведение траншеи по коренным взорванным породам может осуществляться любым типом одноковшовых экскаваторов в комплексе с любым транспортом. При применении железнодорожного 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.

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

$$H_{ч\max} \geq h_{рм}, \quad (4.25)$$

где $h_{рм}$ – 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 $h_{рм} = k_p h$, 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) определяют по выражениям 4.9. Как правило, разрезную траншею по коренным породам проводят на контакте с залежью полезного ископаемого, поэтому угол второго откоса борта траншеи будет равен углу падения залежи (α_n). 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. 4.10) следует определить параметры траншеи аналогично подходам, изложенным в п. 4.6 (выражения 4.21-4.24), а также сделать проверку по формуле 4.27.

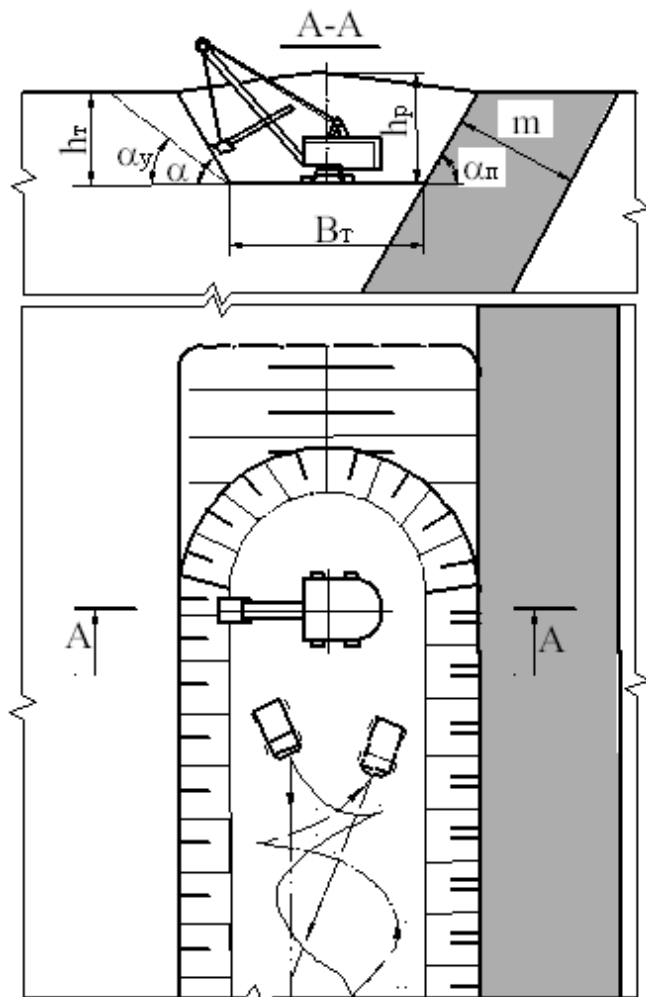


Рис. 4.10. Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород в траншейном забое при погрузке на уровне стояния экскаватора

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 разубоживанию добываемого полезного ископаемого увеличиваются

$$R_{nc} = R_k + m + hctg\alpha_n \leq R_{cmax}. \quad (4.26)$$

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. 4.11).

