

**О. И. ЛИТВИН М. А. ТЮЛЕНЕВ
А. А. ХОРЕШОК С. О. МАРКОВ Я. О. ЛИТВИН**

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА
(ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ)**

**ПРАКТИКУМ
УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ**

Кемерово 2019

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

О. И. Литвин М. А. Тюленев
А. А. Хорешок С. О. Марков Я. О. Литвин

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА
(ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ)**

ПРАКТИКУМ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

Кемерово 2019

УДК 622(275.8)+622.27(075.8)

Рецензенты:

Декан факультета природопользования и инженерной экологии, заведующий кафедрой «Геотехнология и торфяное производство» ФГБОУ ВО «Тверской государственной технической университет», доктор технических наук О. С. Мисников

Заместитель технического директора по производству ЗАО «Стройсервис», кандидат технических наук А. В. Стрельников

Основы горного дела (открытая геотехнология). Практикум : учеб. пособие / О. И. Литвин, М. А. Тюленев, А. А. Хорешок, С. О. Марков, Я. О. Литвин; – КузГТУ. – Кемерово, 2019. – 116 с.

ISBN 978-5-00137-113-7

В учебном пособии по дисциплине «Основы горного дела (открытая геотехнология)» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализаций 21.05.04.09 «Горные машины и оборудование» и 21.05.04.10 «Электрификация и автоматизация горного производства» изложен материал по изучению общих технологических понятий, расчету главных параметров карьера, основных производственных процессов на открытых горных работах, выбору выемочно-погрузочного, транспортного и отвального оборудования.

Учебное пособие может быть также использовано при выполнении дипломного проекта студентами вышеуказанных специализаций.

Печатается по решению редакционно-издательского совета Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева

Табл. 20. Ил. 36. Библиогр. 20 назв.

УДК 622(275.8)+622.27(075.8)

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2019

© Литвин О. И., Тюленев М. А.,
Хорешок А. А., Марков С. О.,
Литвин Я. О., 2019

ISBN 978-5-00137-113-7

ВВЕДЕНИЕ

Практикум предназначен для изучения и закрепления знаний по дисциплине «Основы горного дела (открытая геотехнология)» и составлено в соответствии с учебным планом специальности 21.05.04 «Горное дело», специализаций 21.05.04.09 «Горные машины и оборудование» и 21.05.04.10 «Электрификация и автоматизация горного производства».

Практикум состоит из семи практических занятий, в которых изложен материал по терминологии открытых горных работ, определению главных параметров карьера и технологическим процессам.

Для каждого занятия дано краткое содержание базового материала, который студент должен знать для успешного выполнения работы. Приводятся примеры расчета заданий и вопросы для самоконтроля. Расчеты выполняются в соответствии с индивидуальным заданием студента. Законченная практическая работа сдается преподавателю на проверку с последующей защитой.

Список рекомендуемой научной и учебно-методической литературы приведен в конце учебного пособия.

Учебное пособие может быть использовано студентами при выполнении дипломного проекта (раздел «Горная часть»).

При составлении данного учебного пособия был использован материал, частично опубликованный в учебных пособиях кафедры открытых горных работ КузГТУ по дисциплинам «Процессы открытых горных работ», «Технология разработки сложноструктурных месторождений», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» и др.

Авторы считают своим долгом выразить признательность сотрудникам кафедры открытых горных работ, принимавших активное участие в написании вышеуказанных учебных пособий: Воронкову В. Ф., Колесникову В. Ф., Мазаеву В. М., Пронозе В. Г., Протасову С. И., Репину Н. Я., Самусеву П. А., Ташкинову А. С.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1

Терминология открытых горных работ. Типы линий и их назначение на чертежах открытых горных работ. Обозначение откосов уступов и насыпей

Цель занятия – ознакомиться с основными понятиями и определениями, используемыми на открытых горных работах; изучить типы линий и их назначение на чертежах открытых горных работ, в т. ч. на паспортах забоев при ведении горных работ на угольных разрезах.

1.1. Терминология открытых горных работ

Открытыми горными работами (ОГР) называют совокупность работ, производимых с земной поверхности с целью добывания разнообразных горных пород и создания различных выемок и котлованов. Наибольшие масштабы открытых горных работ связаны с добычей полезных ископаемых.

При открытой разработке месторождений горные работы подразделяются на вскрышные (выемка, перемещение и размещение вскрышных пород) и добычные (выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого).

Термин «карьер» имеет два понятия: административно-хозяйственное и горнотехническое.

В административно-хозяйственном понимании карьером называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения, в угольной промышленности – разрезом.

Горнотехническое понятие связано с производством открытых горных работ на земной поверхности, в результате чего образуются большие выемки, совокупность которых называют карьером. Контур поперечного сечения этих выработок является незамкнутым.

Месторождение полезных ископаемых – скопление в земной коре полезной минерализации, которое по условиям залегания, количеству и качеству пригодно для промышленного использования (разработки) при современном состоянии техники и технологии добычи и переработки.

Месторождение или часть его, разрабатываемая одним карьером, называют карьерным полем, которое является объемной геометрической фигурой, характеризуемой размерами в плане, глуби-

ной и углами откосов бортов. При отработке карьерного поля создается открытое выработанное пространство, ограниченное: по поверхности – границами карьерного поля, по глубине – дном карьера, по бокам – бортами погашения карьера, т. е. отстроеными на конец отработки карьерного поля.

Поверхность карьерного поля называют горным отводом.

Земельный отвод – это площадь, на которой расположены все здания и сооружения, необходимые для работы карьера.

Борт карьера – это ступенчатые боковые поверхности, ограничивающие выработанное пространство и состоящее из откосов и площадок уступов. Борт карьера, на котором ведутся горные работы, называют рабочим бортом карьера. Соответственно, нерабочий борт карьера – борт, на котором не ведутся горные работы.

Линия пересечения бортов карьера с земной поверхностью называется верхним контуром карьера, с дном – нижним контуром карьера.

Линия, соединяющая верхнюю бровку верхнего уступа с нижней бровкой нижнего уступа, называется линией откоса борта карьера, а угол между этой линией и ее горизонтальной проекцией – углом откоса борта карьера.

В горном деле различают полезное ископаемое и пустые породы. Горные породы, вмещающие полезное ископаемое, покрывающие его или заключенные в нем в виде прожилков, прослоек и т. д., называются пустыми или вскрышными породами.

Горные породы, являющиеся объектом открытых разработок, делятся на коренные (залегające в толще земной коры по месту своего образования) и наносы – покрывающие их измельченные или переотложенные породы.

Горные породы (как вскрышные, так и полезное ископаемое), заключенные в границах карьерного поля, разрабатываются горизонтальными слоями.

Выемка полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород производится с опережением верхними слоями нижних; в результате разрабатываемый массив принимает форму уступов. Между смежными слоями (уступами) оставляют рабочие площадки.

В общем случае слой является более широким понятием, чем уступ. Уступ – это отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени.

Поверхность, ограничивающая уступ сверху или снизу, называется соответственно верхней или нижней площадкой уступа.

Откос уступа – наклонная поверхность между верхней и нижней его бровками.

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

Высота уступа – вертикальное расстояние между верхней и нижней площадкой уступа. Она определяется параметрами выемочного оборудования и физико-механическими свойствами обрабатываемых пород массива.

Угол откоса уступа – это угол между откосом уступа и горизонтом. Он определяется физико-механическими свойствами обрабатываемых пород, в связи с чем выделяют углы откосов уступов в мягких и скальных породах.

Рабочая площадка уступа – это площадка уступа, на которой располагается оборудование, предназначенное для его разработки (рис. 1.1). Ширина рабочей площадки уступа определяется типами горного и транспортного оборудования и физико-механическими свойствами пород.

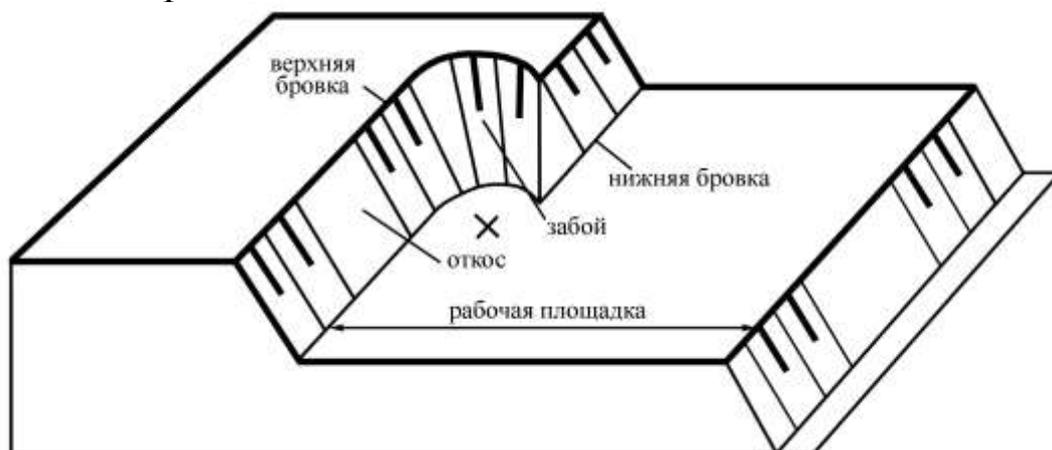


Рис. 1.1. Рабочий уступ и его элементы

Забой – это поверхность уступа горных пород в массиве или в развале, являющаяся объектом выемки и перемещающаяся в процессе отработки.

Площадка между уступами на нерабочем борту карьера, служащая для размещения на ней транспортных коммуникаций, называется транспортной бермой.

Берма безопасности – это часть верхней площадки уступа со стороны откоса, равная по ширине основанию призмы возможного обрушения.

Фронт работ уступа – часть уступа по его длине, подготовленная для ведения горных работ. Суммарная протяженность фронта работ всех уступов называется фронтом работ карьера.

Рабочая зона карьера – это совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке.

Искусственная насыпь пустых пород называется отвалом.

В данной методической разработке дальнейший материал рассматривается для пластообразных залежей, привязанных к условиям Кузнецкого угольного бассейна. Это связано с тем, что КузГТУ готовит специалистов-механиков прежде всего для шахт и разрезов Кузбасса.

Пластом называют вытянутую в двух направлениях залежь при относительно небольшой мощности. Пласт характеризуется параметрами: углом падения и нормальной мощностью.

При открытой разработке по углу падения различают пластовые залежи (по классификации проф. В. Ф. Колесникова, разработанной для условий Кузнецкого угольного бассейна [8]):

- горизонтальные с углом падения $0 \div 5^\circ$ (5° – допустимый угол для работы экскаваторов без дополнительного горизонтирования площадки для их установки);

- пологие – угол падения пласта от 6 до 14° , что обусловлено возможностью размещения внутреннего отвала на поверхности, имеющей такой угол наклона;

- наклонные – с углами падения от 15° до 45° (45° – предельный угол откоса нерабочего борта по критериям устойчивости и безопасности);

- крутые – с углами падения $46 \div 90^\circ$.

Угол падения залежи определяет порядок ее разработки (рис. 1.2).

Угол откоса нерабочего борта в основном зависит от физико-механических свойств пород, слагающих борт карьера, условий их залегания, обводненности, а также глубины карьера. Различают угол откоса нерабочего борта с висячего (γ_B) и с лежащего бока пласта (γ_D). Величина этих углов изменяется обычно от 35 до 45° , в учебных расчетах значение углов задается индивидуально.

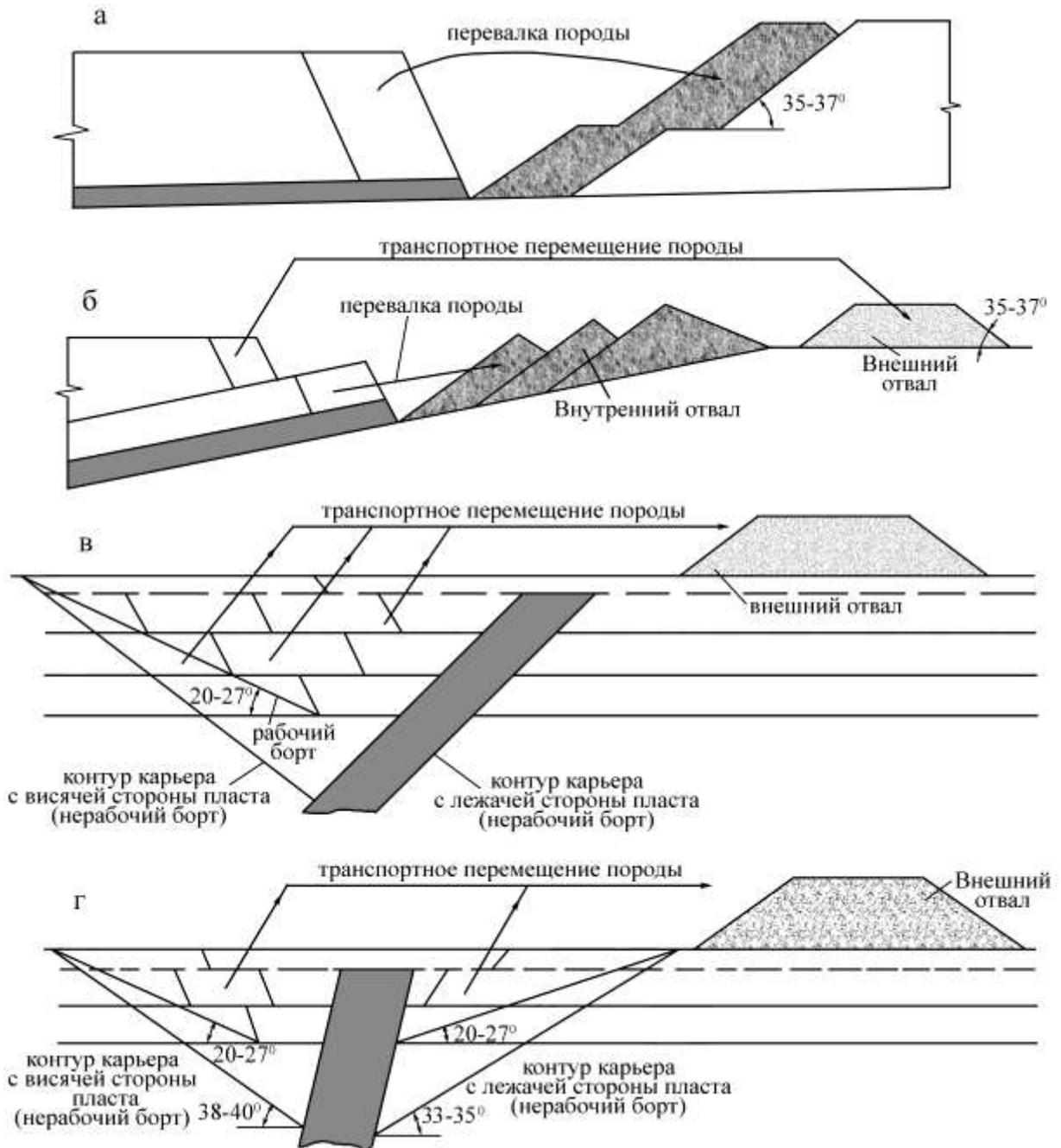


Рис. 1.2. Порядок разработки пластовых залежей в зависимости от угла падения: а – толща вскрышных пород над пластом при его горизонтальном залегании переваливается экскаватором в выработанное пространство; б – при пологом залегании пласта верхняя часть породной толщи перемещается транспортом на внешний отвал, а нижняя, находящаяся непосредственно над пластом, перемещается по бестранспортной технологии во внутренний отвал в выработанном пространстве карьера; в – толща вскрышных пород над кровлей пласта при его наклонном залегании перемещается транспортом на внешний отвал (по почве пласта формируется контур карьера – нерабочий борт); г – при крутом залегании пласта породная толща и выше кровли пласта, и ниже его почвы перемещается транспортом на внешний отвал.

Угол откоса рабочего борта ($\gamma_{рб}$) определяется физико-механическими свойствами пород и технологическими факторами – шириной рабочей площадки, высотой уступа и его углом откоса. Для учебных расчетов $\gamma_{рб} = 20 \div 27^\circ$.

Угол откоса нерабочего борта в торцах карьерного поля ($\gamma_{нт}$) для учебных расчетов можно принять равным 40° .

1.2. Типы линий

Кафедрой открытых горных работ КузГТУ разработаны локальные стандарты на графические изображения и условные обозначения на чертежах паспортов забоев вскрышных и добычных работ технологических схем ведения горных работ на угольных разрезах. В их основе лежат стандарты на горную графическую документацию (ГОСТ 2.850–75 – ГОСТ 2.857–75) и единую систему конструкторской документации (ГОСТ 2.303–68) [1]. Стандарты уточнены и расширены с учетом особенностей технологии разработки угольных месторождений открытым способом (табл. 1.1). Впервые такие уточненные стандарты были представлены в методических указаниях к дисциплине «Технология разработки сложноструктурных месторождений» [2].

Основные принципы разработки локальных стандартов:

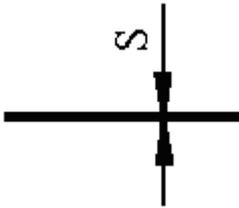
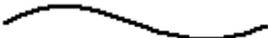
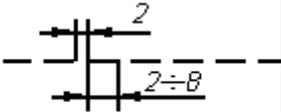
- структура чертежа паспорта забоя и условные обозначения линий должны полностью раскрывать технологию производства горных работ;

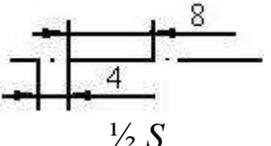
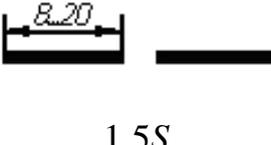
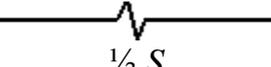
- трудоемкость выполнения чертежа должна быть минимальной, для чего не рекомендуется дублировать, за исключением обоснованных случаев, обозначение некоторых элементов на профиле или (и) плане чертежа (например, кусковатость горной массы развала, нанесение лишних линий ската и бергштрихов и т. д.);

- обеспечение достаточного свободного места, особенно на профиле, для нанесения размеров и надписей.

Типы линий и их назначение приведены в табл. 1.1.

Типы линий и их назначение

Наименование линии; начертание; толщина S , мм	Назначение
<p>1. Сплошная основная</p>  <p>$S = (0,8 \div 1)$ мм</p>	<p>1. Стандарт. Линия фактического контура всех горных выработок на видах и разрезах (сечениях). 2. Расширение стандартов. В профиле: внешний контур уступа (подступа) в массиве горных пород или по угольному пласту; кровля и почва пласта; контур развала горной массы, отвального яруса, промежуточного навала породы (угля) и предохранительного вала; отсыпанные из породы трассы для передвижения экскаваторов; рабочая площадка; основание внутреннего отвала; линия контакта насыпи с поверхностью породного массива. На плане: верхние бровки откосов уступа (подступа); забоев по породе или углю; насыпей (отвальный ярус, промежуточный навал породы (угля), трасс перемещения оборудования). 3. Гребень предохранительного вала. Бергштрихи.</p>
<p>2. Сплошная тонкая</p>  <p>$\frac{1}{2} S$</p>	<p>1. Стандарт. Линии размерные и выносные; линии штриховки; линии выноски; линии упрощенных контуров сложных криволинейных форм; горизонтали; изолинии; линии границ горных пород на разрезах и сечениях. 2. Расширение стандартов. В профиле: проектный контур горной выработки; структура внутреннего отвала в бестранспортных технологических схемах; контур оборудования. На плане: нижняя бровка откосов уступов по массиву вскрышных пород и угольным пластам; контур оборудования; линии выхода пластов на горизонт; линии ската; положение оси вращения экскаватора.</p>
<p>3. Сплошная волнистая</p>  <p>$\frac{1}{2} S$</p>	<p>Стандарт. Линии обрыва; линии разграничения вида и разреза.</p>
<p>4. Штриховая</p>  <p>$\frac{1}{2} S$</p>	<p>Стандарт. Линии невидимых контуров горных выработок, находящихся за плоскостью проекций (разреза). Расширение стандартов. В профиле: первоначальный контур массива или навала до снятия породы; контур предполагаемой выемки породы в массиве или навале.</p>

Наименование линии; начертание; толщина S , мм	Назначение
5. Штрихпунктирная тонкая 	Стандарт. На плане: нижняя бровка насыпей (отвала, развала, отвальных ярусов): насыпей (породы или угля); на профиле и плане оси рабочего хода экскаваторов; ось автомобильной или железной дороги.
6. Разомкнутая 	Стандарт. Положение секущей плоскости (линии сечений).
7. Сплошная тонкая с изломами 	Стандарт. Длинные линии обрыва.

Одним из основных элементов любой открытой горной выработки или насыпи является откос, который обозначается линиями верхней или нижней бровок. При обозначении откоса возможны два характерных случая (рис. 1-а, б).

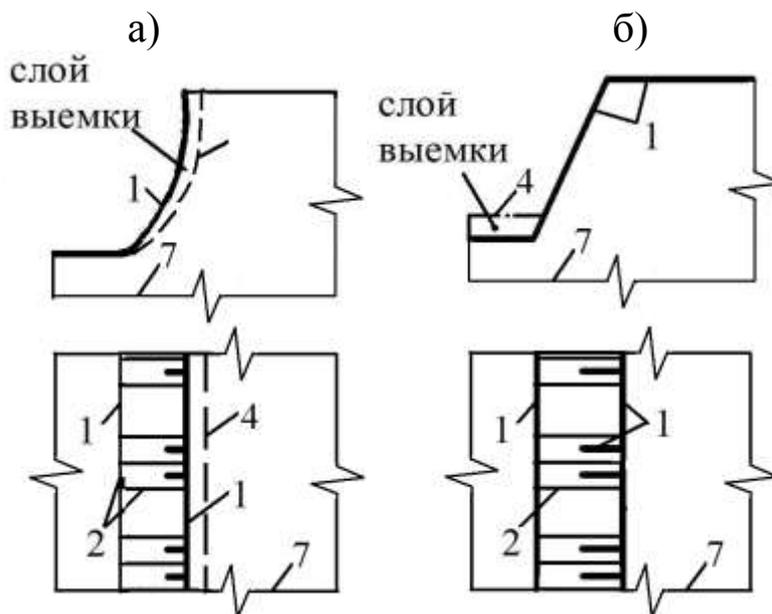


Рис. 1.1. Изображение откосов уступа с четкой (а) и нечеткой (б) выраженной бровкой (цифры соответствуют номеру линии согласно табл. 1.1)

Первый, когда линия нижней бровки откоса уступа выражена четко (рис. 1.1-а). Такая форма уступа соответствует технологии разработки с применением колесных погрузчиков, бульдозеров, скреперов и других средств, обеспечивающих срезание породы по линейной траектории. В этом случае верхняя и нижняя бровки обозначаются сплошной основной линией.

Второй, когда при изображении откоса уступа в массиве отсутствует четкая линия нижней бровки (рис. 1.1-б). Такая поверхность уступа возникает в результате движения режущей кромки зубьев ковша экскаватора по криволинейной траектории, а также из-за осыпания породы с откоса уступа. В этом случае нижняя бровка обозначается тонкой сплошной линией.

На плане горных чертежей поверхность откоса уступа обозначается линиями ската и бергштрихами (рис. 1.2-а, б).

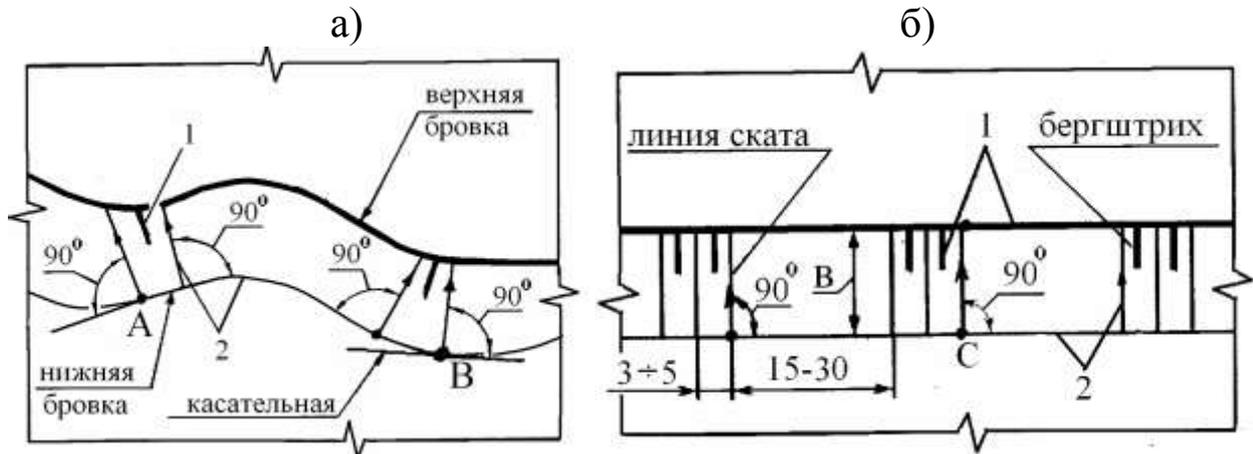


Рис. 1.2. Общие правила обозначения поверхности откоса уступов [1]: а – общий случай – криволинейный участок уступа; б – частный случай – прямолинейный участок уступа [1]

Линия ската – линия наибольшего наклона, лежащая в плоскости откоса уступа и перпендикулярная к нижней бровке, поэтому для нанесения линий ската из любой точки нижней бровки (А, В или С на рис. 1.2-а, б) **восстанавливают** перпендикуляр до пересечения с верхней бровкой. При криволинейной нижней бровке через назначенную точку необходимо предварительно провести касательную. Линии ската обозначаются сплошной тонкой линией.

Расстояние между линиями ската зависит от масштаба чертежа. Минимальное расстояние между соседними линиями ската принимают равным 4–6 мм на чертежах мелкого масштаба (М 1:1000 или М 1:2000), максимальное – до $0,5B$ на чертежах

крупного масштаба М 1:200 или М 1:500 (где B – горизонтальное заложение откоса уступа на рис. 1.2-б).

Таблица 1.2

Параметры размещения линий ската и бергштрихов
при обозначении откосов уступов

Откос	Параметры размещения линий ската и бергштрихов
Вскрышного уступа по массиву	
Уступа по развалу	
Добычной уступ	
Породной насыпи (в т. ч. ярус отвала)	
Угольной насыпи	

На рис. 1.3 приведены примеры обозначения откосов уступов на различных горных объектах, а на рис. 1.4 – два паспорта забоя экскаваторов различных типов.

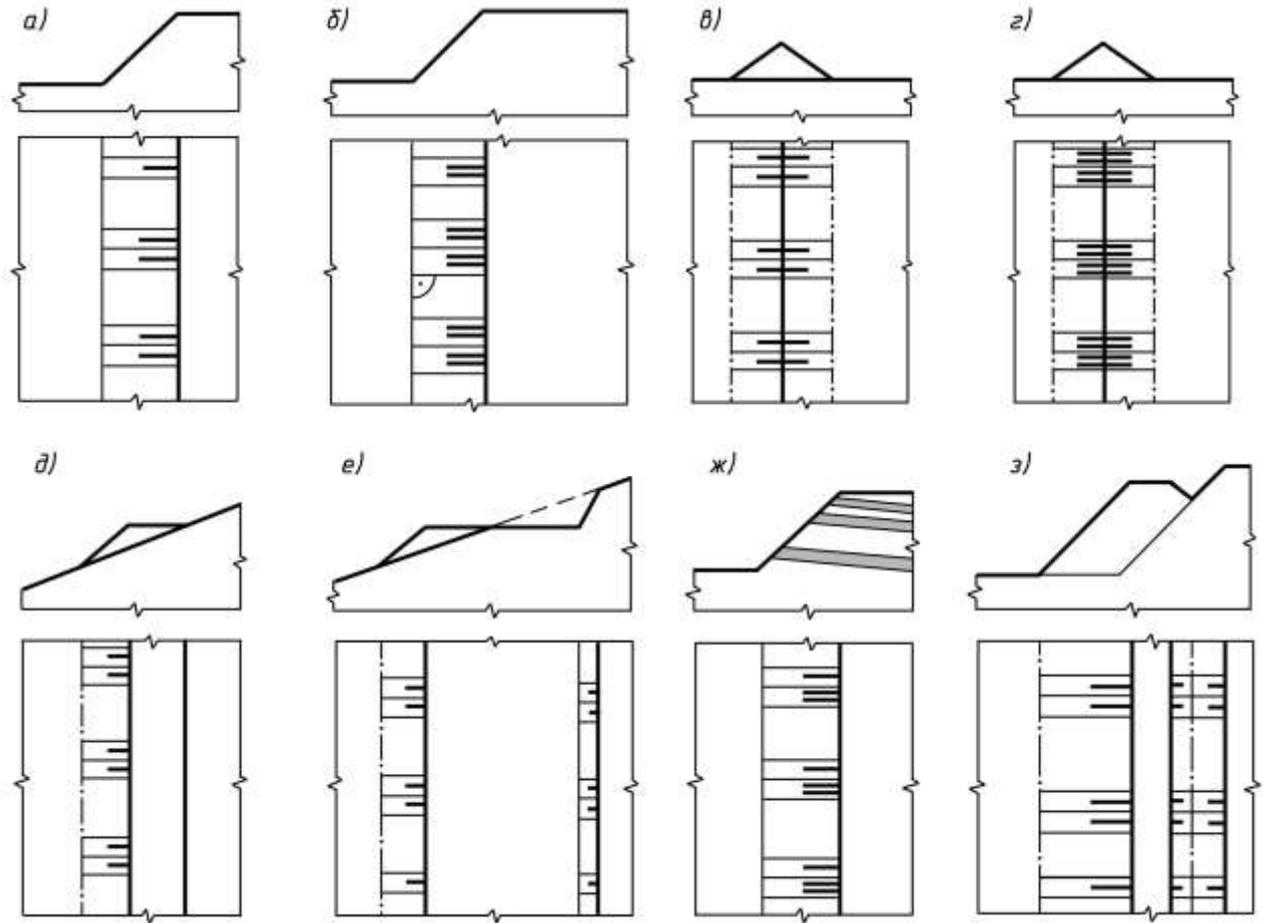


Рис. 1.3. Примеры обозначения откосов уступов: а – вскрышной уступ; б – угольный уступ; в – предохранительный породный вал; г – предохранительный вал из угля; д – породная насыпь на пологой поверхности; е – полувыемка-полунасыпь; ж – уступ по породоугольному массиву; з – ярус внутреннего отвала.

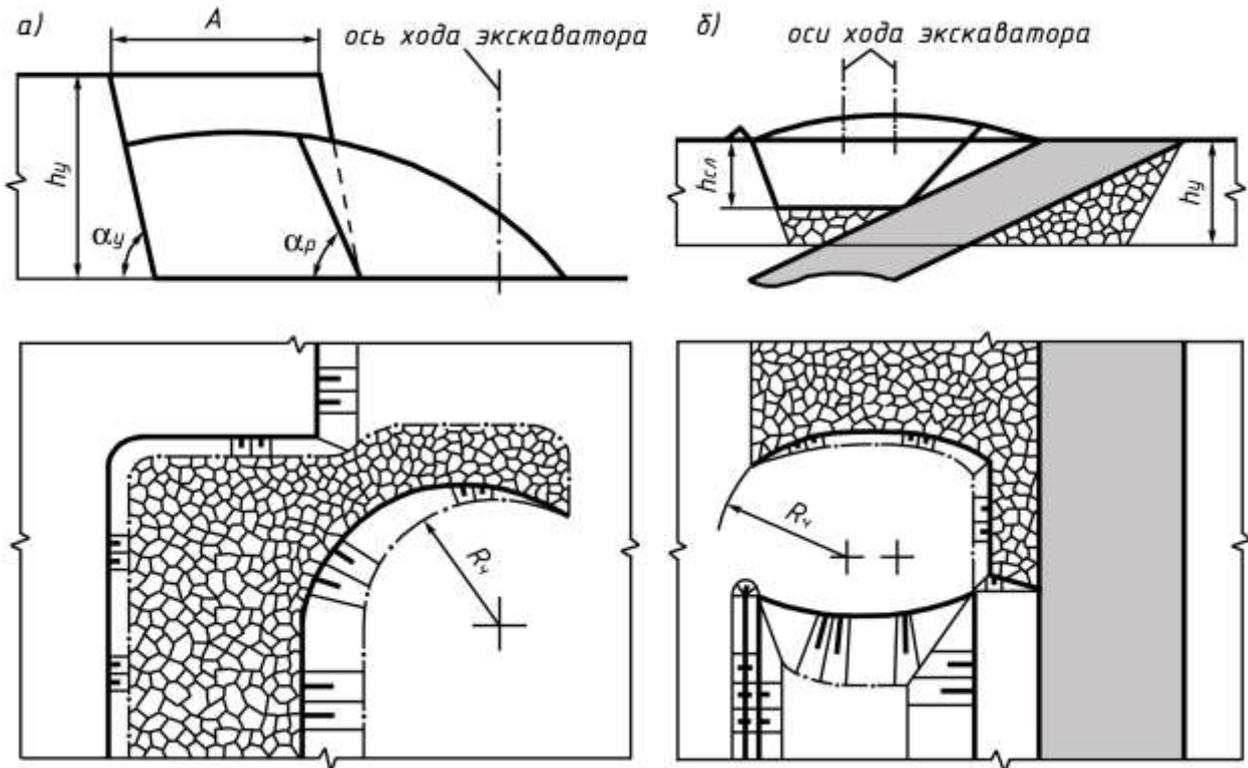


Рис. 1.4. Паспорта работы экскаватора: а – отработка развала взорванной горной массы торцевым забоем прямой механической (прямой гидравлической) лопатой; б – проходка траншеи по развалу обратной гидравлической лопатой нижним черпанием

Контрольные вопросы

1. Дайте определение понятия «открытые горные работы».
2. Что называют карьером? Разрезом?
3. Дайте определение следующим терминам: карьерное поле, горный отвод, земельный отвод.
4. Месторождения полезных ископаемых: определение, их виды.
5. Какие различают борта карьера, углы наклона бортов карьера? Чем ограничено выработанное пространство карьера?
6. Назовите элементы рабочего уступа.
7. Что относится к параметрам нерабочих уступов?
8. Назовите классификацию угольных пластов по углу залегания.
9. Перечислите типы сплошных линий, используемых в горно-графической документации открытых горных работ.
10. Перечислите типы прерывистых линий, используемых в горно-графической документации открытых горных работ.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2

Определение главных параметров карьера.

Расчет производственной мощности и срока службы карьера

Цель работы – научиться определять главные параметры, производственную мощность и срок службы карьера. Работа выполняется в соответствии с индивидуальным заданием, приведенным в приложении.

Работа выполняется на примере угольной залежи, представленной одним пластом при его крутом и наклонном залегании (рис. 2.1-а, б).

Главными параметрами карьера являются глубина карьера, его длина и ширина по поверхности и по дну.

Глубина карьера H_k определяется условием экономической эффективности разработки данного месторождения открытым способом. В данной учебной работе глубина карьера H_k определяется графоаналитическим методом путем сравнения текущего K_T и граничного $K_{гр}$ коэффициентов вскрыши.

Задачами практической работы являются:

- построение поперечного профиля карьерного поля;
- определение конечной глубины карьера H_k ;
- определение его ширины по поверхности B_k и по дну B_d ;
- расчет объемов вскрышных пород и запасов полезного ископаемого в карьерном поле, а также среднего геологического и среднего промышленного коэффициентов вскрыши;
- определение годовой производственной мощности и срока службы карьера.

На рис. 2.1-а приведен пример расчета для крутого залегания пласта.

Последовательность выполнения работы следующая.

1. В выбранном масштабе (рекомендуется принимать 1:500, 1:1000, 1:2000) от горизонтальной поверхности откладывается мощность наносов (изображается штриховой линией).
2. От нижней границы наносов чертится пласт мощностью m и углом падения $\alpha_{\text{пл}}$ на приблизительную глубину 150–200 м.

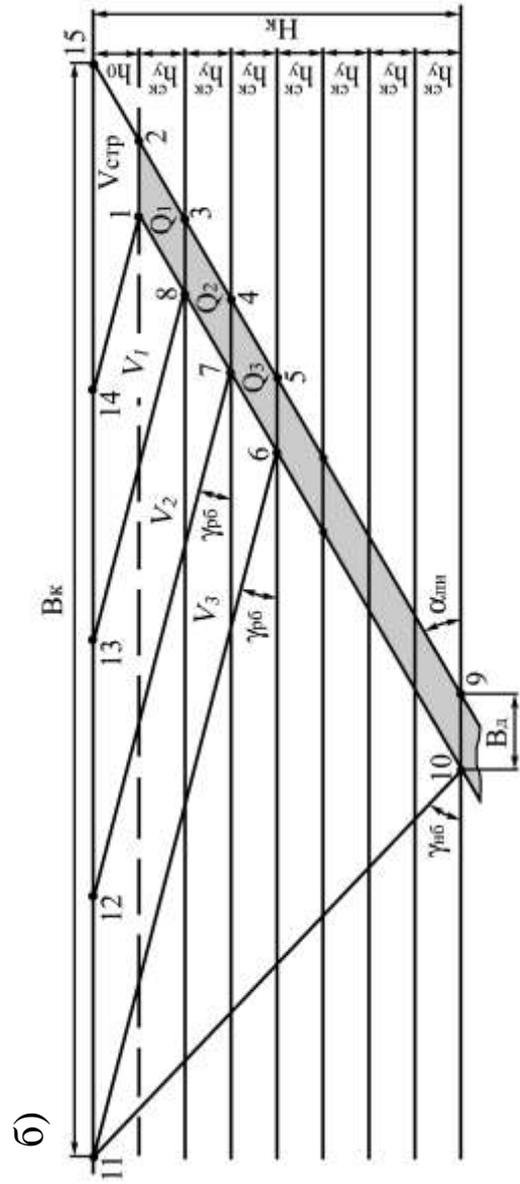
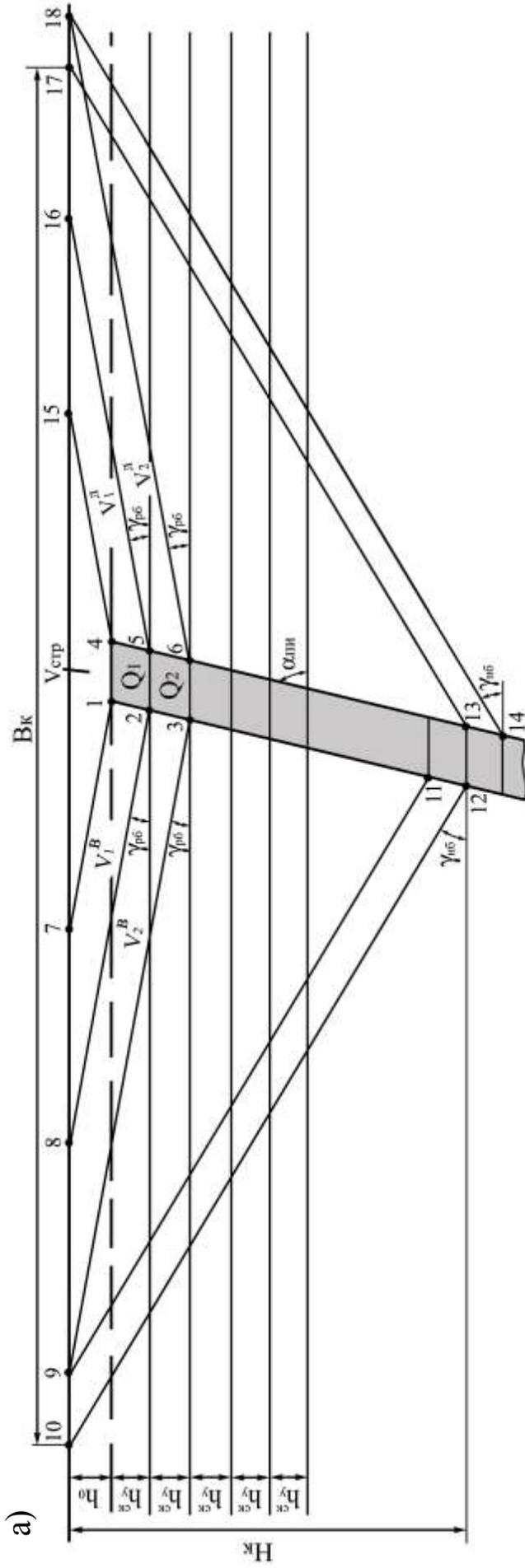


Рис. 2.1. Поперечные профили карьерного поля: а – при кругом залегании пласта; б – при наклонном

3. От нижней границы наносов вычерчиваются горизонты через расстояние, равное высоте скального уступа $h_y^{ск}$ (задана в исходных данных). Количество горизонтов для начала расчета можно принять равным 5 (рис. 2.1-а)

4. Из точек пересечения кровли и почвы пласта с горизонтами (точки 1-6) под углом откоса рабочего борта $\gamma_{рб} = 20^\circ$ (или иным заданным значением) проводятся отрезки до пересечения с земной поверхностью (в качестве примера на рис. 2.1 показаны отрезки 1–7, 2–8, 3–9, 4–15, 5–16, 6–18). При необходимости число горизонтов, от которых проводятся отрезки, увеличивается.