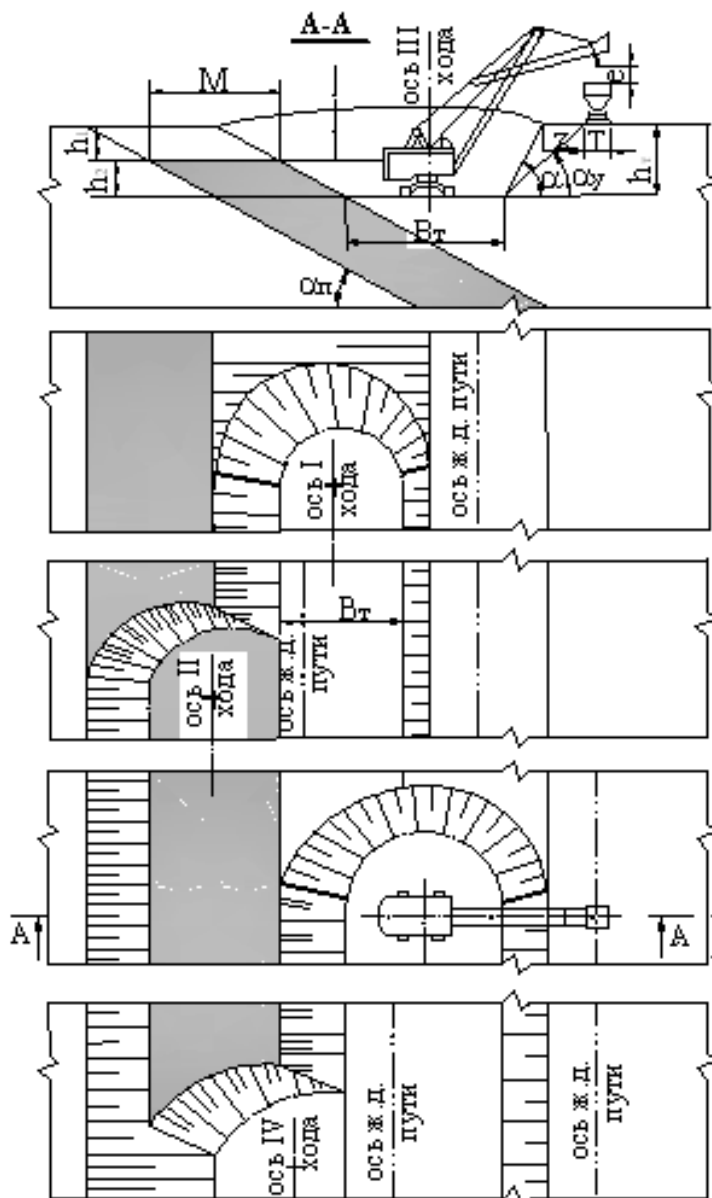


Рис. 4.11. Схема проведения разрезной траншеи по взорванным породам и выемки полезного ископаемого слоями

Параметры забоев по взорванным породам, приведенных на рис. 4.11 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.

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:

$$Q_{\text{эп}} = 3600E/t_{\text{цп}}, \quad (4.27)$$

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:

$$Q_{\text{эч}} = 3600E K_{\text{э}} K_{\text{з}}/t_{\text{ц}}, \quad (4.28)$$

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

$$t_{\text{ц}} = (1,1 - 1,2)t_{\text{цп}}, \quad (4.29)$$

$$K_{\text{э}} = K_{\text{нк}}/K_{\text{рк}}, \quad (4.30)$$

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:

$$Q_{\text{эсм}} = Q_{\text{эч}} T_{\text{см}} K_{\text{иэ}}, \quad (4.31)$$

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

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

$$Q_{\text{эсут}} = n_{\text{см}} Q_{\text{эсм}}, \quad (4.32)$$

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

Таблица 4.2

Значения коэффициента $K_{иэ}$

Вид транспорта	Схема подачи транспортных средств	$K_{иэ}$
Автомобильный	тупиковая	0,6÷0,65
	кольцевая	0,7÷0,75
	сквозная	0,75÷0,85

Годовая производительность экскаватора, м³/год:

$$Q_{эгго} = n_{год} Q_{эсут}, \quad (4.33)$$

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

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

Рабочий парк экскаваторов, шт.:

– по наносам

$$N_{эРН} = V_{нгго} / Q_{энгго}; \quad (4.34)$$

– по коренным породам

$$N_{эРК} = (V_{кгго} - V_{ткгго}) / Q_{экгго}; \quad (4.35)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{эРН} = V_{нгго} / Q_{энгго}; \quad (4.36)$$

– при проходке траншеи по коренным породам

$$N_{эРтк} = V_{ткгго} / Q_{эткгго}, \quad (4.37)$$

где $V_{нгго}$, $V_{кгго}$, $V_{ткгго}$, $V_{нгго}$ – годовой объем работ соответственно по наносам, по отгону борта по коренным породам, проведению разрезной траншеи по коренным породам и добыче полезного ископаемого (м³/год); $Q_{энгго}$, $Q_{экгго}$, $Q_{эткгго}$, $Q_{энгго}$ – годовая производительность экскаватора соответственно по наносам, коренным породам в боковом забое и в траншейном забое, а также на добыче полезного ископаемого, м³/год.

$$V_{ткгго} = 0,5 h_{тк} [2B_{тк} + h_{тк} (ctg\alpha + ctg\alpha_n)] L_{тк}, \quad (4.38)$$

где $h_{тк}$, $B_{тк}$ – соответственно глубина и ширина разрезной траншеи по низу по коренным породам, м; α_n – угол падения залежи,

град (см. исходные данные); L_{mk} – длина разрезной траншеи по коренным породам, проводимой в течение года, м.

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

$$L_{\phi} = L_{mk} = A/Mh\rho_n, \quad (4.39)$$

где A – годовая производственная мощность карьера по добыче полезного ископаемого, т; M – горизонтальная мощность залежи, м, h – высота уступа по коренным породам и полезному ископаемому, м; ρ_n – плотность полезного ископаемого, т/м³.

$$M = m / \sin \alpha_n; \quad (4.40)$$

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

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

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{эпр}} f_{\text{э}}, \quad (4.41)$$

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, 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.

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. 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 груженом 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):

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

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 (промилях ‰):

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

где h_n – 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); циклический (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 отвалобразования или складирования и рационального соотношения вместимостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора, применяемого на погрузке (табл.5.1 и 5.2 или по рекомендациям [5, табл. 4.33]).

Таблица 5.1

Условия применения автосамосвалов

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Рациональное соотношение V_{α}/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	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	19,3	19,83	22,09 (49,97*)	22,09 (49,97*)		
Колесная формула	6x4	6x4	4x4	4x4	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2		
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)
			высота	2,83	3,0	3,35		3,93	3,93 (3,9)	3,93	4,39	4,39	4,61
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
Масса автомобиля, т	90,0	90,0	107,0	162	152,7	152	240
Вместимость кузова, м ³	47,55	47,55	45,45 (103,78*)	92,76	80,03	91,6	139
Колесная формула	4x2	4x2	4x2	4x4	4x4	4x4	4x4
Габариты, м:	длина ширина высота	11,38	11,38	11,5	14,58	13,36	13,36
		6,85	6,85	6,9	8,4	8,6	8,6
		5,58	5,58	5,72	6,46	6,52	6,52
Мощность двигателя, кВт	1029	895	1194	1691	1765	1865	2574
Модель двигателя	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						

* 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:

$$N_a = T_p / t_n, \quad (5.3)$$

где T_p – продолжительность рейса, мин; t_n – продолжительность погрузки автосамосвала, мин.

$$T_p = t_n + t_{zp} + t_p + t_{nop} + t_m \quad (5.4)$$

где t_{zp}, t_{nop} – 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.

$$t_n = n_k t_y, \quad (5.5)$$

где n_k – число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала; t_y – продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

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

$$t_n = 60V_a K_{uu} / 0,9Q_{чз}, \quad (5.6)$$

или

$$t_n = 60q_a / Q_{чз} \rho_{zm}, \quad (5.7)$$

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

$$t_{zp} = 60K_{pm} \left(\frac{L_{заб}}{g_{зз}} + \frac{L_{mp}}{g_{mpz}} + \frac{L_n}{g_{nz}} + \frac{L_{зо}}{g_{зоz}} + \frac{L_{ом}}{g_{оз}} \right); \quad (5.8)$$

$$t_{nop} = 60K_{pm} \left(\frac{L_{om}}{g_{on}} + \frac{L_{zo}}{g_{zon}} + \frac{L_n}{g_{nn}} + \frac{L_{mp}}{g_{mpr}} + \frac{L_{заб}}{g_{zn}} \right), \quad (5.9)$$

где $L_{заб}, L_{om}, L_{zo}, L_{mp}, L_n$ – соответственно средневзвешенная длина временных забойных и отвальных автодорог, заезда на отвал, магистральных дорог в траншее и на поверхности (согласно заданию), км; K_{pm} – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{pm} = 1,1$); $g_{за}, g_{ог}, g_{зог}, g_{mpr}, g_{нг}$ и $g_{zn}, g_{он}, g_{зон}, g_{mpr}, g_{nn}$ – 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).

Продолжительность разгрузки t_p автосамосвала включает время подъема кузова и время его опускания. Для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т она составляет 1 мин, при большей грузоподъемности автосамосвалов – 1,1÷1,5 мин.

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
Отвальные	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

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.

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.