5. В результате построения образуются геометрические фигуры, являющиеся площадями поперечных сечений погоризонтных (текущих) объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого. Поскольку задача решается в плоскости, то принимаемый к дальнейшим расчетам единичный объем вскрышных пород и угля численно равен их площади.

6. Объем угля на каждом горизонте $Q_{\text{пш}}$ является величиной постоянной и определяется по формуле, т,

$$Q = \frac{m \cdot h_y^{ск}}{\sin \alpha_{\text{пш}}} \rho_{\text{пш}} \quad (2.1)$$

где m – нормальная мощность пласта, м; $h_y^{ск}$ – высота скального уступа, м; $\alpha_{\text{пш}}$ – угол залегания пласта, градус; $\rho_{\text{пш}}$ – плотность угля, т/м³.

7. Поскольку земная поверхность представлена равниной, то текущие площади вскрыши представляют собой трапеции (на рис. 2.1-а – фигуры 1–7–8–2, 2–8–9–3, 4–15–16–5, 5–16–18–6). Площадь трапеций рассчитывается по известной формуле

$$S = \frac{(a+b) \cdot h}{2}, \quad (2.2)$$

где a и b – соответственно длина верхнего и нижнего основания трапеции, h – ее высота.

Например, на рис. 2.1-а для трапеции 1–7–8–2, расположенной с висячего бока пласта, верхним основанием будет отрезок 1–7, нижним – 8–2. Высотой трапеции h_b в данном случае (такое соотношение имеет место в единственном случае, когда $\alpha_{\text{пш}} = 70^\circ$) бу-

дет являться отрезок 2–3, равный отношению высоты скального уступа и синуса угла залегания пласта ($h_y^{CK} / \sin \alpha_{\text{пш}}$).

При крутом залегании пласта следует различать площади текущих объемов вскрыши с висячей и лежачей стороны пласта V_i^B и $V_i^Л$ соответственно. Необходимо отметить, что верхние и нижние основания одноименных трапеций (например, 1–7 и 4–15, или 2–8 и 5–16) будут одинаковы, а высота – различной. На рис. 2.2 приведено графическое пояснение к расчету высоты трапеций с лежачей стороны пласта $h_{\text{л}}$.

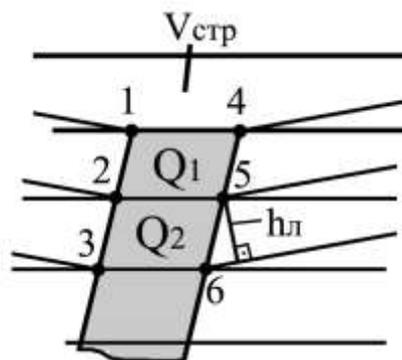


Рис. 2.2. Схема к расчету высоты трапеции с лежачей стороны пласта $h_{\text{л}}$ при крутом залегании

Поскольку известны угол падения пласта, угол откоса рабочего борта и высота скального уступа, можно рассчитать высоту трапеции $h_{\text{л}}$ по следующей формуле:

$$h_{\text{л}} = \frac{h_y^{CK} \sin(\alpha_{\text{пш}} \gamma_{\text{рб}})}{\sin \alpha_{\text{пш}}}. \quad (2.3)$$

Длины отрезков 1–7, 2–8 (соответственно 4–15, 5–16) и т. д. будут определяться как отношение глубины пересечения конкретного отрезка с пластом и синуса угла откоса рабочего борта.

Например, длина отрезков 1–7 и 4–15 (a_1 и b_1 соответственно) будет равна ($h_0 / \sin \gamma_{\text{рб}}$);

отрезков 2–8 и 5–16 (a_2 и b_2 соответственно):
 $[(h_0 + h_y^{CK}) / \sin \gamma_{\text{рб}}]$;

отрезков 3–9 и 6–18 (a_3 и b_3 соответственно):
 $[(h_0 + 2h_y^{CK}) / \sin \gamma_{\text{рб}}]$ и т. д.

После расчета длин нескольких отрезков с висячего и лежачего бока пласта (рекомендуется присвоить им определенные обозначения, например: с висячей стороны пласта – a_1, a_2 и т. д., с лежачей – b_1, b_2 и т. д.) производится расчет погоризонтных единичных объемов вскрыши.

Например, объем V_1^B (при условии $\alpha_{\text{пш}} = 70^\circ$) рассчитывается по следующей формуле:

$$V_1^B = \frac{h_0}{\sin \gamma_{\text{пб}}} + \frac{h_0 + h_y^{\text{СК}}}{\sin \gamma_{\text{пб}}} \cdot h_B = \frac{h_0}{\sin \gamma_{\text{пб}}} + \frac{h_0 + h_y^{\text{СК}}}{\sin \gamma_{\text{пб}}} \cdot \frac{h_y^{\text{СК}}}{\sin \alpha_{\text{пш}}}, \quad (2.4)$$

объем V_2^B – по формуле

$$V_2^B = \frac{h_0}{\sin \gamma_{\text{пб}}} + \frac{h_0 + h_y^{\text{СК}}}{\sin \gamma_{\text{пб}}} \cdot h_B = \frac{h_0}{\sin \gamma_{\text{пб}}} + \frac{h_0 + h_y^{\text{СК}}}{\sin \gamma_{\text{пб}}} \cdot \frac{h_y^{\text{СК}}}{\sin \alpha_{\text{пш}}} \quad (2.5)$$

и так далее.

Формулы (2.4) и (2.5) после некоторого упрощения примут вид:

$$V_i^B = \frac{a_i + a_{i+1}}{2} h_B.$$

Соответственно,

$$V_i^{\text{Л}} = \frac{b_i + b_{i+1}}{2} h_{\text{Л}}.$$

При угле падения пласта, не равном 70° , необходимо самостоятельно определить высоту трапеции h_B , для чего следует выполнить дополнительные построения.

После того, как рассчитаны несколько погоризонтных единичных объемов вскрыши и запасы полезного ископаемого на горизонте, результаты заносятся в таблицу.

№ горизонта	$V_i^B, \text{м}^3$	$V_i^{\text{Л}}, \text{м}^3$	$Q_{\text{пш}}, \text{т}$	$K_{\text{тi}}, \text{м}^3/\text{т}$	$K_{\text{тi}} < > K_{\text{гр}}$
1	V_1^B	$V_1^{\text{Л}}$	$Q_{\text{пш}}$	$K_{\text{т1}}$	<
2	V_2^B	$V_2^{\text{Л}}$	$Q_{\text{пш}}$	$K_{\text{т2}}$	≈
3	V_3^B	$V_3^{\text{Л}}$	$Q_{\text{пш}}$	$K_{\text{т3}}$	>

Как видно из примера заполнения таблицы, на втором горизонте граничный и текущий коэффициент вскрыши примерно равны, а на третьем текущий становится больше граничного. Следовательно, на втором горизонте расчет прекращается и необходимо провести дополнительные построения.

Для этого из точек выхода на земную поверхность нижних оснований трапеций того горизонта, на котором произошло уравнивание текущего и граничного коэффициентов вскрыши (в рассматриваемом примере это точки 9 и 18) до пересечения с кровлей и почвой пласта соответственно проводятся отрезки под углом откоса нерабочего борта $\gamma_{\text{нб}} = 40^\circ$. Полученные отрезки (в примере это 9–11 и 18–14) не совпадут в точках их пересечения с пластом (точки 11 и 14), исключение составляет вариант, когда $\alpha_{\text{пш}} = 90^\circ$. Следовательно, необходимо выровнять конечную глубину путем усреднения полученного результата, для чего выполняется расчет по известным формулам из курса геометрии.

Для отстройки нерабочих бортов с висячей и лежачей сторон пласта к земной поверхности из точек 12 и 13 под углом $\gamma_{\text{нб}}$ проводятся отрезки 12–10 и 13–17 соответственно. Расстояние между конечными точками (10–17) позволит получить ширину карьера по поверхности $B_{\text{к}}$ (рис. 2.1).

При расчете и построении поперечного профиля карьера, разрабатывающего пласт наклонного падения, погоризонтные объемы вскрыши считают только с висячей стороны пласта. Нерабочий борт с лежачей стороны пласта формируется по его почве. На рис. 2.3. приведено графическое пояснение к определению высоты трапеции $h_{\text{в}}$, представляющей собой поперечное сечение погоризонтного объема вскрыши.

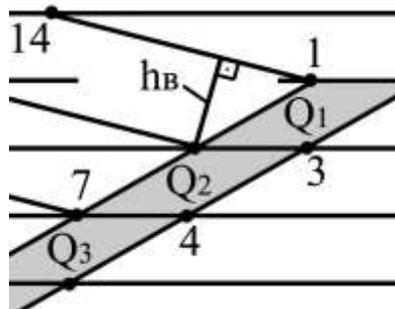


Рис. 2.3. Схема к расчету высоты трапеции с висячей стороны пласта $h_{\text{в}}$ при его наклонном залегании

Расчет ведется в той же последовательности, как и для крутых пластов. Полученные данные заносятся в таблицу.

№ горизонта	$V_i^B, \text{ м}^3$	$Q_{\text{пи}}, \text{ т}$	$K_{\text{ти}}, \text{ м}^3/\text{т}$	$K_{\text{ти}} < > K_{\text{гр}}$
1	V_1^B	$Q_{\text{пи}}$	$K_{\text{т1}}$	<
2	V_2^B	$Q_{\text{пи}}$	$K_{\text{т2}}$	<
3	V_3^B	$Q_{\text{пи}}$	$K_{\text{т3}}$	≈
4	V_4^B	$Q_{\text{пи}}$	$K_{\text{т4}}$	>

Согласно таблице, на третьем горизонте расчеты прекращаются и выполняется дополнительное построение (рис. 2.1-б): из точки 11 проводится отрезок под углом откоса нерабочего борта $\gamma_{\text{нб}} = 40^\circ$ до пересечения с кровлей пласта (точка 10). Горизонтальное расстояние между кровлей и почвой пласта (отрезок 9–10) будет соответствовать ширине дна карьера $B_{\text{д}}$. Выход на земную поверхность отрезка 2–15, являющегося продолжением линии почвы пласта, является граничной точкой ширины карьера по поверхности, которая будет равна отрезку 11–15 (рис. 2.1-б).

Длины всех отрезков определяются исключительно аналитическим путем.

Исходными данными для выполнения работы являются: мощность наносов h_0 (м); нормальная мощность пласта m (м); угол залегания пласта $\alpha_{\text{пи}}$ (градус); длина дна карьера $L_{\text{д}}$ (м), углы откоса нерабочего борта с висячего и лежачего бока пласта $\gamma_{\text{в}}$ и $\gamma_{\text{л}}$ (градус); граничный коэффициент вскрыши $K_{\text{гр}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$). Исходные данные приведены в приложении 1.

Ширина карьера по поверхности $B_{\text{к}}$ равна, м:

Для крутого залегания пласта:

$$B_{\text{к}} = H_{\text{к}} \cdot (\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \gamma_{\text{л}}) + B_{\text{д}}; \quad (2.6)$$

для наклонного, м:

$$B_{\text{к}} = H_{\text{к}} \cdot (\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \alpha_{\text{пи}}) + B_{\text{д}}; \quad (2.7)$$

Ширина дна карьера $B_{\text{д}}$, м,

$$B_{\text{д}} = \frac{m}{\sin \alpha_{\text{ши}}}. \quad (2.8)$$

Далее производится определение объемов горной массы ($V_{\text{ГМ}}$), геологических ($Q_{\text{Гео}}$) и промышленных ($Q_{\text{Пр}}$) запасов угля и среднего коэффициента вскрыши.

Объем горной массы при крутом залегании пласта равен, м^3 :

$$V_{\text{ГМ}} = L_{\text{д}} \cdot B_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}} + (L_{\text{д}} + B_{\text{д}}) \cdot H_{\text{к}}^2 \cdot \text{ctg} \frac{(\gamma_{\text{в}} + \gamma_{\text{л}})}{2} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\text{к}}^3 \cdot \text{ctg}^2 \frac{(\gamma_{\text{в}} + \gamma_{\text{л}})}{2}. \quad (2.9)$$

Для расчета объема горной массы при наклонном залегании пласта вместо угла $\gamma_{\text{л}}$ используется угол $\alpha_{\text{ши}}$, таким образом, формула (2.4) записывается следующим образом:

$$V_{\text{ГМ}} = L_{\text{д}} \cdot B_{\text{д}} \cdot H_{\text{к}} + (L_{\text{д}} + B_{\text{д}}) \cdot H_{\text{к}}^2 \cdot \text{ctg} \frac{(\gamma_{\text{в}} + \alpha_{\text{ши}})}{2} + \frac{\pi}{3} \cdot H_{\text{к}}^3 \cdot \text{ctg}^2 \frac{(\gamma_{\text{в}} + \alpha_{\text{ши}})}{2}. \quad (2.10)$$

Объем геологических запасов угля, м^3 :

$$Q_{\text{Гео}} = m_{\text{Г}} \cdot (H_{\text{к}} - h_0) \cdot [L_{\text{к}} - (H_{\text{к}} + h_0) \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{Т}}], \quad (2.11)$$

где $L_{\text{к}}$ – длина карьера по верху, м.

$$L_{\text{к}} = L_{\text{д}} + 2H_{\text{к}} \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{Т}}, \quad (2.12)$$

где $\gamma_{\text{Т}}$ – угол откоса борта карьерного поля в торце, град. В расчетах принимать $\gamma_{\text{Т}} = 40^\circ$ либо согласно индивидуальному заданию.

Промышленные запасы полезного ископаемого $Q_{\text{Пр}}$ составляют, млн т:

$$Q_{\text{Пр}} = Q_{\text{Гео}} \cdot \eta_{\text{из}} \cdot \rho_{\text{ши}}, \quad (2.13)$$

где $\rho_{\text{ши}}$ – плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$ (в среднем по Кузбассу $\rho_{\text{ши}} = 1,35$); $\eta_{\text{из}}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого. В учебных расчетах $\eta_{\text{из}} = 0,95 \div 0,98$.

Коэффициент извлечения полезного ископаемого отражает то, что часть запасов (2–5%) не могут быть извлечены из недр при су-

ществующем уровне техники и технологии и планируются к безвозвратному оставлению в недрах.

Объем вскрышных пород в конечных контурах карьера равен, млн м³:

$$V_{\text{в}} = V_{\text{ГМ}} - Q_{\text{геол}}. \quad (2.14)$$

Средний промышленный коэффициент вскрыши, м³/т:

$$K_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{в}}}{Q_{\text{пр}}}. \quad (2.15)$$

Объем рыхлых отложений*, м³:

$$V_0 = \left(B_{\text{к}} - h_0 \cdot \text{ctg} \frac{\gamma_{\text{в}} + \gamma_{\text{л}}}{2} \right) \cdot (L_{\text{к}} - h_0 \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{т}}) \cdot h_0. \quad (2.16)$$

*См. пояснение к формуле 2.9.

Объем скальной вскрыши, м³:

$$V_{\text{к}} = V_{\text{в}} - V_0. \quad (2.17)$$

Под проектной производственной мощностью ($A_{\text{год}}$) понимается максимально возможная расчетная добыча полезного ископаемого в карьере в год. Для угольных разрезов она устанавливается в весовой норме (млн т или тыс. т в год).

В угольной промышленности производственная мощность разреза зависит от промышленных запасов угля и сроков амортизации основных зданий и сооружений или основного горнотранспортного оборудования (табл. 2.1).

Проектная производственная мощность $A_{\text{год}}$ равна:

$$A_{\text{год}} = \frac{Q_{\text{пр}}}{T_{\text{а}}}, \quad (2.18)$$

где $T_{\text{а}}$ – срок амортизации основных зданий, сооружений или основного горно-транспортного оборудования (табл. 2.1), лет.

Продолжительность срока службы карьера с учетом освоения производственной мощности и затухания горных работ, лет,

$$T = T_{\text{а}} + T_{\text{осв}} + T_{\text{зат}}, \quad (2.19)$$

где $T_{\text{осв}}$ – срок освоения производственной мощности, лет; $T_{\text{зат}}$ – период затухания горных работ, лет. Срок освоения производственной мощности и период затухания горных работ в учебных расчетах принимать равными соответственно 0,5 и 1 году.

Таблица 2.1

Ориентировочные значения производственной мощности разрезов по добыче угля и сроки их службы

Разрезы	Промышленные запасы $Q_{\text{пр}}$, млн т	Производственная мощность по добыче угля $A_{\text{год}}$, млн т/год	Срок амортизации основных зданий, сооружений или основного горно-транспортного оборудования, лет
Крупные, с большими запасами угля	250–500	10–12	25–50
Средние, с ограниченными запасами угля	75–150	3–5	25–40
Малые, с небольшими запасами угля	10–20 до 5–10	1–2 0,1–0,8	10–20 8–10

Как следует из табл. 2.1, чем меньше промышленные запасы полезного ископаемого в принятых границах карьера, тем меньше будет его срок службы и годовая производственная мощность.

В последующих расчетах для определения парка бурового и выемочно-погрузочного оборудования необходимо знать годовые объемы скальной вскрыши, наносов, и их суммарный объем.

Годовой объем скальной вскрыши $V_{\text{год.ск}}$ необходим при расчете годового объема бурения, количества буровых станков и выемочно-погрузочного оборудования, м³/год,

$$V_{\text{год.ск}} = \frac{V_{\text{к}}}{T - 0,5 \cdot (T_{\text{осв}} + T_{\text{зат}})} \cdot K_{\text{н.г}}, \quad (2.20)$$

где $K_{н.г} = 1,1 \div 1,3$ – коэффициент неравномерности распределения объемов вскрыши по годам.

Суммарный годовой объем вскрыши – скальных пород и наносов – используется для определения количества экскаваторов.

$$V_{\text{год}} = V_{\text{год.ск}} + \frac{V_0}{0,5T}, \text{ млн м}^3/\text{год.} \quad (2.21)$$

Пример расчета

Дано: мощность рыхлых отложений $h_0 = 10$ м, нормальная мощность пласта $m = 23$ м, угол падения пласта $\alpha_{\text{пш}} = 82^\circ$, длина карьера по дну $L_{\text{д}} = 8$ км, углы откосов нерабочих бортов $\gamma_{\text{нб}}$ с висячего и лежачего бока пласта – 38° и 36° соответственно; угол откоса рабочего борта $\gamma_{\text{рб}} = 20^\circ$; граничный коэффициент вскрыши $K_{\text{гр}} = 13$ м³/т, плотность полезного ископаемого $\rho_{\text{пш}} = 1,35$ т/м³, рекомендуемая высота скального уступа $h_{\text{у}}^{\text{ск}} = 10$ м.

Решение. Для наглядности расчетов эскизно вычерчивается профиль карьерного поля, на котором показывается линия земной поверхности, граница наносов и угольный пласт. После этого производятся вычисления, приблизительный порядок которых приводится ниже. В скобках указаны номера соответствующих формул.