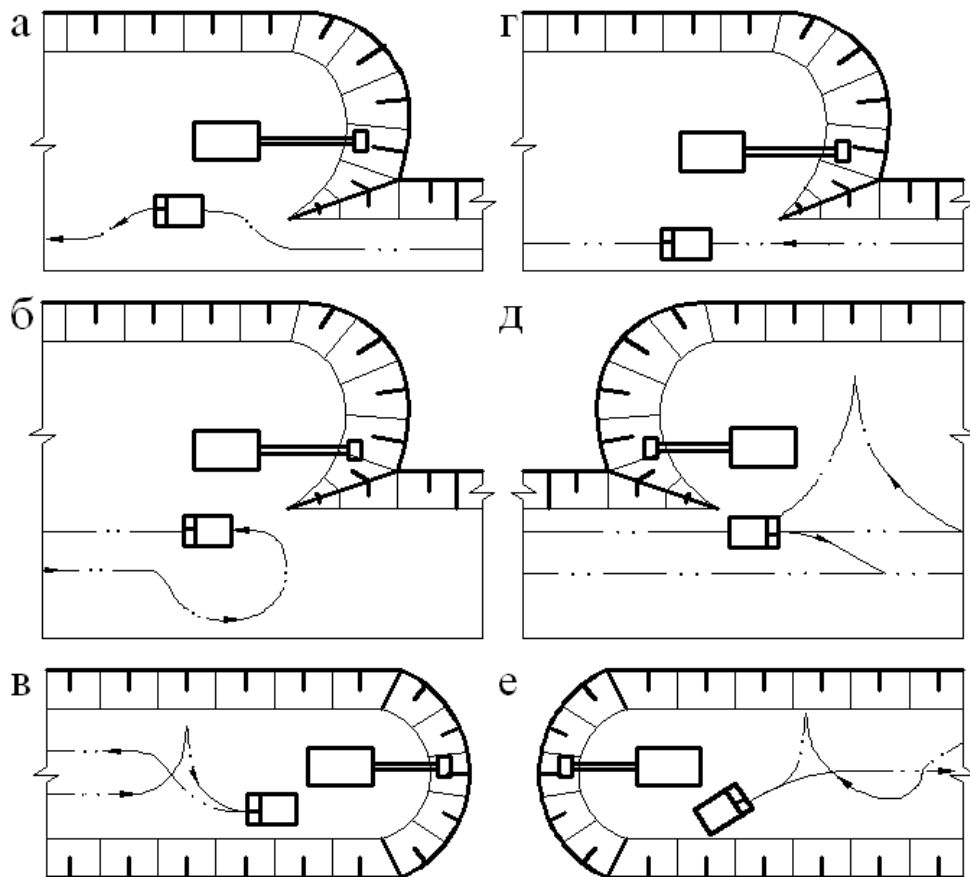
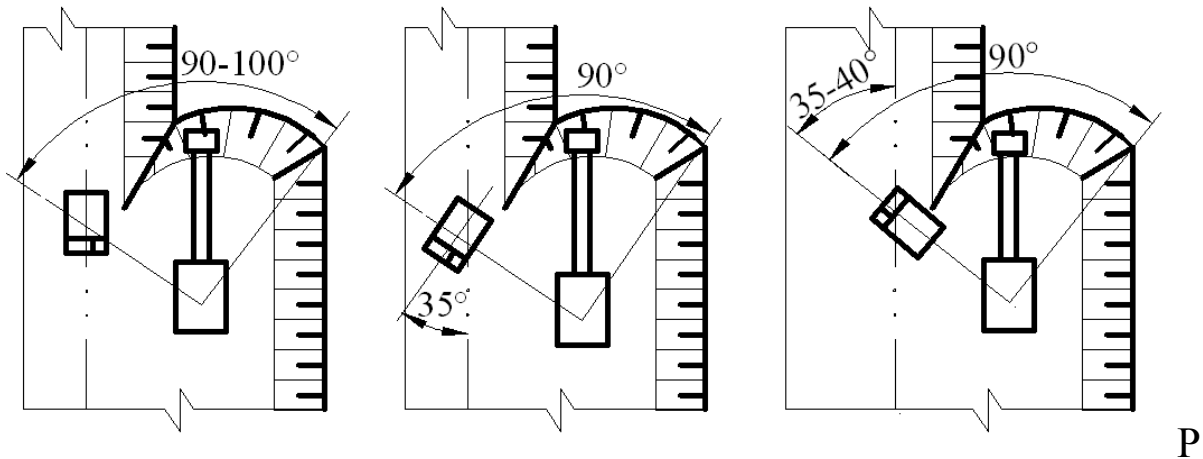


Рис. 5.1. Схемы подъезда автосамосвала к экскаватору:
а – сквозная; б – с петлевым разворотом; в – с тупиковым разворотом

Схема установки под погрузку зависит от числа автосамосвалов, одновременно находящихся в забое (рис. 5.2).



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

Одиночную установку автосамосвалов в стесненных условиях производят параллельно оси забоя, при широких заходках – с разворотом.

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

Число рейсов автосамосвала в час:

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

Производительность автосамосвала:

• техническая, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{aч} = q_a N_p K_z K_{pa} / \rho_n \quad (5.11)$$

• эксплуатационная

- сменная, $\text{м}^3/\text{смену}$:

$$Q_{aсм} = Q_{aч} T_{см} K_{иа} \quad (5.12)$$

- суточная, $\text{м}^3/\text{сутки}$:

$$Q_{aсут} = Q_{aсм} n_{см} \quad (5.13)$$

- годовая, $\text{м}^3/\text{год}$:

$$Q_{aгго} = Q_{aсут} n_{год} \quad (5.14)$$

где K_z – коэффициент использования грузоподъемности ($K_z = q_{зр} / q_a$, где $q_{зр}, q_a$ – соответственно фактическая и паспорт-

ная грузоподъемность автосамосвала, т); K_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала; ρ_n – плотность перевозной 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_{ua} – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{ua} = 0,7 \div 0,8$).

Необходимое число рабочих автосамосвалов для обеспечения эффективной работы n экскаваторов по видам работ: по наносам $N_{анр}$, коренным породам на отгоне борта $N_{акр}$; коренным породам при проведении разрезной траншеи $N_{аткр}$ полезному ископаемому $N_{анр}$:

$$N_{анр} = \sum_{i=1}^n N_{ан}; \quad N_{акр} = \sum_{i=1}^n N_{ак}; \quad N_{аткр} = \sum_{i=1}^n N_{атк};$$

$$N_{анр} = \sum_{i=1}^n N_{ан},$$
(5.15)

где $N_{ан}$, $N_{ак}$, $N_{атк}$, $N_{ан}$ – 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

$$N_{ap} = K_{нер} V_{игго} / Q_{агмгго}$$
(5.16)

где $V_{игго}$ – годовой объем работ по перевозке наносов, взорванных коренных пород по отгону борта и транше, полезного ископаемого; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы транспорта ($K_{нер} = 1,1 \div 1,2$); $Q_{игго}$ – 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 час) в одном направлении:

$$N_n = 1000 \mathcal{G} K_{но} n / l_{\sigma}, \quad (5.17)$$

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

$$l_{\sigma} = 0,278 \tau t_p + [3,9(1 - \mathcal{G}) \mathcal{G}^2 / (1000 \psi_m + \omega_o \pm i)] + l_m, \quad (5.18)$$

где $t_p = 1 \div 2$ – 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 $\tau = 0,1 \div 0,15$; $\psi_m = 0,2 \div 0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении; ω_o – основное удельное сопротивление движению автомобиля (см. табл. 4.8), Н/кН; i – уклон автодороги, ‰; l_m – длина автосамосвала, м.

Провозная способность M автодороги:

$$M = N_n q_a K_e K_p / \rho_{зм} f \geq V_{змч} \quad (5.19)$$

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

В случае, если по расчетному участку автодороги транспортируются разнородные породы (из бокового забоя, из траншейного забоя, добычного забоя) и различными типами автосамосвалов, то значения $q_a, K_e, K_p, \rho_{зм}$ 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. Назовите схемы подъезда автосамосвалов к забою и установки их под погрузку.
8. Как рассчитывать рабочий и инвентарный парк транспортных средств?

6. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

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.

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

6.2. Отвалообразование 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

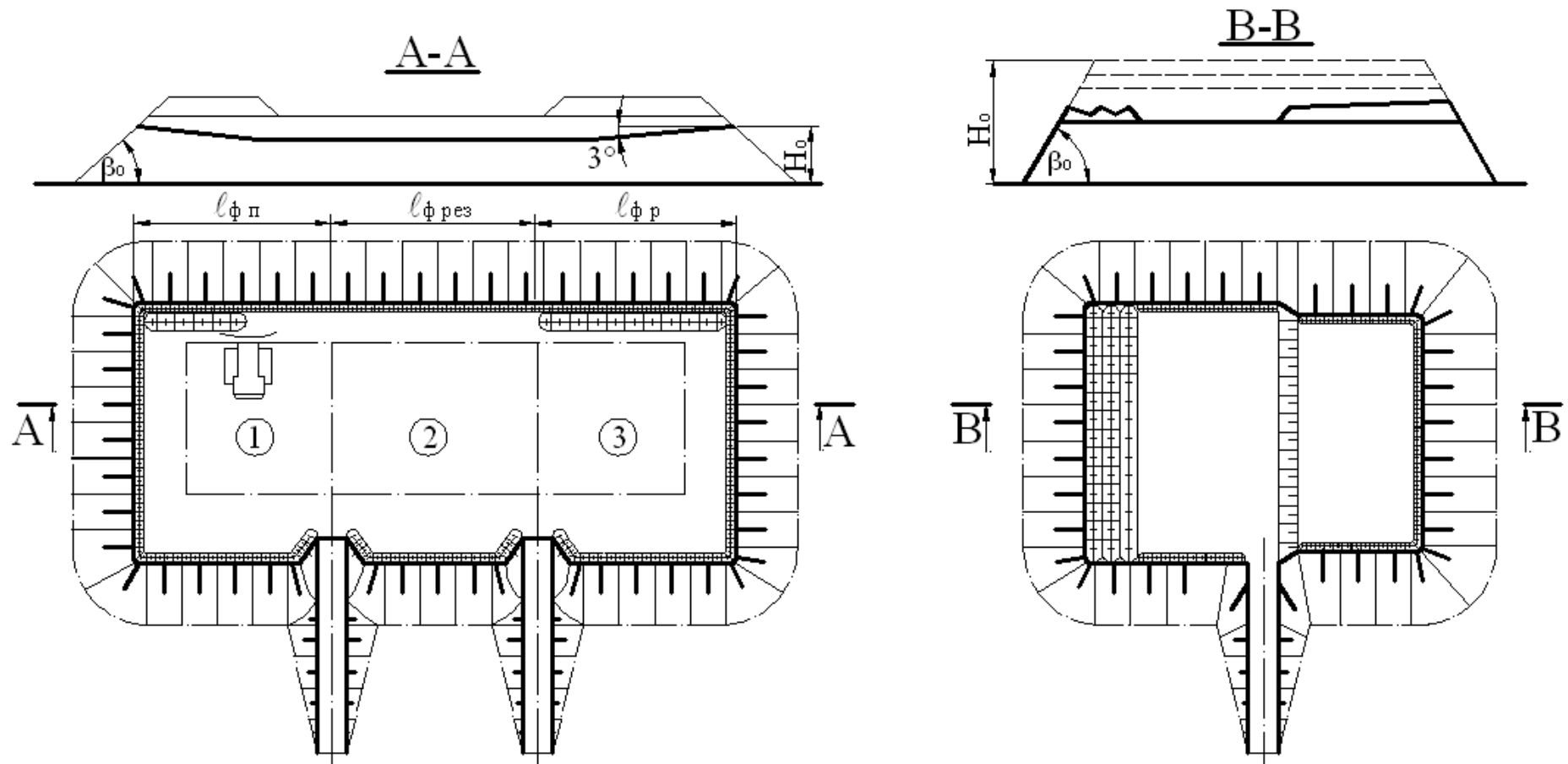


Рис. 6.1. Способы бульдозерного отвалообразования: а – периферийный; б - площадной