1. Определяется горизонтальная мощность пласта, которая также будет являться шириной дна карьера (2.8):

$$B_{\text{д}} = m_{\text{г}} = \frac{m}{\sin \alpha_{\text{пш}}} = \frac{23}{\sin 82} = 23,23 \text{ м.}$$

2. Определяются погоризонтные запасы угля (2.1):

$$Q_{\text{пш}} = \frac{m h_{\text{у}}^{\text{ск}}}{\sin \alpha_{\text{пш}}} \rho_{\text{пш}} = \frac{23 \cdot 10}{\sin 82} \cdot 1,35 = 313,55 \text{ т.}$$

3. Определяются длины отрезков, являющихся основаниями трапеций, для расчета объемов вскрыши с лежачего и висячего бортов пласта (поскольку пласт крутой, то вскрышу необходимо удалять с обеих сторон пласта):

$$a_1 = b_1 = \frac{h_0}{\sin \gamma_{\text{рб}}} = \frac{10}{\sin 20} = 29,24 \text{ м.}$$

$$a_2 = b_2 = \frac{h_0 + h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 10}{\sin 20} = 58,476 \text{ м.}$$

$$a_3 = b_3 = \frac{h_0 + h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 20}{\sin 20} = 87,714 \text{ м.}$$

$$a_4 = b_4 = \frac{h_0 + 3h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 30}{\sin 20} = 116,95 \text{ м.}$$

$$a_5 = b_5 = \frac{h_0 + 4h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 40}{\sin 20} = 146,19 \text{ м.}$$

$$a_6 = b_6 = \frac{h_0 + 5h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 50}{\sin 20} = 175,43 \text{ м.}$$

$$a_7 = b_7 = \frac{h_0 + 6h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 60}{\sin 20} = 204,666 \text{ м.}$$

$$a_8 = b_8 = \frac{h_0 + 7h_y^{\text{CK}}}{\sin \gamma_{\text{pб}}} = \frac{10 + 70}{\sin 20} = 233,9 \text{ м.}$$

4. Определяется высота трапеций с обоих боков пласта, для чего в случае необходимости вычерчивается дополнительный эскиз. В результате вычислений установлено: $h_{\text{в}} = 9,878 \text{ м}$; $h_{\text{л}} = 8,916 \text{ м}$.

5. Определяются площади вскрыши с обоих боков пласта (формулы 2.4, 2.5). Результаты заносятся в таблицу.

№ горизонта	$V_i^{\text{в}}, \text{м}^3$	$V_i^{\text{л}}, \text{м}^3$	$Q_{\text{пи}}, \text{т}$	$K_{\text{ти}}, \text{м}^3/\text{т}$	$K_{\text{ти}} <> K_{\text{гр}}$
1	433,2293	391,0379	313,55	2,628822	<
2	722,0324	651,715	313,55	4,381271	<
3	1010,835	912,3921	313,55	6,133719	<
4	1299,648	1173,078	313,55	7,886227	<
5	1588,481	1433,782	313,55	9,638855	<
6	1877,294	1694,468	313,55	11,39136	<
7	2166,077	1955,127	313,55	13,14369	≈

6. После выполнения дополнительных построений и расчетов установлено, что конечная глубина карьера $H_k = 165,7 \approx 166$ м.

Следовательно, ширина карьера по поверхности (2.6):

$$B_k = H_k (\operatorname{ctg} \gamma_B + \operatorname{ctg} \gamma_L) + B_d = \\ = 166 \cdot (\operatorname{ctg} 38 + \operatorname{ctg} 36) + 23,23 = 464,17 \approx 464 \text{ м.}$$

7. Определяется объем горной массы (2.9):

$$V_{\text{ГМ}} = L_d \cdot B_d \cdot H_k + (L_d + B_d) \cdot H_k^2 \cdot \operatorname{ctg} \frac{(\gamma_B + \gamma_L)}{2} + \frac{\pi}{3} \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \frac{(\gamma_B + \gamma_L)}{2} = \\ = 8000 \cdot 23,23 \cdot 166 + (8000 + 23,23) \cdot 166^2 \cdot \operatorname{ctg} \frac{(38 + 36)}{2} + \\ + \frac{\pi}{3} \cdot 166^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \frac{(38 + 36)}{2} \approx 333234000 \text{ м}^3.$$

8. Длина карьера по верху (2.12):

$$L_k = L_d + 2 \cdot H_k \cdot \operatorname{ctg} \gamma_T = 8000 + 2 \cdot 166 \cdot \operatorname{ctg} 40 = 8395,7 \text{ м.}$$

9. Объем геологических запасов угля (2.11):

$$Q_{\text{Гео}} = m_T \cdot (H_k - h_0) \cdot [L_k - (H_k + h_0) \cdot \operatorname{ctg} \gamma_T] = \\ = 23,23 \cdot (166 - 10) \cdot [8395,7 - (166 + 10) \cdot \operatorname{ctg} 40] \approx 29666000 \text{ м}^3.$$

10. Промышленные запасы угля (2.13):

$$Q_{\text{Пр}} = Q_{\text{Гео}} \cdot \eta_{\text{Из}} \cdot \rho_{\text{Пи}} = 29666000 \cdot 0,97 \cdot 1,35 \approx 38847627 \text{ т.}$$

11. Объем вскрыши в границах карьера (2.14):

$$V_B = V_{\text{ГМ}} - Q_{\text{Гео}} = 333234000 - 29666000 = 303568000 \text{ м}^3.$$

12. Средний промышленный коэффициент вскрыши (2.15), $\text{м}^3/\text{т}$:

$$K_{\text{Ср}} = \frac{V_B}{Q_{\text{Пр}}} = \frac{303568000}{38847627} = 7,81.$$

13. Объем рыхлых отложений (2.16), м^3 :

$$V_0 = \left(B_k - h_0 \cdot \operatorname{ctg} \frac{\gamma_B + \gamma_L}{2} \right) \cdot (L_k - h_0 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_T) \cdot h_0 = \\ \left(464 - 10 \cdot \operatorname{ctg} \frac{38 + 36}{2} \right) \cdot (8395,7 - 10 \cdot \operatorname{ctg} 40) \cdot 10 \approx 37788000$$

14. Объем скальной вскрыши (2.17), м³:

$$V_k = V_v - V_0 = 303568000 - 37788000 = 265780000.$$

15. Согласно таблице 2.1 определяем примерный срок службы и годовую производственную мощность разреза:

$$A_{\text{год}} = 2044612 \text{ т/год}, T_a = 19 \text{ лет.}$$

16. Общая продолжительность срока службы карьера (2.19):

$$T = 19 + 0,5 + 1 = 20,5 \text{ года.}$$

17. Годовой объем скальной вскрыши (2.20), м³/год:

$$V_{\text{год.ск}} = \frac{V_k}{T - 0,5 \cdot (T_{\text{осв}} + T_{\text{заг}})} \cdot K_{\text{н.г}} =$$

$$= \frac{265780000}{20,5 - 0,5 \cdot (0,5 + 1)} \cdot 1,114 = 15000000.$$

18. Суммарный годовой объем вскрыши (2.21), м³:

$$V_{\text{год}} = V_{\text{год.ск}} + \frac{V_0}{0,5T} = 15000000 + \frac{37788000}{10,25} = 18686634.$$

Контрольные вопросы

1. Что относят к главным параметрам карьера?
2. Чему равна минимальная ширина дна карьера?
3. Чем определяется глубина карьера?
4. Что такое проектная производственная мощность карьера?
5. Назовите основной фактор, определяющий $A_{\text{год}}$.
6. Последовательность определения главных параметров карьера.
7. Различия в расчете главных параметров карьера при наклонном и крутом залегании пласта.
8. От чего зависит проектная производственная мощность карьера?
9. В каких последующих расчетах используются годовые объемы скальной вскрыши и наносов?
10. Коэффициент извлечения полезного ископаемого.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

Выбор выемочно-погрузочного оборудования.

Изучение параметров системы разработки

Цель занятия – ознакомиться с краткой методикой выбора выемочно-погрузочного оборудования для разреза с установленными главными параметрами, а также изучить параметры системы открытой разработки угольного месторождения.

3.1. Элементы и параметры системы разработки

Элементами системы разработки являются: борт, уступ, экскаваторная заходка, рабочая площадка, развал взорванной горной массы, ярус отвала. К основным **параметрам** элементов системы разработки относятся: высота уступа, углы откоса уступа, ширина призмы возможного обрушения, ширина бермы безопасности, ширина экскаваторной заходки, ширина предохранительной бермы, ширина рабочей площадки, ширина транспортной бермы, угол откоса борта, интенсивность ведения горных работ (оценивается скоростью подвигания фронта работ и годовым темпом углубки) и др.

В качестве примера в данном учебном пособии рассмотрены параметры и элементы системы разработки для усредненных горно-геологических условий. В процессе работы горнодобывающего предприятия все параметры должны быть уточнены в зависимости от конкретных горно-геологических условий и отображены в паспорте забоя и иной рабочей документации.

3.1.1. Высота уступа

Высота рабочего уступа зависит от физико-механических свойств горных пород, условий их залегания и параметров используемого горнотранспортного оборудования. При применении гидравлических экскаваторов высота уступа определяется расчетом с учетом траектории движения ковша экскаватора.

Максимальная высота уступа при работе гидравлических экскаваторов типа обратная лопата определяется на основании параметров оборудования, представленных на кинематических схемах (рис. 3.1–3.7). На данных чертежах приведены кинематические схемы работы некоторых наиболее распространенных марок экскаваторов.