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 $h_{не}$ не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, разгружающегося на отвале. Ширина предохранительного вала составляет $b_{не} = 3h_{не}$ для рыхлых и полускальных пород; $b_{не} = 2,5h_{не}$ 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 (m^2):

$$S_o = V_g K_{po} / H_o K_{uo}, \quad (6.1)$$

где V_g – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, m^3 ; K_{uo} – коэффициент, учитывающий использование площади отвала (при одном ярусе $K_{uo} = 0,8 \div 0,9$; при двух ярусах $K_{uo} = 0,6 \div 0,7$); H_o – 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), $\text{м}^3/\text{ч}$; $K_{\text{нер}}$ – 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 ($t_{\text{р}} = 1,5 \div 2$), мин.

Длина фронта разгрузки на отвале:

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

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

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

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

где $L_{\text{и}}$ – длина одного участка ($L_{\text{и}} = 60 \div 80$), м.

Число планировочных участков:

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

Число резервных участков:

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

Общее количество участков:

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

Общая длина отвального фронта работ:

$$L_{\text{оф}} = (60 \div 80) N_{\text{у}}. \quad (6.9)$$

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{б.ггo} = Q_{б.ч} K_u T_{см} n_{см} n_{год}, \quad (6.10)$$

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

Количество рабочих бульдозеров на отвале:

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

где $V_{к.ггo}, V_{н.ггo}$ – годовые объемы вскрышных пород, соответственно коренных и наносов, подаваемых на отвал; $K_{зо}$ – коэффициент заваленности отвала породой ($K_{зо} = 0,6 \div 0,7$); $Q_{б.ггo}$ – годовая производительность бульдозера на отвале, $\text{м}^3/\text{год}$.

Инвентарный парк бульдозеров на отвале:

$$N_{б.o} = f_{б.o} N_{б.р}, \quad (6.12)$$

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

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение отвала.
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

К горно-капитальным (горно-строительным) работам относят горные работы, которые осуществляются от начала строительства карьера до момента сдачи его в эксплуатацию. 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 вычерчивается поперечное сечение разрезной траншеи. При этом глубина и углы откосов траншеи принимаются 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) Достраиваются борта карьера. Для этого от верхних бровок разрезной траншеи последовательно откладываются ширина рабочих площадок по наносам и углы откосов. Причем первая рабочая площадка со стороны лежащего борта будет больше ширины рабочей площадки по наносам на величину горизонтальной мощности залежи.

4) Определяется длина разрезной траншеи:

$$L_{pm} = \frac{AN_n}{12M_2h\rho_{nu}(1+K_n)}, \quad (7.1)$$

где L_{pm} - длина разрезной траншеи, м; A - производственная мощность карьера, т/год; N_n - норматив вскрытых запасов полезного ископаемого ($N_n=6-10$), мес.; M_2 - горизонтальная мощность залежи, м; h - высота уступа, м; ρ_{nu} - плотность полезного ископаемого, т/м³; K_n - коэффициент потерь ($K_n=0,02-0,1$).

5) Рассчитывается длина вскрытых горизонтов

$$L_{2i} = L_{pm} + Ш_{pnn}, \quad (7.2)$$

$$L_i = L_{2i} + Ш_{pnn} \quad (7.3)$$

где L_{2i} и L_i - длина i -го и $2i$ -го горизонтов, м; $Ш_{pnn}$ - ширина рабочей площадки по наносам, м.

6) Определяется объем первоначального карьера:

$$V_{нк} = V_{pm} + V_{2i} + V_i, \quad (7.4)$$

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

$$V_{pm} = S_{pm}L_{pm}, \quad (7.5)$$

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

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

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

$$S_{pm} = hB_{pm} + 0,5h^2 (ctg\alpha + ctg\alpha_{nu}), \quad (7.8)$$

$$S_{2i} = h_n \left[M + 2Ш_{pnn} + B_{pm} + 0,5h(ctg\alpha + ctg\alpha_{nu}) + h_n ctg\alpha_n \right] \quad (7.9)$$

$$S_i = h_n \left[M + 4Ш_{pnn} + B_{pm} + 0,5h(ctg\alpha + ctg\alpha_{nu}) + h_n ctg\alpha_n \right], \quad (7.10)$$

где h_n - высота уступа по наносам, м; α_{nu} - угол падения залежи, град; α , α_n - соответственно, углы откоса уступа по коренным породам и наносам, град.

7) Выбирается способ вскрытия карьерного поля. Способ вскрытия определяется рядом признаков, 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, промилле: Меньше 100	Наклонные
	Больше 100	крутые

8) Обосновывается схема 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) Определяются параметры въездных траншей

Ширина въездной траншеи по низу

$$B_{квт3} = B_{пт}, \quad (7.11)$$

$$B_{км2} = 3B_{км3} + hctg\alpha_y \quad (7.12)$$

$$B_{км1} = 5B_{км2} + hctg\alpha_y + h_n ctg\alpha_{yn} \quad (7.13)$$

где $B_{км3}$, $B_{км2}$, $B_{км1}$ - ширина капитальной траншеи по низу, соответственно, на горизонты i , $2i$, $3i$, м; α_{yn} и α_y - устойчивые углы откосов капитальной траншеи, соответственно, по наносам и коренным породам, град.