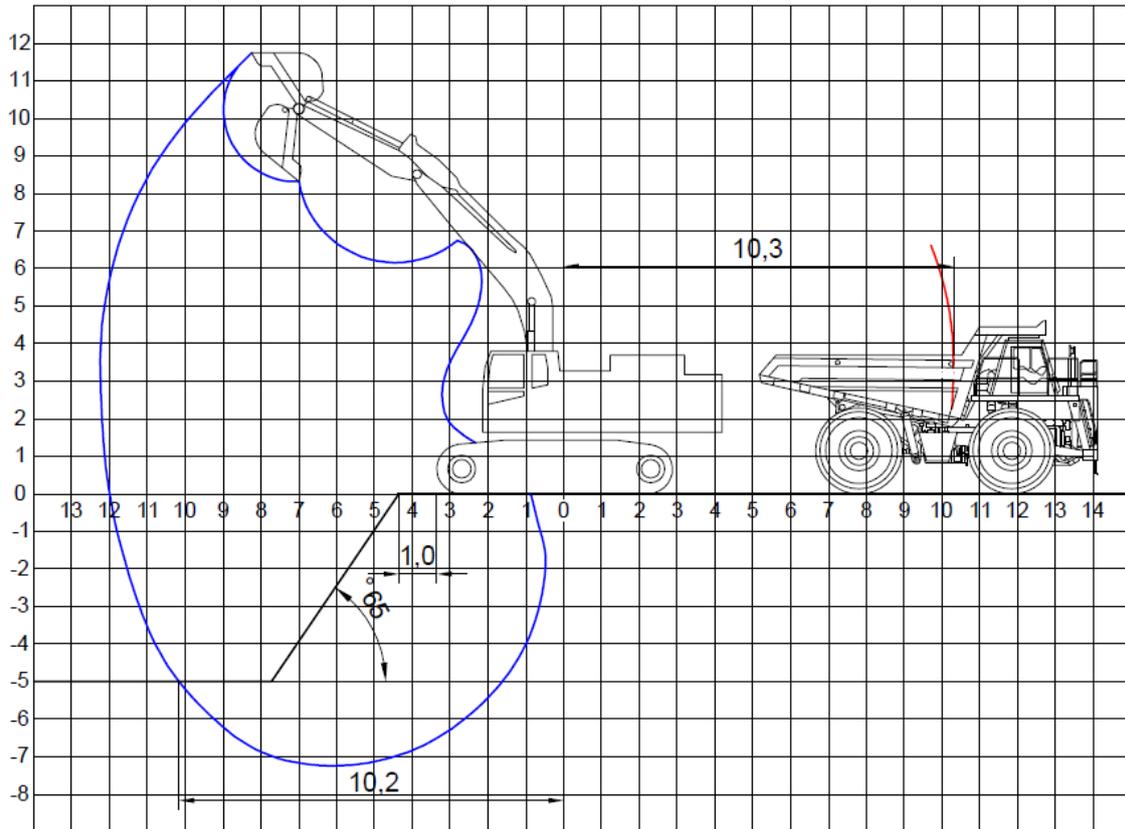


Рис. 3.1. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Hyundai 800

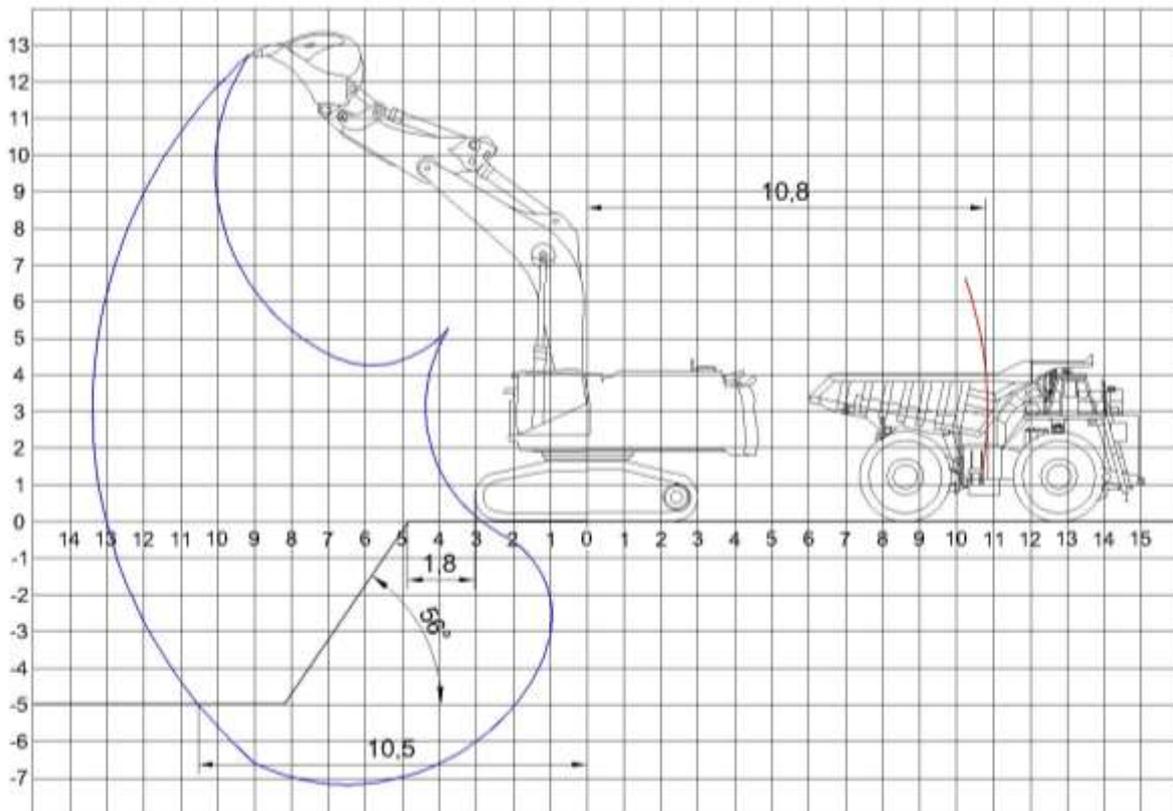


Рис. 3.2. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Liebherr R9100

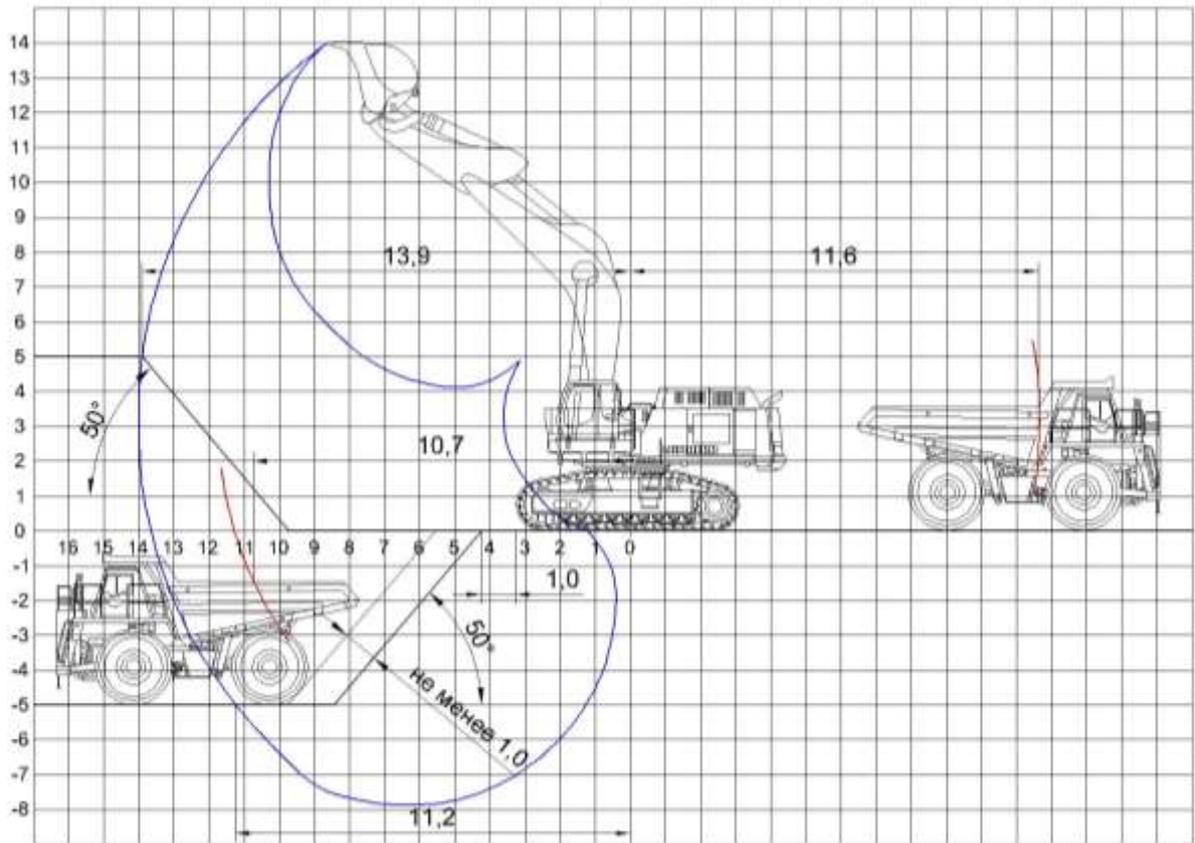


Рис. 3.3. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Liebherr R984

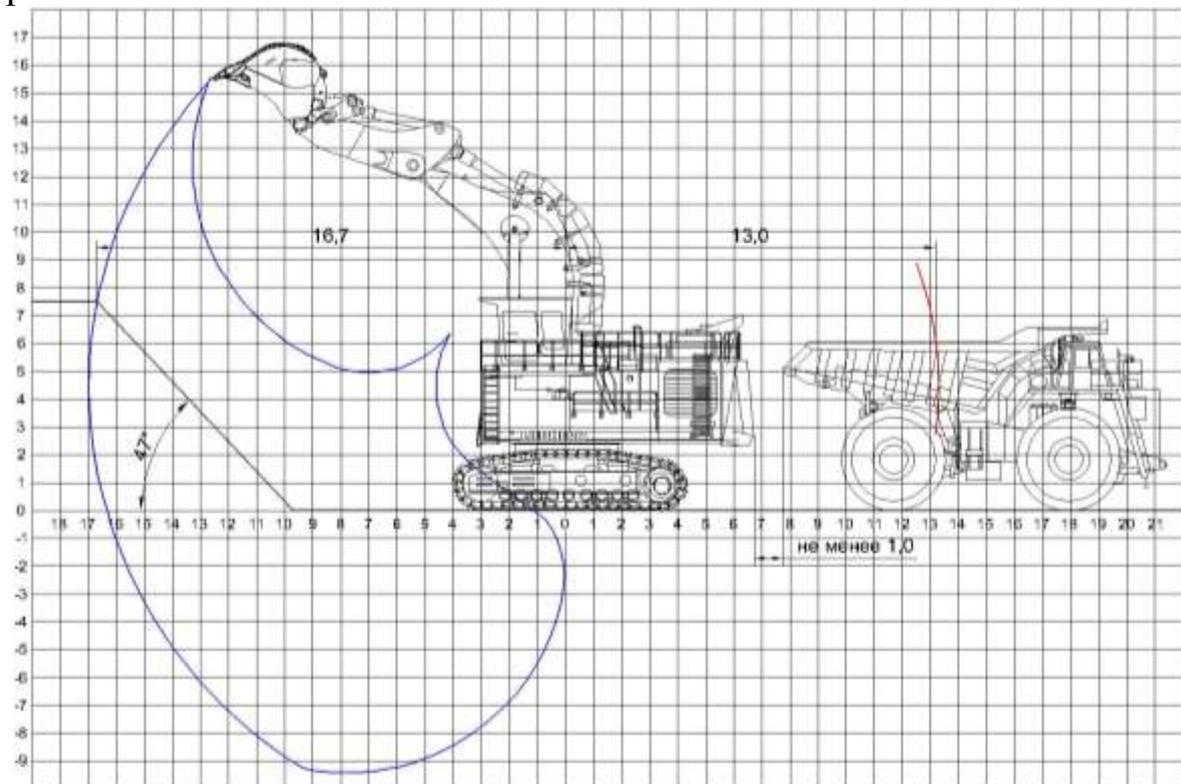


Рис. 3.4. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Liebherr R9250

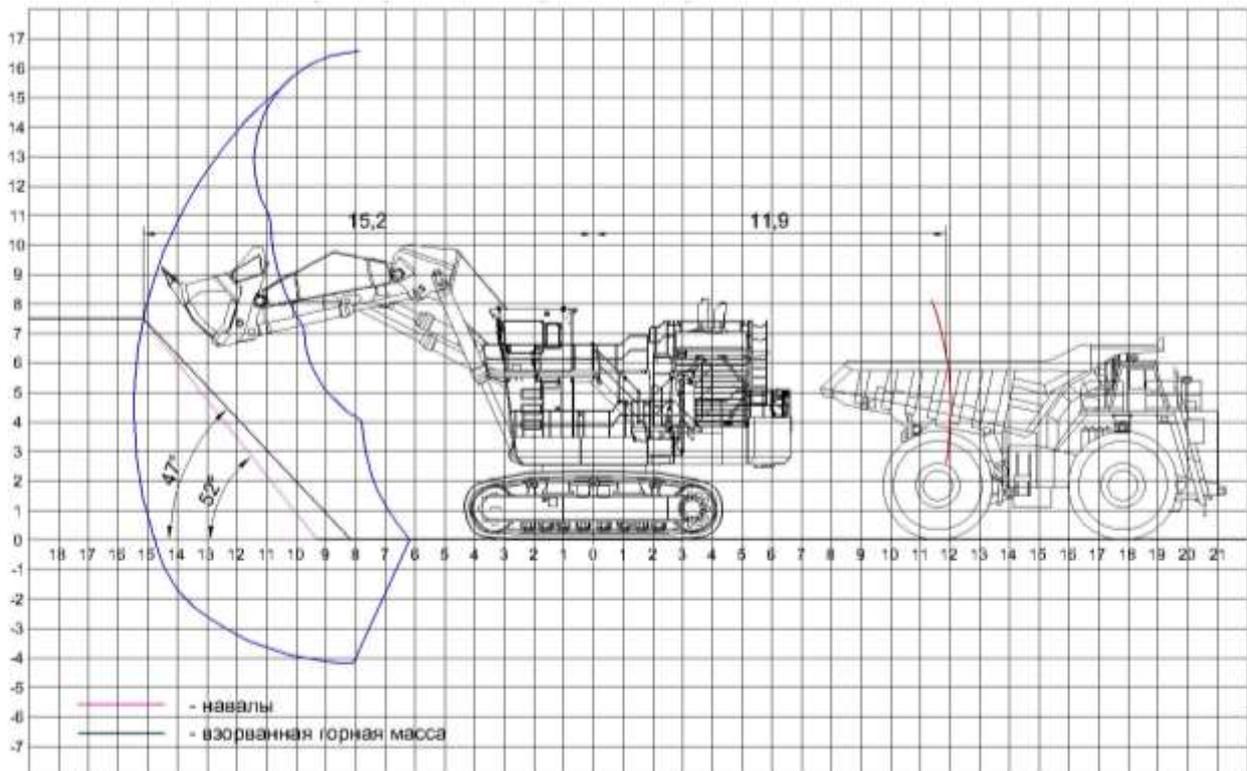


Рис. 3.5. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Hitachi EX3600

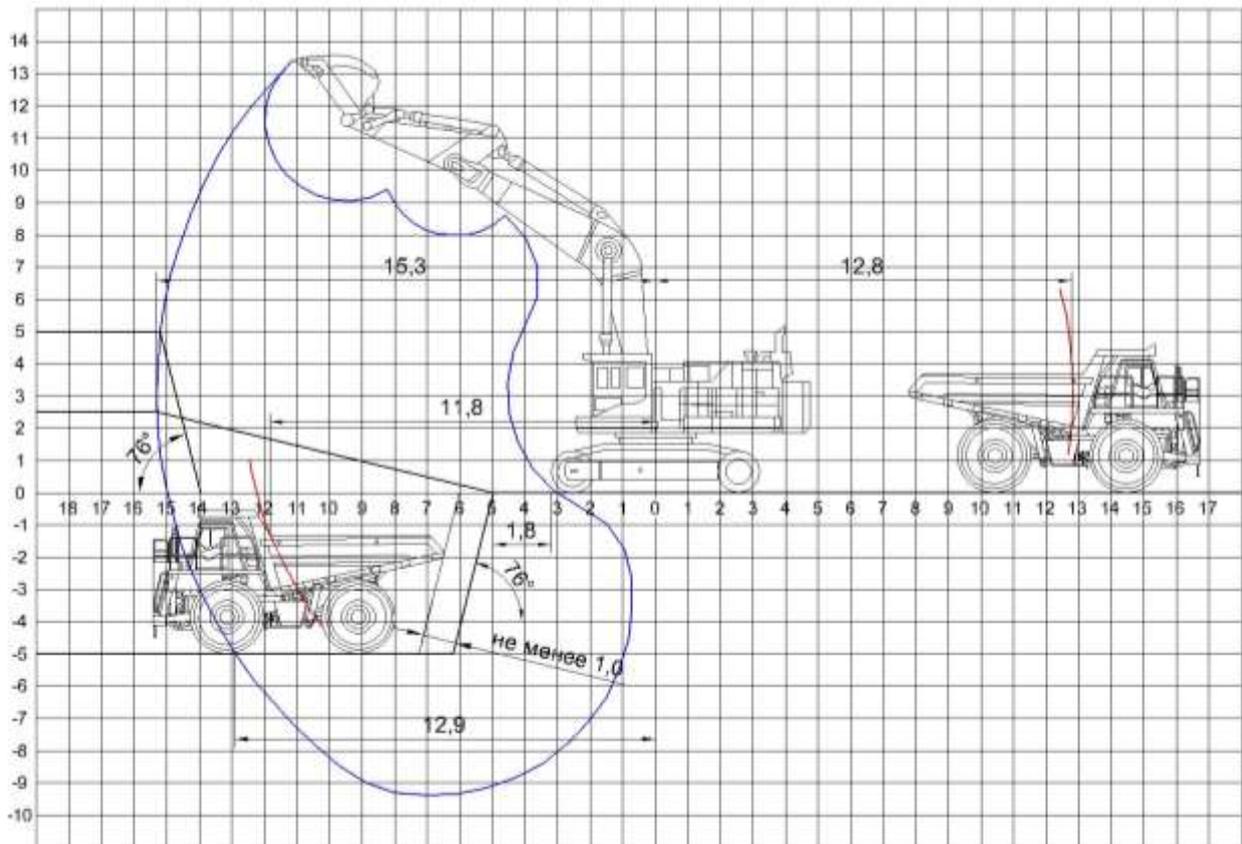


Рис. 3.6. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Hitachi EX1200

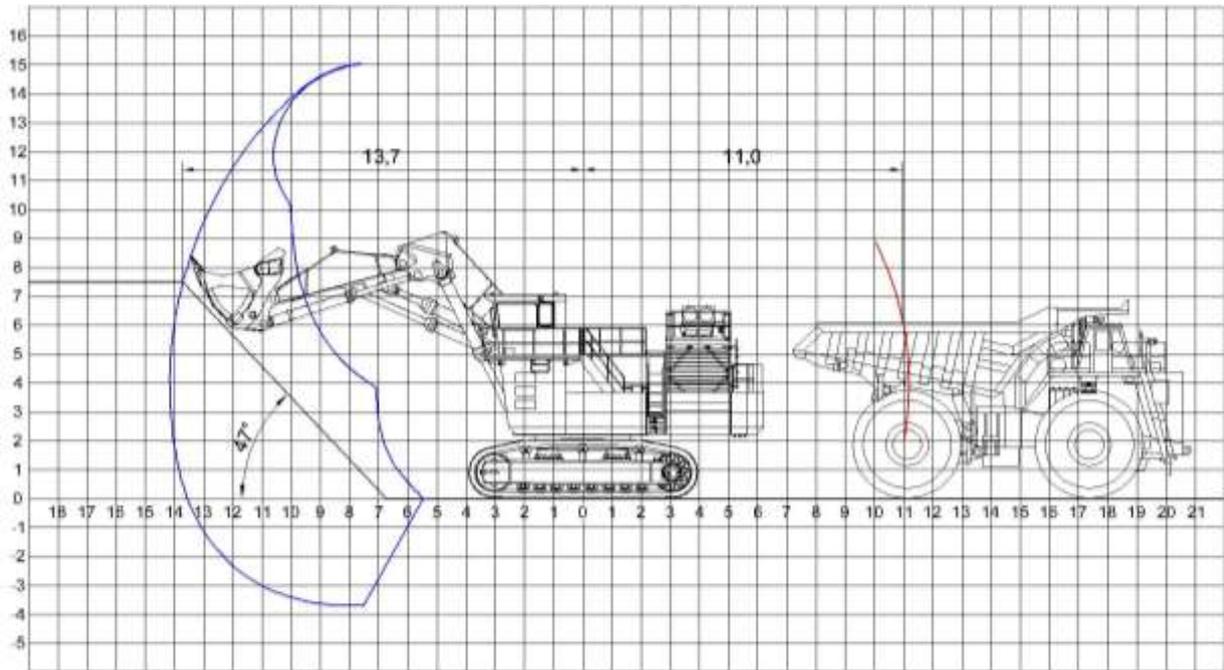


Рис. 3.7. Кинематическая схема работы гидравлического экскаватора Hitachi EX2500

Высота рабочих уступов (слоев) принимается исходя из параметров выемочного оборудования. Примерные значения представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1

Высота рабочего уступа (слоя) при различных горно-геологических условиях для применяемого оборудования

Показатели, ед. изм.	Марка экскаватора						
	Hitachi EX2500	Hitachi EX3600	Liebherr R984	Liebherr R9250	Liebherr R9100	Hyundai 800	Hitachi EX1200
Четвертичные отложения							
Высота уступа, м	—	—	—	—	15,0	15,0	—
Высота слоя, м	—	—	—	—	5,0	5,0	—
Кол-во слоев отработки, ед.	—	—	—	—	3	3	—
Коренные породы (в развале)							
Высота уступа, м	15,0	15,0	15,0	15,0	—	—	—
Высота слоя, м	7,5	7,5	5,0	7,5	—	—	—
Кол-во слоев отработки, ед.	2	2	3	2	—	—	—

Показатели, ед. изм.	Марка экскаватора						
	Hitachi EX2500	Hitachi EX3600	Liebherr R984	Liebherr R9250	Liebherr R9100	Hyundai 800	Hitachi EX1200
Навалы							
Высота уступа, м	–	15,0	–	–	–	–	–
Высота слоя, м	–	7,5	–	–	–	–	–
Кол-во слоев отработки, ед.	–	2	–	–	–	–	–
Уголь							
Высота уступа, м	–	–	–	–	–	–	до 10,0
Высота слоя, м	–	–	–	–	–	–	до 5,0
Кол-во слоев отработки, ед.	–	–	–	–	–	–	2

3.1.2. Углы откоса уступа

Угол откоса рабочего уступа зависит от технологических параметров применяемого экскавационного оборудования, устойчивый угол откоса уступа – от физико-механических свойств горных пород.

Принятые в качестве примера углы откосов рабочих уступов представлены в таблице 3.2. Данные углы удовлетворяют принятым технологическим параметрам экскавационного оборудования и условиям устойчивости.

Таблица 3.2

Примерные значения углов откосов рабочих уступов

Наименование показателя	Высота уступа/слоя	Угол откоса рабочего уступа, градус
Откос уступа, сформированный в рыхлых четвертичных отложениях (углы приняты при влажности пород 23–25%)	15	45
	10	54
	7,5	55
	5	56
Откос уступа, сформированный по навалам	15	48
	10	50
	7,5	52
	5	55

Наименование показателя	Высота уступа/слоя	Угол откоса рабочего уступа, градус
Откос уступа, сформированный в коренных породах	15	70
	10	76
	7,5	77
	5	79
Откос уступа, сформированный по взорванной горной массе	15	37
	10	45
	7,5	47
	5	50
Откос уступа, сформированный по углю	10	72
	7,5	74
	5	76

3.1.3. Ширина экскаваторной заходки

Ширина экскаваторной заходки при нижнем черпании и погрузкой ниже уровня стояния для гидравлических экскаваторов определяется по формуле:

$$A_3 = R_p - 0,5L_{авт} - C - \frac{H_y}{\operatorname{tg} \alpha} + R_ч \cdot \sin 45^\circ, \quad (3.1)$$

где R_p – радиус разгрузки экскаватора, м; $L_{авт}$ – длина автосамосвала, м; C – безопасное расстояние между нижней бровкой уступа и автосамосвалом (принимается равным 1,0), м; H_y – высота уступа (подустапа), м; α – угол откоса рабочего уступа, град; $R_ч$ – радиус черпания экскаватора.

Данная формула была определена графически (рис. 3.8).

Ширина экскаваторной заходки при одновременной отработке верхним и нижним черпанием и погрузкой ниже уровня стояния для гидравлических экскаваторов должна удовлетворять следующему условию:

$$A_{31} = Z + 0,5G + R_k + C, \quad (3.2)$$

где A_{31} – ширина экскаваторной заходки, обеспечивающая безопасную работу экскаватора, м; Z – ширина призмы возможного обрушения для нагруженного уступа, м; G – ширина гусениц экскаватора, м; C – безопасный зазор между кузовом экскаватора и откосом уступа; R_k – радиус вращения кузова экскаватора, м.

Расчетная схема определения ширины экскаваторной заходки представлена на рис. 3.9.

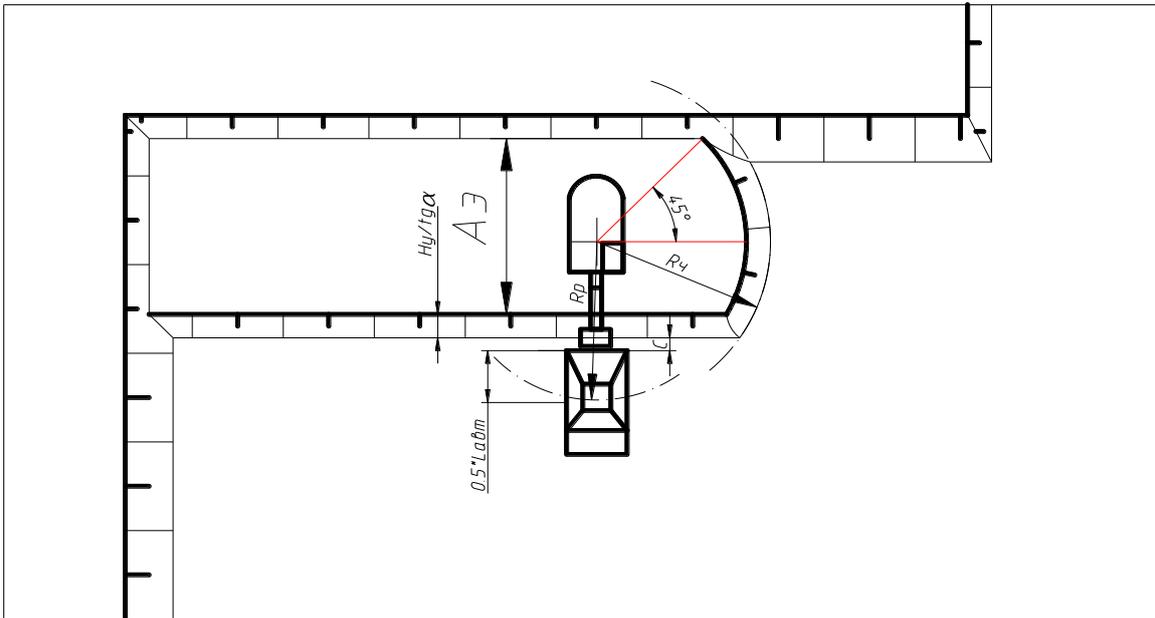


Рис. 3.8. Схема определения ширины заходки гидравлического экскаватора при нижнем черпании и погрузкой ниже уровня стояния

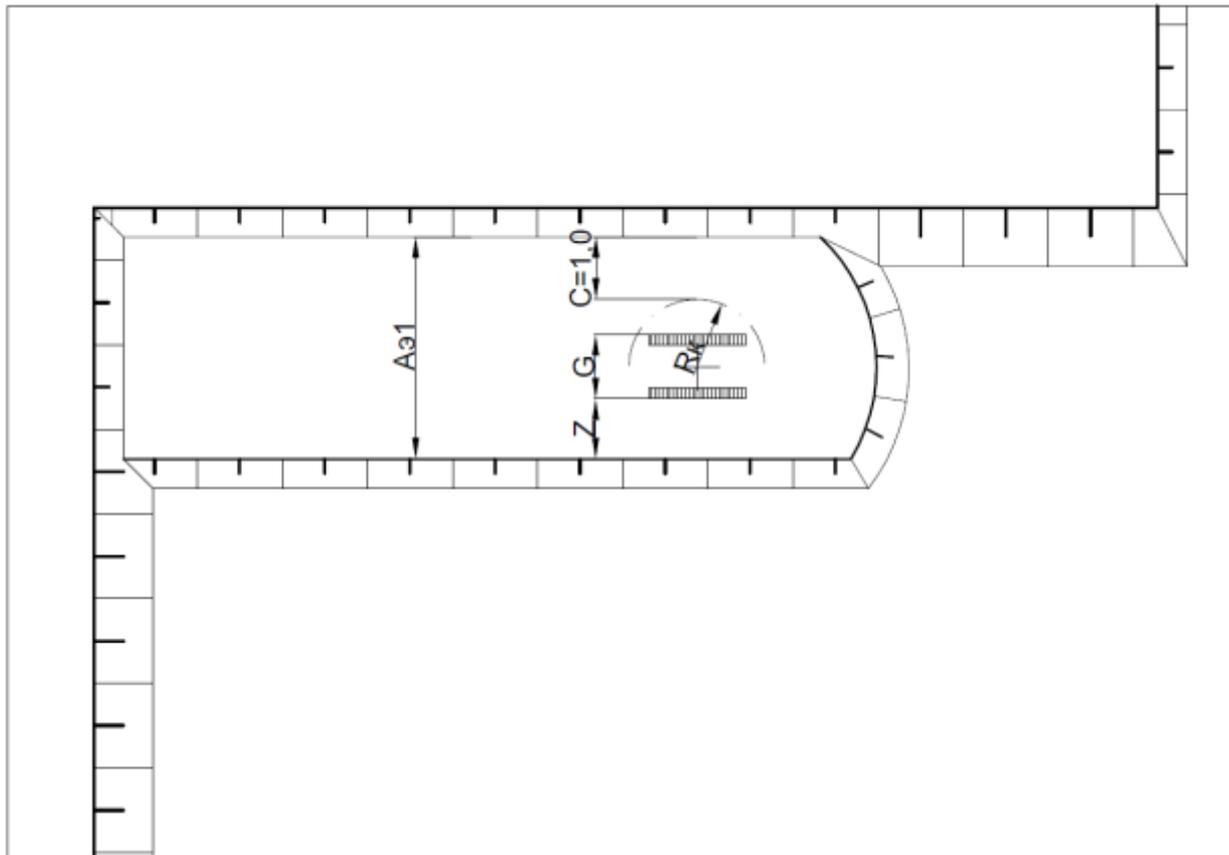


Рис. 3.9. Расчетная схема определения ширины экскаваторной заходки для экскаватора Liebherr R984C ($A_з = 9,5$ м).