Длина капитальной траншеи

$$L_{км1} = 1000 \frac{h_n}{i_{км}} \quad (7.14)$$

$$L_{км2} = 1000 \frac{2h_n}{i_{км}} \quad (7.15)$$

$$L_{км3} = 1000 \frac{2h_n + h}{i_{км}} \quad (7.16)$$

где $L_{км1}$, $L_{км2}$, $L_{км3}$ - соответственно, длина капитальных траншей на горизонты i , $2i$, $3i$, м; $i_{км}$ - уклон капитальной траншеи ($i_{км} = 50-100$ промилле).

Объем капитальной траншеи

$$V_{км1} = \frac{1000h_n^2}{i_{км}} \left(\frac{B_{км1}}{2} + \frac{h_n}{3tg\alpha_{yn}} \right) \quad (7.17)$$

$$V_{км2} = \frac{1000h_n^2}{i_{км}} \left(1,5B_{км2} + \frac{4h_n}{3tg\alpha_{yn}} \right) \quad (7.18)$$

$$V_{км3} = \frac{1000}{i_{км}} \left(B_{км3} (1,5h_n^2 + h^2) + \frac{4h_n^3}{3tg\alpha_{yn}} + \frac{h_n^3}{tg\alpha_y} \right) \quad (7.19)$$

где $V_{км1}$, $V_{км2}$, $V_{км3}$ - соответственно, объемы капитальных траншей на горизонты i , $2i$, $3i$, м³. Общий объем траншеи определится по формуле

$$V_{км} = V_{км1} + V_{км2} + V_{км3}, \quad (7.20)$$

где $V_{кт}$ - общий объем траншеи, м³.

10) Определяется объем горно-капитальных работ по строительству карьера

$$V_{гк} = V_{пк} + V_{кт}, \quad (7.21)$$

где $V_{гк}$ - объем горно-капитальных работ, м³.