Ширина экскаваторной заходки при нижнем черпании и погрузкой на уровне стояния для гидравлических экскаваторов определяется по формуле

$$A_3 = R_p - \frac{H_y}{\operatorname{tg} \alpha} + R_{\text{ч}} \cdot \sin 45^\circ. \quad (3.3)$$

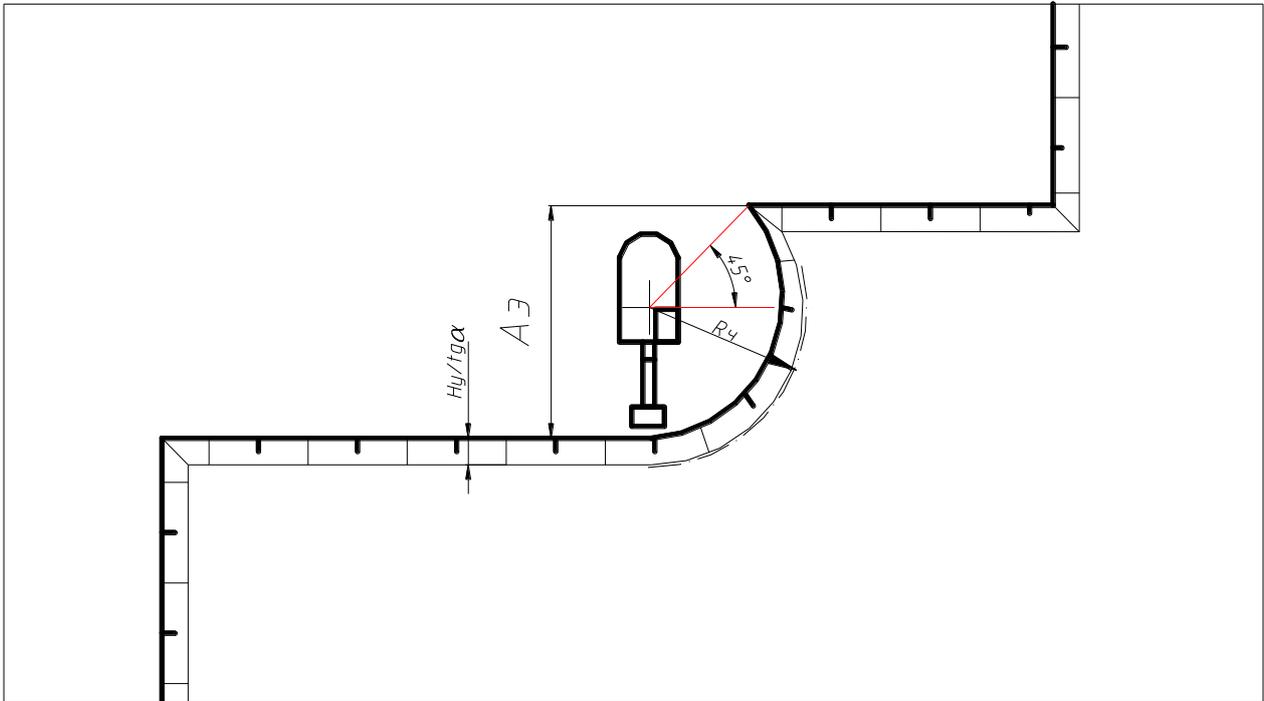


Рис. 3.10. Схема определения ширины заходки гидравлического экскаватора при нижнем черпании и погрузкой на уровне стояния

Радиус черпания и радиус разгрузки экскаваторов определяется по кинематическим схемам (рис. 3.1–3.7).

Расчетные значения ширины экскаваторных заходов для гидравлических экскаваторов типа обратная лопата, при нижнем черпании с погрузкой породы в автосамосвалы ниже уровня стояния экскаватора представлены в таблице 3.3.

Ширина экскаваторной заходки для гидравлических экскаваторов при верхнем черпании (A_3) определяется по формуле

$$A_3 = (1,5 \div 1,7) \left(R_{\text{max}}^{\text{ч}} - \frac{H_y}{\operatorname{tg} \alpha} \right), \quad (3.4)$$

где $R_{\text{max}}^{\text{ч}}$ – максимальный радиус копания экскаватора при заданной высоте уступа (слоя), м.

Расчетные значения ширины экскаваторной заходки при верхнем черпании представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.3

Примерные значения ширины экскаваторной заходки
для гидравлических экскаваторов типа обратная лопата

Марка экскаватора	Наименование показателя					
	Высота подступа H_y , м	Радиус разгрузки экскаватора R_p , м	Радиус черпания экскаватора на глубине 5 м $R_{чн}$, м	Длина автосамосвала $L_{авт}$, м	Расчетная ширина экскаваторной заходки $A_э$, м	Ширина экскаваторной заходки при одновременном верхнем и нижним черпании, м
Погрузка ниже уровня стояния экскаватора						
при работе по взорванной горной массе						
Liebherr R984	5	10,8	11,2	11,5	8,0	9,5
Погрузка на уровне стояния экскаватора						
при работе по четвертичным отложениям						
Liebherr R9100	5	10,8	10,5	8,9	14,9	–
Hyundai 800	5	10,3	10,2	8,9	14,1	–

Таблица 3.4

Примерные значения ширины экскаваторной заходки
для гидравлических экскаваторов при верхнем черпании
с погрузкой на уровне стояния

Марка экскаватора	Максимальный радиус копания при высоте слоя 7,5 м	Расчетная ширина экскаваторной заходки $A_э$, м	Принимаемая ширина экскаваторной заходки A , м
при работе по взорванной горной массе			
Hitachi EX2500	13,7	10,1–11,4	11,0
Hitachi EX3600	15,2	12,3–13,9	13,0
Liebherr R9250	16,7	14,6–16,5	15,0
при работе по навалам			
Hitachi EX3600	15,2	14,1–15,9	15,0

3.1.4. Ширина полосы для свободного прохода экскаватора

Согласно [4], в случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора или при обнаружении отказавших зарядов ВМ машинист экскаватора обязан прекратить работу, отвести экскаватор в безопасное место и поставить в известность технического руководителя смены.

Минимальная ширина полосы для свободного прохода экскаватора ($T_{сп}$) принимается с учетом конструктивных параметров и обеспечения безопасности его передвижения:

$$T_{сп} = B_э + 2m, \text{ м} \quad (3.5)$$

где $B_э$ – ширина хода экскаватора, м; m – безопасный зазор между экскаватором и плоскостью откоса уступа, м (принимается 1,0 м).

Значения минимальной ширины полосы для свободного прохода экскаватора представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5

Значения минимальной ширины свободного прохода экскаватора

Марка экскаватора	Ширина хода экскаватора, м	Безопасный зазор между экскаватором и плоскостью откоса уступа, м	Минимальная ширина свободного прохода, м
Liebherr R984C	5,7	1,0	7,7
Liebherr 9250	6,2		8,2
Liebherr 9100	5,8		7,8
Hitachi EX1200	5,4		7,4
Hitachi EX2500	6,0		8,0
Hitachi EX3600	9,4		11,4
Hyundai 800LC	4,3		6,3

3.1.5. Ширина рабочей площадки

При отработке четвертичных отложений (наносов) **минимальная** ширина рабочей площадки определяется из выражения:

$$Ш_{рп} = C_1 + B_{тип} + П + B_в + z, \text{ м} \quad (3.6)$$

где C_1 – безопасное расстояние между нижней бровкой откоса уступа и автотранспортом (не менее 1,0 м), м; $П$ – ширина полосы для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования (6,0 м). Площадка для устройств электроснабжения должна быть предусмотрена при работе оборудования с электриче-

ским приводом и подразумевает проведение сетей электроснабжения, питающего кабеля, а также расположение приключательных устройств и др.; B_B – ширина предохранительного вала, зависящая от высоты вала. Высота предохранительного вала не должна быть меньше половины диаметра колеса применяемого автосамосвала (например, для автосамосвала БелАЗ-7555В высота предохранительного породного вала составляет не менее 1,1 м, $B_B = 2,9$ м); z – ширина призмы возможного обрушения, м.

$B_{\text{туп}}$ – минимальная ширина зоны разворота автосамосвала при тупиковом подъезде к погрузке:

$$B_{\text{туп}} = 2,5 R_{\text{п}}, \text{ м}$$

где $R_{\text{п}}$ – конструктивный радиус разворота по переднему наружному колесу применяемого автотранспорта.

Согласно п. 7.4.9 СП 37.13330.2012 «Промышленный транспорт» [21] ширина погрузочных площадок должна удовлетворять условию разворота автосамосвала при тупиковом подъезде к погрузке: ширина должна быть не менее 2,5 конструктивных радиусов разворота по переднему наружному колесу применяемого автотранспорта.

Отработку коренных пород с погрузкой в автотранспорт производят как гидравлическими экскаваторами прямого и обратного действия, так и мехлопатами с предварительным рыхлением пород с помощью БВР.

Минимальная ширина рабочей площадки при отработке коренных пород определяется из выражения:

$$Ш_{\text{рпк}} = B_p + П + B_B + z, \text{ м} \quad (3.7)$$

где B_p – ширина развала, м; $П$ – ширина полосы для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования (6,0 м); B_B – ширина предохранительного вала, зависящая от высоты вала (для автосамосвала БелАЗ-75306 высота предохранительного породного вала составляет не менее 1,8 м, $B_B = 4,8$ м; для автосамосвала БелАЗ-75137 высота предохранительного породного вала составляет не менее 1,6 м, $B_B = 4,3$ м); z – ширина призмы возможного обрушения, м.

При этом должно выполняться условие разворота автосамосвалов:

$$B_p \geq B_{\text{туп}} + C_1, \quad (3.8)$$

где C_1 – безопасное расстояние между нижней бровкой откоса уступа и автотранспортом (не менее 1,0 м), м;

Так как ширина развала взорванной горной массы изменяется в зависимости от использования разных типов ВВ, то и ширина рабочей площадки тоже будет изменяться в зависимости от условий.

Добычу угля с погрузкой в автотранспорт, как правило, предусматривается производить гидравлическими экскаваторами типа «обратная лопата». Для примера примем отработку пласта пологого залегания. Исходя из угла падения угольного пласта, параметров экскаватора и условия обеспечения разворота автосамосвала БелАЗ-7555D, принимается ширина рабочей площадки по углю до 40,0 м. Для обеспечения разворота автосамосвалов в стесненных условиях (не менее 23,0 м) при необходимости отсыпается дополнительная площадка из вмещающих пород.

Минимальная ширина рабочей площадки по взорванной горной массе при работе под высоким уступом с тупиковой схемой подачи автосамосвала под погрузку определяется из выражения:

– при условии $B_p < C + B_{\text{туп}} + b + B_{\text{пр}}$:

$$Ш_{\text{рпк}} = b + B_{\text{пр}} + C + B_{\text{петл}} + П + B_{\text{в}} + z, \text{ м} \quad (3.9)$$

– при условии $B_p > C + B_{\text{петл}}$:

$$Ш_{\text{рпк}} = B_p + П + B_{\text{в}} + z, \text{ м} \quad (3.10)$$

где b – ширина полки улавливания, м; $B_{\text{пр}}$ – ширина предохранительного вала высотой не менее 1,0 м.

При работе горнотранспортного оборудования под высоким уступом, к минимальной ширине рабочей площадки добавляется ширина заградительного вала ($B_{\text{пр}}$), равная 2,7 м, и ширина улавливающей полки (b), равная 7,1 м. При работе под высоким уступом по взорванной горной массе, ширину заградительного вала ($B_{\text{пр}}$) и ширину улавливающей полки (b) включает в себя параметр ширины развала (B_p).

Как пример, расчетные значения ширины рабочей площадки для различных условий представлены в табл. 3.6 и 3.7.

Таблица 3.6

Значения ширины рабочей площадки для четвертичных отложений

Наименование значения	Обозначение	Марка экскаватора	
		Liebherr R9100	Hyundai 800
Ширина зоны разворота автосамосвала БелАЗ-7555В при тупиковом подъезде к погрузке	$B_{\text{туп}}$	22,5	
Ширина площадки для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м	$П$	6,0	
Безопасное расстояние между откосом уступа и автотранспортом, м	C_1	не менее 1,0	
Ширина предохранительного вала, м (для автосамосвала БелАЗ-7555В)	$B_{\text{в}}$	2,9	
Ширина призмы возможного обрушения, м	Z	3,9	1,7
Минимальная ширина рабочей площадки	$Ш_{\text{рпн(мин)}}$	36,3	34,1
Высота слоя отработки, м	$h_{\text{сл}}$	5,0	
Ширина призмы возможного обрушения при работе оборудования на площадке промежуточного подступа, м (на 10 м)	$Z_{\text{сл}}$	3,8	1,2
Приращение ширины экскаваторного блока, обеспечивающее работу транспортного оборудования на площадке промежуточного слоя	$\Delta B_{\text{э}}$	12,7	10,1
Ширина рабочей площадки при отработке уступа в 3 слоя (для автосамосвала БелАЗ-7555В)	$Ш_{\text{рпн}}$	49,0	44,2

Таблица 3.7

Значения ширины рабочей площадки для пород, разрыхленных БВР

Наименование значения	Обозначение	Марка экскаватора			
		Hitachi EX2500	Hitachi EX3600	Liebherr R984	Liebherr R9250
Ширина развала взорванной горной массы при взрывании ВВ: Гранулит УП, вертикальные скважины диаметром 200 мм	B_p	62,0			
Ширина площадки для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м	$П$	6,0			
Ширина предохранительного вала, м (для автосамосвала БелАЗ-75306 или БелАЗ-75137)	B_B	4,8	4,8	4,3	4,8
Ширина призмы возможного обрушения, м (для высоты уступа 15 м по коренным породам)	Z	4,2	4,9	4,2	4,9
Ширина рабочей площадки	$Ш_{рпк}$	77,0	77,7	76,5	77,7

3.1.6. Ширина разрезной траншеи по дну

При работе экскаваторов необходимо предусматривать полосу для размещения дополнительного оборудования $\Pi = 6,0$ м. Для защиты дополнительного оборудования от падения кусков породы, предусматривается отсыпка оградительного вала высотой не менее 1,0 м. Таким образом, ширина разрезной траншеи по низу (B_T , м) определяется как:

$$B_T = B_{\text{туп}} + \Pi + B_0 + 2C_1, \quad (3.11)$$

где B_0 – ширина зоны для размещения оградительного вала и улавливающей площадки (принимается 4,5 м), м; C_1 – безопасный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой уступа в траншее, м ($C_1 = 1,5$ м).

3.1.7. Ширина предохранительной бермы

Ширина предохранительных берм определяется параметрами устойчивости борта карьера и его элементов. Ширина предохранительной бермы должна обеспечивать возможность механизированной очистки. Поперечный профиль бермы должен иметь уклон в сторону борта разреза или являться горизонтальным. При постановке бортов участка в предельное положение уступы страиваются. Страивание уступов также возможно производить при долговременном стоянии уступов (более 1 года).

Расчет минимальной ширины предохранительной бермы $Ш_{\text{пб}}$, м, производится по формуле

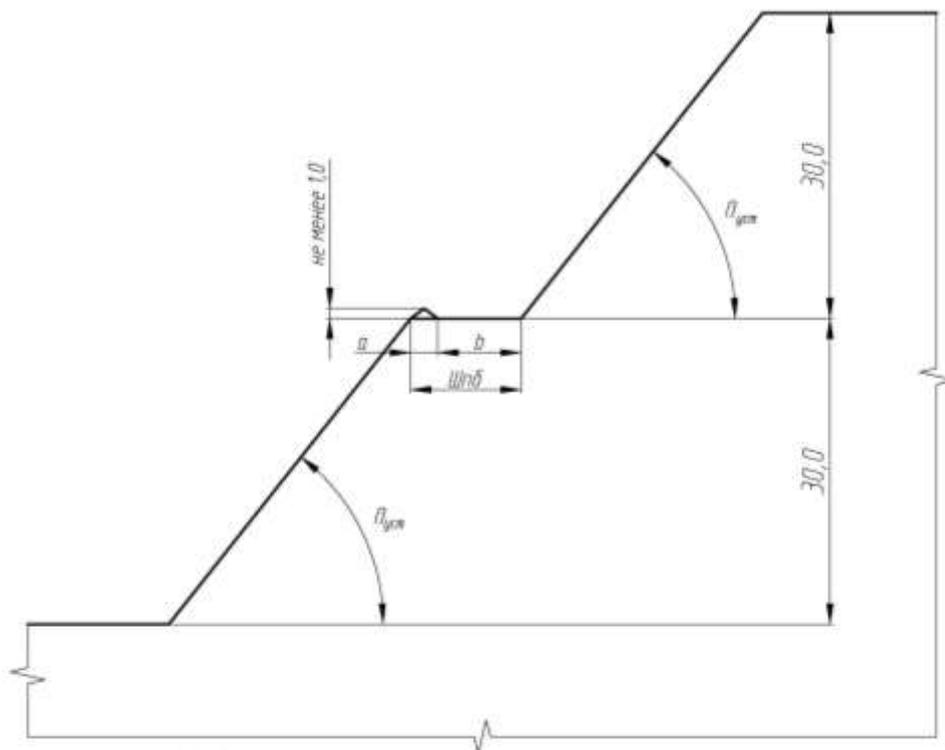
$$Ш_{\text{пб}} = a + b, \quad (3.12)$$

где a – ширина предохранительного вала, м; b – ширина улавливающей полки, м.

Графическое представление формулы приведено на рис. 3.11.

Предохранительная берма представляет собой полосу улавливания камней, падающих с верхней бровки, ограниченную породным валом. Нахождение людей на данной берме не допускается.

Проведение механизированной зачистки предохранительной бермы осуществляют на полосе улавливания камней, ширина которой обеспечит возможность для маневров бульдозера.



$\beta_{уст}$ – устойчивый угол откоса уступа (принимается согласно заключению устойчивости)

Рис. 3.11. Схема определения минимального размера предохранительной бермы

Так как данная полоса является опасной зоной по падению кусков породы с откоса высокого уступа, при зачистке предохранительной бермы необходимо выполнять следующие мероприятия:

- для очистки предохранительной бермы предусматривается применение бульдозера;
- очистку предусматривается производить только в светлое время суток;
- вышележащий уступ не должен иметь заколов. Наличие заколов определяется визуально;
- производить оборку откосов уступов;
- очистку необходимо производить под руководством лица технического надзора.

Оборку откоса уступа необходимо производить перед зачисткой предохранительной бермы. Оборка производится для обрушения козырьков и навесей. Мероприятия по оборке откосов уступов разрабатываются технической службой разреза и утверждаются главным инженером (техническим директором).

В процессе эксплуатации параметры предохранительных берм должны уточняться в конкретных горно-геологических условиях.

Пример расчета

Согласно данным, полученным в результате расчета по предыдущему практическому занятию, $H_k = 166$ м, $A_{\text{год}} = 2044612$ т/год, $V_{\text{год.ск}} = 15$ млн м³.

Определяется высота уступа по скальным породам $h_y^{\text{ск}}$. Поскольку в практике проектирования открытых горных работ чаще всего принимается уступ высотой, равной 10, 12 и 15 м, то принимаемую высоту необходимо приводить в соответствие с вышеприведенными значениями.

Мощность скальной вскрыши $H_{\text{ск}}$ будет равна:

$$H_{\text{ск}} = H_k - h_0 = 166 - 10 = 156 \text{ м.}$$

Следовательно, принимаем 13 уступов по 12 метров.

Контрольные вопросы

1. Дайте определение системе открытой разработки.
2. Перечислите элементы системы открытой разработки.
3. Назовите параметры системы открытой разработки.
4. Параметры разрезной траншеи.
5. От чего зависят рабочий и устойчивый угла откоса уступа?
6. Определение минимальной ширины рабочей площадки.
7. Предохранительная берма: назначение, параметры.
8. Мероприятия по зачистке предохранительной бермы.
9. Факторы, влияющие на ширину рабочей площадки.
10. Ширина заходки для гидравлических экскаваторов (показать графически).
11. Кинематика прямой и обратной гидролопаты: сходства и различия.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4

Определение параметров буровзрывной подготовки вскрышных пород

Цель занятия – изучение порядка выбора бурового оборудования, выбора типа взрывчатого вещества и расчета параметров буровзрывных работ при открытых разработках.

4.1. Технологические свойства вскрышных пород угольных месторождений

Основными технологическими свойствами, оказывающими существенное влияние на взрываемость вскрышных пород, являются: блочность массива, характеризуемая средним диаметром естественной отдельности в массиве; прочность породы, определяемая пределом прочности на одноосное сжатие; обводненность пород, оцениваемая коэффициентом влияния обводненности.

Средним диаметром естественной отдельности называется средневзвешенный по объему максимальный линейный размер совокупности кусков развала горной массы или отдельностей массива. Между блочностью массива и прочностью пород, слагающих его, существует взаимосвязь:

$$d_e = 0,02 \cdot \sigma_{сж}, \quad (4.1)$$

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

Тип ВВ выбирают, исходя из технологических свойств взрываемых пород, их обводненности и стоимости ВВ (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Характеристика основных типов ВВ

Тип ВВ	$K_{ВВ}$	$P_{ВВ}$	$\rho_{ВВ},$ кг/м ³	Тип ВВ	$K_{ВВ}$	$P_{ВВ}$	$\rho_{ВВ},$ кг/м ³
Гранулит НП	1,13	0,38	900	Эмульсолит А-20	1,30	0,63	1300
Сибирит 1200	1,30	0,63	1300	Гранулит УП-1	1,16	0,44	950
Аммонит 6ЖВ	1,00	1,00	1100	Граммонит 79/21	1,00	0,80	900
Гранулит АС-8	0,82	0,79	950	Граммонит 50/50	1,11	1,11	900
Гранулотол А	1,20	1,86	1000	Граммонит 30/70	1,14	1,37	900

Выбранное ВВ должно быть разрешено к применению на открытых горных работах [5].

Тип бурового станка (см. приложение 2) выбирают, исходя из технологических свойств вскрышных пород и обеспечения их рациональной степени взрывного дробления.

4.2. Удельный расход ВВ

Степень дробления породы взрывом зависит прежде всего от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется удельным расходом ВВ q , кг/м³, необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Вскрышные породы необходимо дробить взрывом до такой степени, при которой совокупные затраты на разработку пород (подготовку, выемку и погрузку пород, а также их транспортирование) будут минимальны. Такая степень взрывного дробления пород называется рациональной, а ее показатель обозначается Z_p .

Удельный расход ВВ q , кг/м³, равен

$$q = \frac{5d_{\text{СКВ}} \cdot (Z_p - 1)}{d_e}, \quad (4.2)$$

где $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважинного заряда (приложение 4), м; Z_p – степень взрывного дробления, определяемая из выражения (при транспортной технологии):

$$Z_p = 1 + \frac{d_e^2}{E^{0,25} + \Pi_{\text{ВВ}}}, \quad (4.3)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³; $\Pi_{\text{ВВ}}$ – показатель относительной эффективности ВВ, численно равный

$$\Pi_{\text{ВВ}} = K_{\text{ВВ}} \cdot \frac{C_{\text{ВВ}}}{C_{\text{ЭТ}}}, \quad (4.4)$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов; $C_{\text{ЭТ}}$, $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость соответственно эталонного и рассматриваемого ВВ, руб./т.

В учебных расчетах стоимостными показателями $C_{\text{ЭТ}}$ и $C_{\text{ВВ}}$ обычно пренебрегают вследствие частого колебания цен на ВВ.

3.3. Параметры скважинных зарядов

Параметрами расположения скважинных зарядов являются: длина скважин, величина перебура (недобура), длина забойки, масса заряда ВВ в скважине. Расположение скважин на уступе определяется расстоянием между скважинами в ряду и между рядами скважин, а также линией сопротивления по подошве уступа. Ширина буровзрывной заходки определяется числом рядов скважин.

Для сохранения уровня горизонта буровые работы ведутся с перебуrom, т. е. дно скважины находится ниже отметки горизонта.

Длина скважины, м,

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{h_y^{\text{СК}}}{\sin \beta} + l_{\text{П}}; \quad (4.5)$$

где $h_y^{\text{СК}}$ – высота уступа по скальным породам, м; β – угол наклона скважины к горизонту ($\beta = 75^\circ$); $l_{\text{П}}$ – длина перебура, м.

$$l_{\text{П}} = 3 \cdot d_{\text{СКВ}} \cdot d_e. \quad (4.6)$$

Минимальную длину забойки ($l_{\text{заб}}$, м) устанавливают из условия полного охвата взрываемого массива дробящим действием заряда сплошной конструкции. При ведении взрывных работ с перебуrom длина забойки равна, м,

$$l_{\text{СКВ}} = l_{\text{П}} + \frac{11,3 d_{\text{СК}}^{0,75} \sqrt{\rho_{\text{ВВ}}}}{\sqrt{d_e}}, \quad (4.7)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ (табл. 4.1). В данной формуле плотность ВВ берется в тоннах на кубометр (т/м^3).

Длина колонки заряда ВВ, м:

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}. \quad (4.8)$$

При высоте уступа более 15 м заряд ВВ необходимо рассредоточить с целью лучшей взрывной проработки породы. Для зарядов ВВ, рассредоточенных воздушными промежутками, суммарная длина интервалов рассредоточения составляет, м:

$$\sum l_p = \frac{l_{\text{ВВ}}}{2,5 d_e + 1}. \quad (4.9)$$

Длина отдельного воздушного промежутка:

$$l_{pi} = (13,5 - 2,5 d_e) d_{\text{СКВ}}, \text{ м} \quad (4.10)$$

Количество интервалов рассредоточения определяют как целую часть отношения:

$$s_p = \left[\frac{\sum l_p}{l_{pi}} \right]. \quad (4.11)$$

Для рассредоточенных зарядов длины забойки и колонки ВВ соответственно составляют, м,

$$l_{заб.р} = l_{заб} \left(1 - \frac{\sum l_p}{l_{скв}} \right), \quad (4.12)$$

$$l_{ВВ.р} = l_{скв} - l_{заб.р} - \sum l_p, \quad (4.13)$$

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

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

$$l_{ВВ.рв} = 0,35l_{ВВ.р}; \quad l_{ВВ.рн} = 0,65l_{ВВ.р}, \quad (4.14)$$

где $l_{ВВ.рв}$, $l_{ВВ.рн}$ – длина соответственно верхней и нижней части колонки ВВ, м.

Масса скважинного заряда, кг:

$$Q_{скв} = P \cdot l_{ВВ}, \quad (4.15)$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг:

$$P = 0,25 \pi \cdot d_{скв}^2 \cdot \rho_{ВВ}. \quad (4.16)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ, т/м³.

На рис. 4.1-а, б показана структура взрывной скважины при ее зарядании сплошным и рассредоточенным зарядами ВВ соответственно.

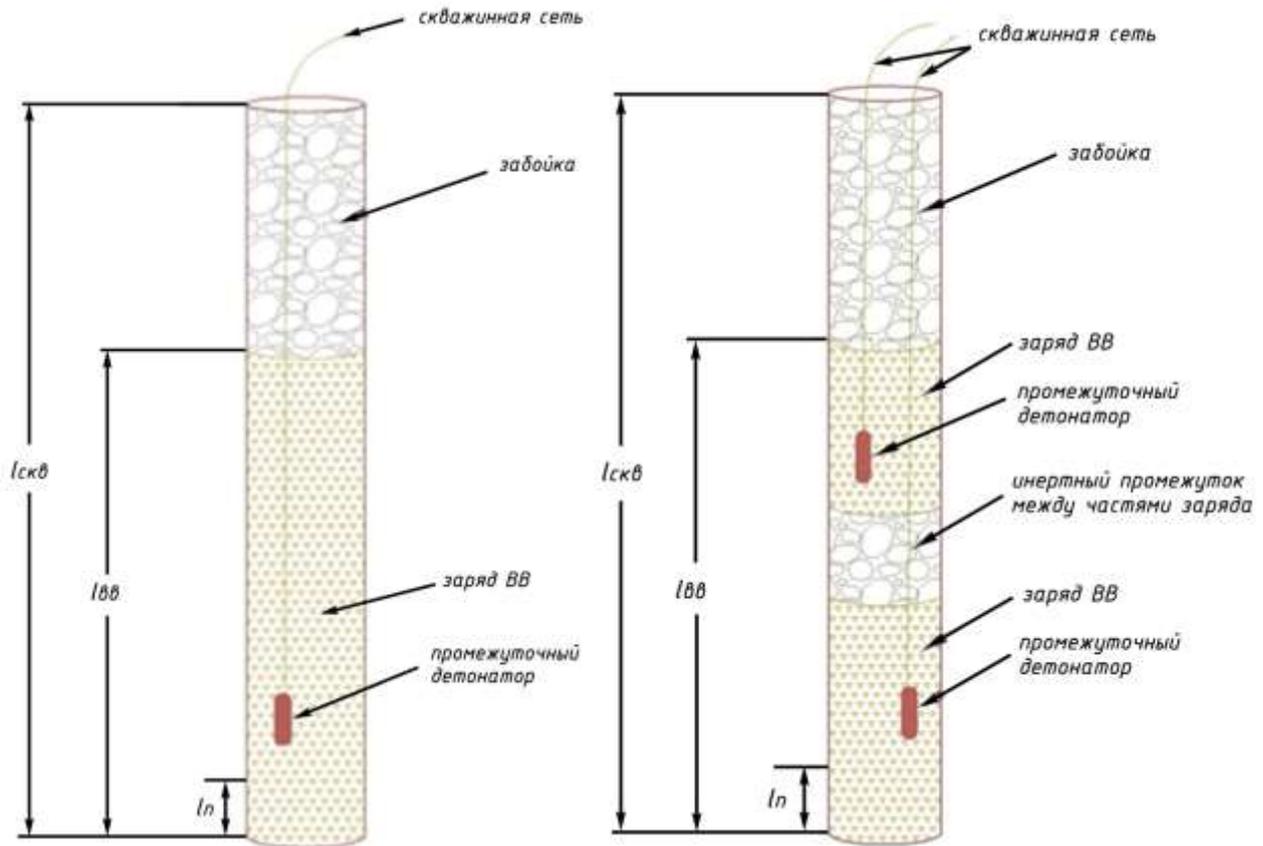


Рис. 4.1. Строение взрывной скважины: а – при сплошном заряде ВВ, б – при рассредоточенном

Параметры сетки скважин при наклонном их расположении

Расстояние между скважинами в ряду (a), м,

$$a = \sqrt{\frac{m Q_{\text{СКВ}}}{q h_{\text{СКВ}}}}, \quad (4.17)$$

где m – коэффициент сближения скважин:

$$m = 0,85 + 0,3d_e, \quad (4.18)$$

$h_{\text{СКВ}}$ – высота скважины, м:

$$h_{\text{СКВ}} = l_{\text{СКВ}} \sin \beta,$$

где β – угол наклона скважины, градус.

Расстояние между рядами скважин (b), м:

$$b = \frac{a}{m}. \quad (4.19)$$

Ширина буровзрывной заходки ($A_{\text{БВР}}$) рассчитывается в два этапа. Сначала определяется примерная ширина буровзрывной заходки, численно приравненная к ширине заходки вскрышного экскаватора-мехлопаты:

$$A'_{\text{БВР}} \approx A_3 = 1,5R_{\text{чу}}, \quad (4.20)$$

где $R_{\text{чу}}$ – радиус черпания экскаватора на уровне его установки, м.

После этого определяется число рядов скважин и округляется до целого числа:

$$n = \left[\frac{A'_{\text{БВР}}}{b} \right], \quad (4.21)$$

и производится уточнение ширины буровзрывной заходки:

$$A_{\text{БВР}} = bn. \quad (4.22)$$

Линия сопротивления по подошве уступа (W) при наклонном расположении скважин равна, м,

$$W = b. \quad (4.23)$$

Форма сетки скважин бывает прямоугольная и шахматная (рис. 4.2). Она зависит от направления основных трещин в массиве. Шахматная сетка скважин принимается для условий, когда основные системы трещин расположены параллельно или перпендикулярно к линии откоса уступа; прямоугольная сетка скважин – если ориентация трещин близка к 45° . В зависимости от принятой сетки выбирается схема перемещения буровых станков.

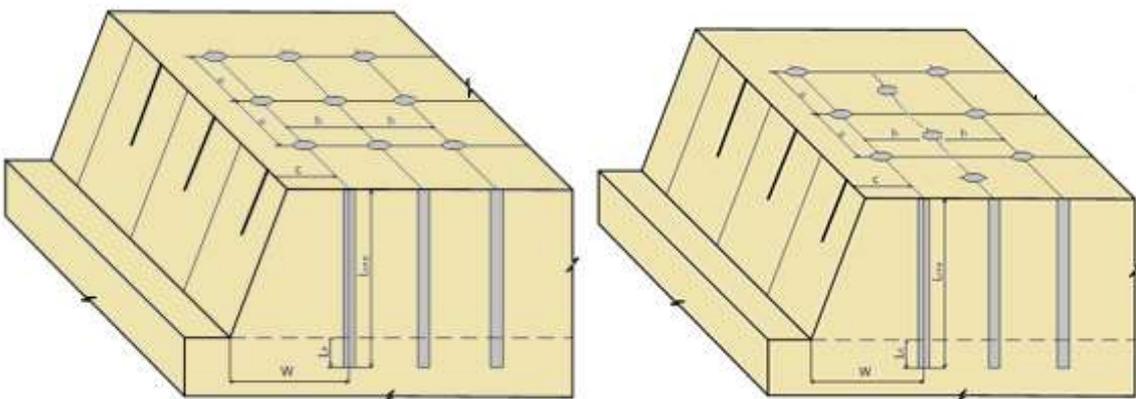


Рис. 4.2. Виды сетки скважин: а – прямоугольная, б – шахматная

В учебных расчетах можно принимать любой вид сетки.

4.4. Схемы взрывания скважин

При многорядном (два и более рядов скважин) обычно применяют порядную, диагональную и поперечную схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ) (рис. 4.3). Порядная схема КЗВ обеспечивает максимальную ширину развала при минимальной его высоте, поперечная – минимальную ширину и минимальную высоту, диагональная дает промежуточные значения.

Выбор схемы КЗВ позволяет управлять процессом взрывного дробления для обеспечения требуемой высоты развала с целью полного его прочерпывания экскаватором без оставления нависей и козырьков, а также для исключения осыпей и обрушений.

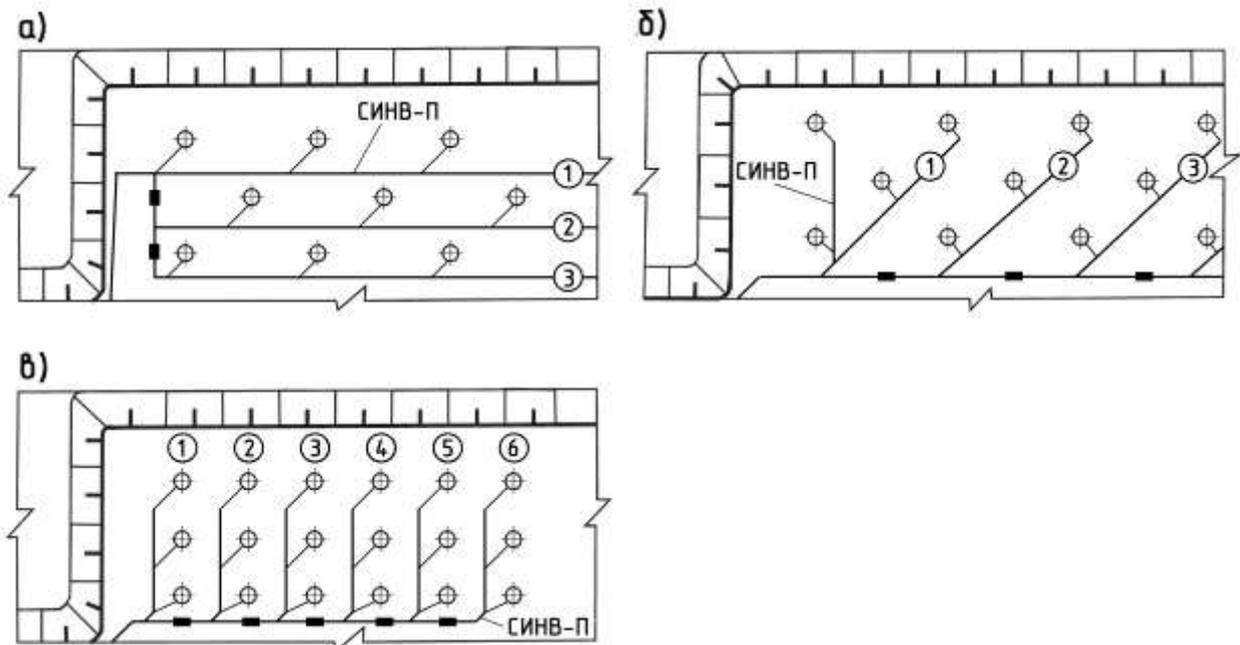


Рис. 4.3. Схемы короткозамедленного взрывания: а – порядная; б – диагональная; в – поперечная

Система СИНВ – это отечественная неэлектрическая система инициирования повышенной безопасности на основе ударно-волновой трубки (УВТ), не содержащая инициирующих взрывчатых веществ. Система СИНВ выпускается как для подземных, так и для открытых горных работ. Для взрывных работ на земной поверхности она содержит устройства, инициирующие с замедлением поверхностные заряды СИНВ-П и устройства, инициирующие с замедлением скважинные заряды нормальной термостойкости СИНВ-С-Н или повышенной термостойкости СИНВ-С-Т.

4.5. Расчет параметров развала взорванного уступа

Расчетами определяются параметры развала на профиле: h_1 – высота развала по линии последнего ряда скважин, м; h_2 – максимальная высота развала на расстоянии C_2 от последнего ряда скважин, м; B_p – ширина развала (рис. 4.4), м.

Ширина развала зависит, помимо физико-механических и физико-технических свойств пород, от схемы взрывания, которая задается в исходных данных и определяется по методике, опубликованной в научной [6] и методической [9–12] литературе.