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

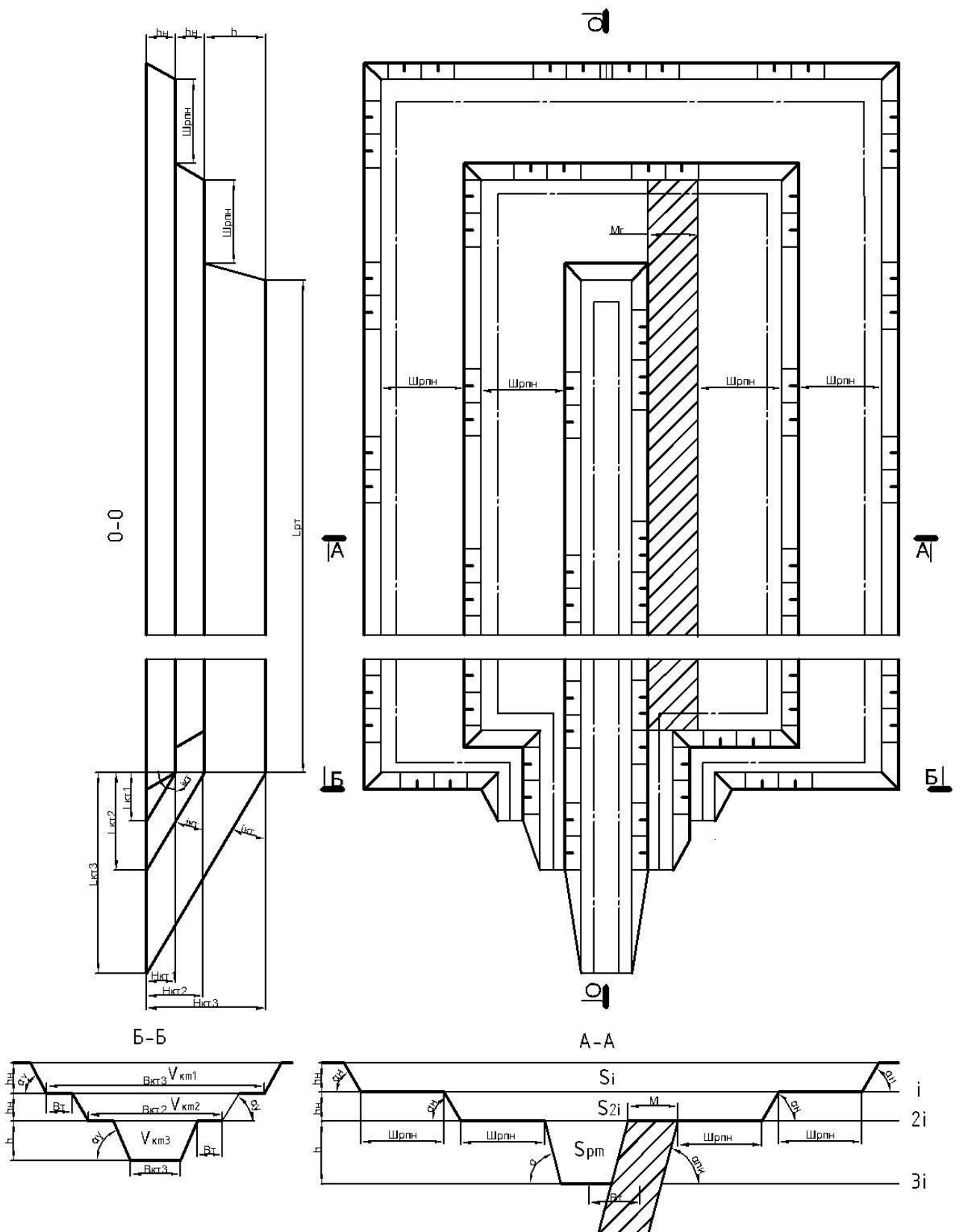


Рис. 7.1. Схема к определению объемов горно-капитальных работ и объемов вскрывающих выработок.

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. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М. : Недра, 1986. – 312 с.
2. Рогатин Н. Н. Технология и механизация открытых горных работ. – М. : Недра, 1982. – 277 с.
3. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник для вузов / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. – Москва : Горное дело, 2008. – 447 с.
4. Мельников, Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. – М. : Недра, 1982. – 414 с.
5. Щадов, М. И. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транс-портные машины циклического действия / М. И. Щадов, Р. Ю. Подэрни, Е. Н. Улицкий и др. – М. : Недра, 1989. – 374 с.
6. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. Сер. 13. Вып. 1 / кол. авт.– М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2004. – 232 с.
7. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2 / кол. авт. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2002. – 80 с.
8. Инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках (РД 13-522-02). Сер. 13. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 48 с.
9. Ташкинов, А. С. Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: Учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 1995. – 86 с.
10. Ташкинов, А. С. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: учеб. пособие/ А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 1995. – 150 с.
11. Трубецкой, К. Н. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е.К. Винницкий и др. – М. : Горное бюро, 1994.–590 с.
12. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: учеб. для вузов. – М. : Недра, 1985. – 509 с.

13. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы». – М. : Недра, 1995. – 225 с.
14. Васильев, М. В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. – М. : Недра, 1986. – 240 с.
15. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М. : МГГУ, 1994. – 464 с.
16. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.
17. Дополнения к типовым технологическим схемам ведения горных работ на угольных разрезах / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР». – Кемерово, 1996. – 34 с.
18. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР»; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 28 с.
19. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 144 с.
20. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-438-02). Сер. 03. Вып. 22 / кол. авт. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 152 с.
21. Воронков, В. Ф. Процессы открытых горных работ. Практикум : учеб. пособие / В. Ф. Воронков, С. И. Протасов. – Кемерово: КузГТУ, 2010. – 123 с.
22. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1.: уч. пособие. – М. : «Мир горной книги», изд-во МГГУ, 2009. – 188 с.
23. Репин, Н.Я. Выемочно-погрузочные работы: уч. Пособие / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – М. : изд-во «Горная книга», 2010. – 267 с.
24. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2/ кол. авт. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 144с.
25. Новик, Г.Я. Управление свойствами пород в процессах горного производства/ Г.Я. Новик, М.Г. Зильбершмидт. – М. :Недра, 1994. – 224с.

- 26 Нормы Технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. ВНТП-2-86 / МУП СССР. – М., 1986. – 56с.
- 27 Ташкинов, А.С. Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: учеб. пособие / А.С. Ташкинов, В.И. Кузнецов; Кузбасс. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1995. – 86с.
28. СНиП 2.05.07-91* Промышленный транспорт / Минстрой России. – М.: ГП ЦПП, 1996. – 112с.

Составители

Сергей Иванович Протасов
Павел Александрович Самусев
Кирилл Андреевич Голубин

ПРАКТИКУМ ПО ДИСЦИПЛИНЕ
«Основы горного дела (открытая геотехнология)»
для студентов направления подготовки
(специальности) 130400.65 «Горное дело»
специализаций: 130400.01 «Подземная разработка пластовых
месторождений», 130400.04 «Маркшейдерское дело», 130400.05
«Шахтное и подземное строительство», 130406.65 «Обогащение
полезных ископаемых», 130400.12 «Технологическая безопас-
ность и горно-спасательное дело»

Рецензент В. Ф. Колесников
Печатается в авторской редакции

Подписано в печать . .2013. Формат 60x84/16.
Бумага белая писчая. Отпечатано на ризографе.
Уч.-изд. л. 5,5. Тираж экз. Заказ

КузГТУ. 650099, Кемерово, ул. Весенняя, 28.
Типография КузГТУ. 650099, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а