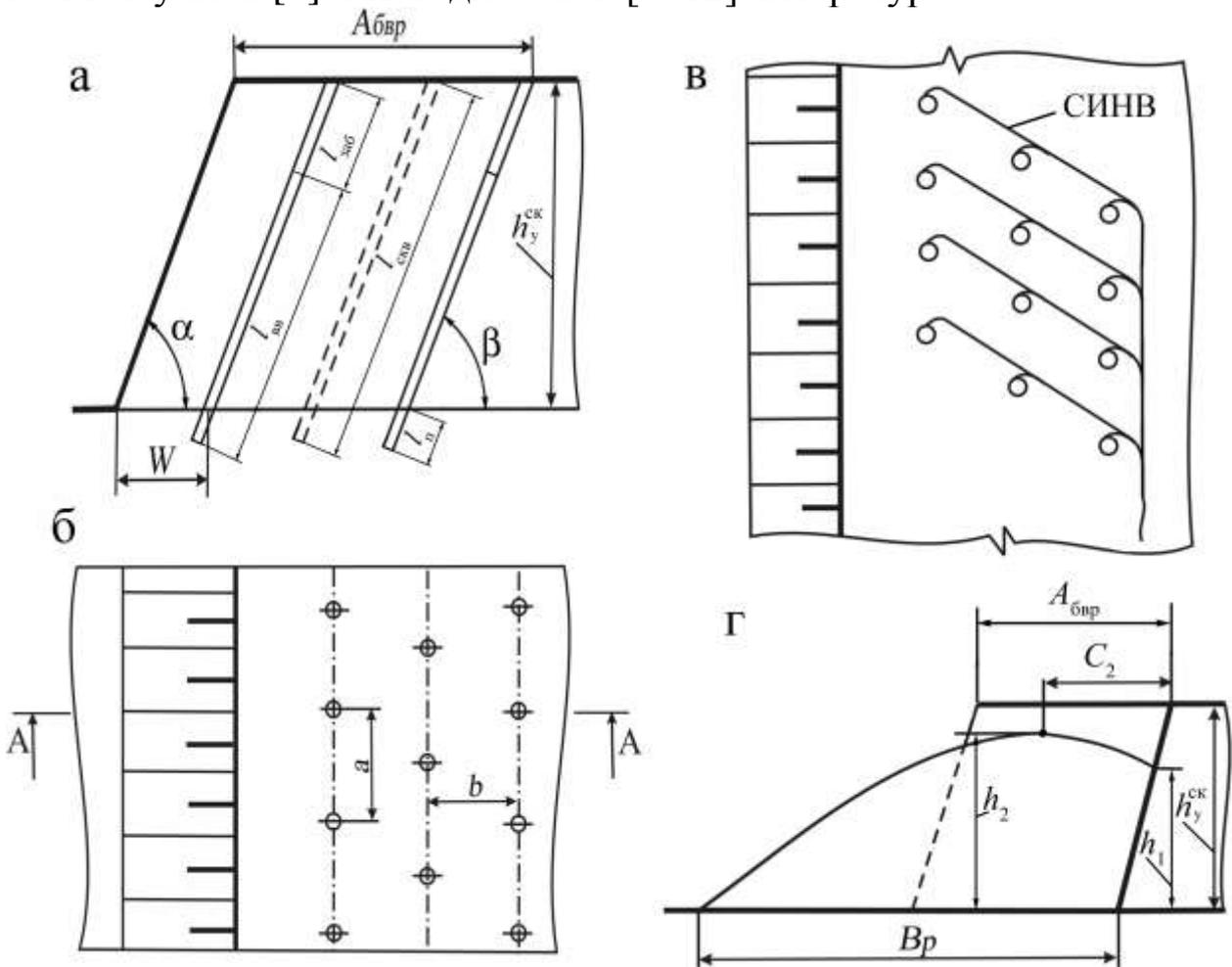


Рис. 4.4. Паспорт буровзрывных работ: а – расположение скважин на уступе в профиле горных работ; б – расположение скважин на уступе в плане горных работ; в – схема взрывания скважинных зарядов (вид схемы зависит от варианта задания; на рисунке эскизно показана диагональная схема); г – контур развала в профиле

Проектную ширину развала взорванной породы определяют по формуле

$$B_p = A_{\text{БВР}} + \Delta B - h_0 \text{ctg } \alpha, \quad (4.24)$$

$$\Delta B_0 = \frac{1}{\cos \varphi} \left(P_1 + \sqrt{P_1^2 + \frac{2h_{\text{от}} V_0^2 \sin^2 \beta}{g \cos \varphi}} \right) - h_{\text{от}} \text{tg } \varphi; \quad (4.25)$$

$$P_1 = \frac{V_0^2 (\text{ctg } \beta - \text{tg } \varphi) \sin^2 \beta}{g}, \quad (4.26)$$

где ΔB_0 – дальность взрывного перемещения породы при порядной схеме КЗВ, м; φ – угол наклона плоскости, на которой формируется развал, град; g – ускорение свободного падения, м/с²; V_0 – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы, м/с; $h_{\text{от}}$ – высота откольной зоны, м:

$$h_{\text{от}} = 0,5(h_3 - h_{\text{п}}) + M; \quad h_{\text{от}} = 0,5(h_3 + h_{\text{п}}) + M, \quad (4.27)$$

где h_3 , $h_{\text{п}}$, $h_{\text{н}}$ – высота соответственно колонки ВВ, перебура и недобура, м; M – мощность нижележащей толщи, м. При транспортной технологии $M = 0$, при бестранспортной она равна мощности угольного пласта, находящегося под взрываваемой заходкой.

$$h_3 = l_{\text{ВВ}} \sin \beta; \quad (4.28)$$

$$V_0 = 2V_c \left(\frac{q_1}{\pi \rho_{\text{ВВ}}} \right)^{0,5n_1}, \quad (4.29)$$

где V_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.

$$V_c = 4370 - 1050d_e; \quad n_1 = 1,35 - 0,06d_e; \quad q_1 = \eta q_{\text{пр}}, \quad (4.30)$$

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

Дальность взрывного перемещения породы при других схемах короткозамедленного взрывания, м:

– при диагональной схеме КЗВ и $\Psi = 45^\circ$

$$\Delta B_{\text{д}} = 0,73\Delta B_0; \quad (4.31)$$

– при поперечной схеме КЗВ и $\Psi = 90^\circ$

$$\Delta B_{\Pi} = 0,46\Delta B_0. \quad (4.32)$$

Форму развала при $M = 0$ адекватно описывают следующими точками:

– высота развала по линии последнего ряда скважин

$$h = 0,5m_1h_y^{\text{ск}}(3 - m_1^2)[(1 - m_1)^2 + 1]; \quad (4.33)$$

– высота развала в произвольной точке x по ширине развала

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

$$m_1 = A_{\text{БВР}} / B_p. \quad (4.34)$$

Для учебных расчетов достаточно определить высоту в четырех-пяти точках по ширине развала. Для этого принимают значение аргумента x , равное 0; 0,25; 0,5; 0,75 и 1,0.

Среднее значение коэффициента разрыхления K_p в профиле развала:

$$K_p = 0,5(3 - m_1^2). \quad (4.35)$$

Качество дробления:

– средний диаметр $d_{\text{ср}}$ куска взорванной горной массы

$$d_{\text{ср}} = \frac{5d_{\text{СКВ}}d_e}{5d_{\text{СКВ}} + qd_e}; \quad (4.36)$$

– выход негабаритной массы по ковшу экскаватора (в долях единицы)

$$\varphi((x_H)) = \left(\frac{x_H}{d_{\text{ср}}} \right)^4 - 0,53 \left(\frac{x_H}{d_{\text{ср}}} \right)^5, \quad (4.37)$$

где x_H – линейный размер негабаритного куска, м:

$$x_H = 0,75E^{0,33}.$$

4.6. Расчет производительности буровых станков

Сменная производительность бурового станка [б], м/смену:

$$\Pi_{\text{см.б}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}}{T_0 + T_{\text{в}}} \cdot K_t \cdot K_H \cdot K_{\text{см}} \cdot K_{\text{БВР}}, \quad (4.38)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин ($T_{см} = 480$); $T_{пз}$ – время на выполнение подготовительно-заключительных операций в течение смены, мин ($T_{пз} = 25$); $T_{лн}$ – время на личные надобности, мин ($T_{лн} = 10$); T_o – время на выполнение основных операций, приходящихся на 1 м скважины, мин; T_v – время на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 м скважины, мин; K_t – коэффициент, учитывающий температурную зону (для Кемеровской области $K_t = 0,949$); K_H – коэффициент, учитывающий обводненность и наклон скважины ($K_H = 0,95$); $K_{см}$ – коэффициент, учитывающий подавление пыли в скважине ($K_{см} = 0,95$); $K_{БВР}$ – коэффициент, учитывающий проведение взрывных работ ($K_{БВР} = 0,97$).

Суточная производительность бурового станка, м/сут:

$$П_{сут.б} = П_{см.б} \cdot n_{см}, \quad (4.39)$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутках ($n_{см} = 3$).

Годовая производительность бурового станка, м/год:

$$П_{год.б} = П_{сут.б} \cdot n_{год}, \quad (4.40)$$

где $n_{год}$ – число рабочих дней в году ($n_{год} = 252$).

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

$$N_{бр} = \frac{V_{год.бур}}{П_{год.б}}, \quad (4.41)$$

где $V_{год.бур}$ – годовой объем бурения по коренным породам, м/год.

$$V_{год.бур} = \frac{V_{год.ск}}{\eta}, \quad (4.42)$$

где $V_{год.ск}$ – объем коренных пород, перерабатываемых на разрезе за год, м³ (см. занятие № 2); η – выход горной массы с 1 м скважины, м³/м:

$$\eta = a \cdot b \cdot h_y^{ск} / l_{скв}. \quad (4.43)$$

Инвентарный парк буровых станков, единиц:

$$N_{\text{бр.инв}} = N_{\text{бв}} \cdot f_{\text{б}}, \quad (4.44)$$

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

Здесь и далее величина рабочего парка машин может быть дробной, инвентарного – целой.

Пример расчета

Дано: $\sigma_{\text{сж}} = 80$ МПа; $h_{\text{у}}^{\text{ск}} = 12$ м; тип ВВ – гранулотол А; $T_{\text{о}} = 1,8$ мин; $T_{\text{в}} = 1,7$ мин.

По приложению 3 определяем категорию пород по блочности (III категория). По приложению 4 находим рациональный диаметр скважины – 0,216 м. По приложению 2 принимаем буровой станок 6СБШ-200-32.

Ниже в скобках указан номер соответствующей формулы.

1. Определяется средний диаметр естественной отдельности (4.1):

$$d_{\text{е}} = 0,02 \cdot \sigma_{\text{сж}} = 0,02 \cdot 80 = 1,6 \text{ м.}$$

2. Определяется рациональная степень взрывного дробления (4.3):

$$Z_{\text{р}} = 1 + \frac{d_{\text{е}}^2}{E^{0,25} + \Pi_{\text{вв}}} = 1 + \frac{(1,6)^2}{10^{0,25} + 1,86} = 1,7.$$

3. По приложению №№ определяем рациональный диаметр скважин: 0,216 м.

4. Определяется удельный расход ВВ (4.2):

$$q = \frac{5 \cdot d_{\text{скв}} \cdot (Z_{\text{р}} - 1)}{d_{\text{е}}} = \frac{5 \cdot 0,216 \cdot (1,7 - 1)}{1,6} = 0,47 \text{ кг/м}^3.$$

5. Длина перебура (4.6):

$$l_{\text{п}} = 3d_{\text{скв}} \cdot d_{\text{е}} = 3 \cdot 0,216 \cdot 1,6 = 1,04 \text{ м.}$$

6. Длина скважины (4.5):

$$l_{\text{скв}} = \frac{h_{\text{у}}^{\text{ск}}}{\sin \beta} + l_{\text{п}} = \frac{12}{\sin 75} + 1,04 = 13,46 \text{ м.}$$

7. Длина забойки (4.7):

$$l_{\text{СКВ}} = l_{\text{П}} + \frac{11,3 d_{\text{СКВ}}^{0,75} \sqrt{\rho_{\text{ВВ}}}}{\sqrt{d_e}} = 1,04 + \frac{11,3 \cdot 0,216^{0,75} \sqrt{1}}{\sqrt{1,6}} = 3,87 \text{ м.}$$

8. Длина колонки заряда ВВ (4.8):

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}} = 13,46 - 3,87 = 9,59 \text{ м.}$$

Поскольку высота уступа менее 15 м, то заряд – сплошной конструкции.

9. Вместимость одного метра скважины (4.16):

$$P = 0,25 \cdot \pi \cdot d_{\text{СКВ}}^2 \cdot \rho_{\text{ВВ}} = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,216^2 \cdot 1000 = 36,64 \text{ кг.}$$

10. Масса заряда в скважине (4.15):

$$Q_{\text{СКВ}} = P \cdot l_{\text{ВВ}} = 36,64 \cdot 9,59 = 351,4 \text{ кг.}$$

11. Коэффициент сближения скважин в ряду (4.18):

$$m = 0,85 + 0,3 \cdot d_e = 0,85 + 0,3 \cdot 1,6 = 1,33.$$

12. Высота скважины:

$$h_{\text{СКВ}} = l_{\text{СКВ}} \sin \beta = 13,46 \sin 75 = 13 \text{ м.}$$

13. Расстояние между скважинами в ряду (4.17):

$$a = \sqrt{\frac{m Q_{\text{СКВ}}}{q h_{\text{СКВ}}}} = \sqrt{\frac{1,33 \cdot 351,4}{0,47 \cdot 13}} = 8,75 \text{ м.}$$

14. Расстояние между рядами скважин (4.19):

$$b = \frac{a}{m} = \frac{8,75}{1,33} = 6,57 \text{ м.}$$

Принимается шахматная сетка скважин с параметрами

$$a \times b = 8 \times 6 \text{ м.}$$

15. Примерная ширина буровзрывной заходки (4.20):

$$A'_{\text{БВР}} = A_3 = 1,5 R_{\text{чy}} = 1,5 \cdot 12,6 = 18,9 \text{ м.}$$

16. Определение целого числа рядов скважин (4.21):

$$n = \left[\frac{A'_{\text{БВР}}}{b} \right] = \left[\frac{18,9}{6} \right] = 3,15.$$

Принимаем 3 ряда скважин.

17. Уточненная ширина буровзрывной заходки (4.22):

$$A_{\text{БВР}} = b \cdot n = 6 \cdot 3 = 18 \text{ м.}$$

18. Определяется проектная ширина развала взорванной горной массы с использованием формул (4.24–4.30):

$$V_c = 4370 - 1050d_e = 4370 - 1050 \cdot 1,6 = 2690$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06d_e = 1,35 - 0,06 \cdot 1,6 = 1,254$$

$$q_1 = \eta q_{\text{пр}} = 0,75 \cdot 0,47 = 0,3525.$$

$$V_0 = 2V_c \left(\frac{q_1}{\pi \rho_{\text{БВ}}} \right)^{0,5n_1} = 2 \cdot 2690 \left(\frac{0,3525}{3,14 \cdot 1000} \right)^{0,5 \cdot 1,254} = 17,96$$

$$P_1 = \frac{V_0^2 (\text{ctg } \beta - \text{tg } \varphi) \sin^2 \beta}{g} = \frac{17,96^2 \cdot (\text{ctg } 75 - \text{tg } 0) \sin^2 75}{9,81} = 8,22$$

$$h_3 = l_{\text{БВ}} \sin \beta = 9,59 \cdot \sin 75 = 9,263$$

$$h_{\text{II}} = l_{\text{II}} \sin \beta = 1,04 \cdot \sin 75 = 1$$

$$h_{\text{OT}} = 0,5(h_3 - h_{\text{II}}) + M = 0,5(9,263 - 1) + 0 = 4,13$$

$$\Delta B_0 = \frac{1}{\cos \varphi} \left(P_1 + \sqrt{P_1^2 + \frac{2h_{\text{OT}}V_0^2 \sin^2 \beta}{g \cos \varphi}} \right) - h_{\text{OT}} \text{tg } \varphi =$$

$$= \frac{1}{\cos 0} \left(8,22 + \sqrt{8,22^2 + \frac{2 \cdot 4,13 \cdot 17,96^2 \cdot \sin^2 75}{9,81 \cdot \cos 0}} \right) - 4,13 \cdot \text{tg } 0 = 26,136 \text{ м.}$$

$$B_p = A_{\text{БВР}} + \Delta B - h_0 \text{ctg } \alpha_{\text{py}}^{\text{CK}} = 18 + 26,136 - 4,13 \cdot \text{ctg } 75 = 43 \text{ м.}$$

19. При диагональной и поперечной схемах (4.31, 4.32, 4.24) ширина развала будет соответственно 36 и 29 м.

Принимаем диагональную схему взрывания.

20. Показатель m_1 (4.34):

$$m_1 = A_{\text{БВР}} / B_p = 18 / 36 = 0,5.$$

21. Высота развала по линии последнего ряда скважин (4.33):

$$h = 0,5m_1 h_y^{\text{CK}} \left[(3 - m_1^2) \left[(1 - m_1)^2 + 1 \right] \right] = 0,5 \cdot 0,5 \cdot 12 \left[(3 - 0,5^2) \left[(1 - 0,5)^2 + 1 \right] \right] = 10,3 \text{ м.}$$

$$h(0) = 10,3 \text{ м; } h(0,25) = 9,58 \text{ м;}$$

$$h(0,5) = 8,66 \text{ м; } h(0,75) = 7,28 \text{ м; } h(1) = 0 \text{ м.}$$

22. Среднее значение коэффициента разрыхления в профиле развала (4.35):

$$K_p = 0,5(3 - m_1^2) = 0,5 \cdot (3 - 0,5^2) = 1,375.$$

23. Средний диаметр куска взорванной горной массы (4.36):

$$d_{\text{cp}} = \frac{5d_{\text{СКВ}}d_e}{5d_{\text{СКВ}} + qd_e} = \frac{5 \cdot 0,216 \cdot 1,6}{5 \cdot 0,216 + 0,47 \cdot 1,6} = 0,943 \text{ м.}$$

24. Выход негабарита по ковшу экскаватора (4.37):

$$x_H = 0,75E^{0,33} = 0,75 \cdot 10^{0,33} = 1,6 \text{ м}$$

$$\varphi(x_H) = \left(\frac{x_H}{d_{cp}}\right)^4 - 0,53\left(\frac{x_H}{d_{cp}}\right)^5 = \left(\frac{1,6}{0,943}\right)^4 - 0,53\left(\frac{1,6}{0,943}\right)^5 = 0,75.$$

Негабарит присутствует, следовательно, потребуется вторичное дробление пород.

Сменная производительность бурового станка (4.38):

$$\begin{aligned} \Pi_{см.б} &= \frac{T_{см} - T_{пз} - T_{лн}}{T_o + T_v} \cdot K_t \cdot K_H \cdot K_{см} \cdot K_{бвр} = \\ &= \frac{480 - 25 - 10}{1,8 + 1,7} \cdot 0,949 \cdot 0,95 \cdot 0,97 = 111,2 \text{ м/смену.} \end{aligned}$$

Суточная производительность бурового станка (4.39):

$$\Pi_{сут.б} = \Pi_{см.б} \cdot n_{см} = 111,2 \cdot 3 = 333,6 \text{ м/сут.}$$

Годовая производительность бурового станка (4.40):

$$\Pi_{год.б} = \Pi_{сут.б} \cdot n_{год} = 333,6 \cdot 250 = 83400 \text{ м/год.}$$

Выход горной массы с 1 м скважины (4.43):

$$\eta = a \cdot b \cdot h_y^{ск} / l_{скв} = 8 \cdot 6 \cdot 12 / 13,46 = 42,8 \text{ м}^3/\text{м.}$$

Годовой объем бурения по коренным породам (4.42):

$$V_{бур.год} = \frac{V_{год.ск}}{\eta} = \frac{15000000}{42,8} = 350467 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Необходимое количество буровых станков в работе (рабочий парк) (4.41):

$$N_{бр} = \frac{V_{год.бур}}{P_{год.в}} = \frac{350467}{83400} = 4,2.$$

Инвентарный парк буровых станков (4.44):

$$N_{бр.инв} = N_{бв} \cdot f_{б} = 4,2 \cdot 1,25 = 5,25 \approx 6 \text{ бурстанков.}$$

Контрольные вопросы

1. Назовите основные технологические свойства вскрышных пород угольных месторождений.
2. Критерии выбора бурового станка и типа ВВ.
3. Назовите основные факторы, определяющие удельный расход ВВ.
4. Назовите основные параметры расположения скважин на уступе.
5. За счет чего можно регулировать ширину развала взорванной горной массы?
6. Перечислите схемы короткозамедленного взрывания. В каком случае используется та или иная схема?
7. Чем определяется блочность пород?
8. Опишите взаимосвязь между вместимостью ковша экскаватора, диаметром скважин и категорией пород по блочности. Чем она обоснована?
9. Физический смысл показателя относительной эффективности ВВ и переводного коэффициента эквивалентных зарядов.
10. В каких случаях практикуется использование скважин с перебуром и с недобуром?
11. Физический смысл рассредоточения заряда ВВ.
12. Какие материалы могут быть использованы в качестве забойки?
13. В каких случаях применяется прямоугольная и шахматная сетка скважин?
14. Что такое система СИНВ?
15. Назовите факторы, влияющие на производительность бурового станка.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5

Технологические схемы выемочно-погрузочных работ

Цель занятия – ознакомиться с технологическими схемами выемочно-погрузочных работ одноковшовыми экскаваторами и научиться выполнять расчет производительности и количества последних.

5.1. Общие сведения

Выемочно-погрузочные работы представляют собой процесс отделения породы от целика или предварительно разрушенного массива коренных пород. Для выполнения этого процесса в основном используются одноковшовые экскаваторы циклического действия.

По признаку конструктивной связи ковша со стрелой различают одноковшовые экскаваторы с жесткой связью (прямая механическая лопата (рис. 5.1), прямая и обратная гидравлическая лопата) и с гибкой связью – драглайны (шагающие экскаваторы) (рис. 5.2).

В настоящее время основной парк экскаваторов на открытых горных работах составляют: прямые механические лопаты (мехлопаты) – ЭКГ (экскаватор карьерный гусеничный) при отработке вскрышных пород; гидравлические экскаваторы типа обратная лопата (ЭГО) при выемке угля; гидравлические экскаваторы типа прямая лопата (ЭГ), используемые в различных условиях; шагающие драглайны (ЭШ), применяемые при бестранспортной перевалке вскрыши во внутренние отвалы.

Прямые мехлопаты благодаря жесткой связи стрелы с ковшом развивают большие усилия черпания. Они выпускаются различных типоразмеров с емкостью ковша до 56 м³ (модель Р&Н 4100) и более, применяются при разработке как мягких, так и разрыхленных скальных и полускальных пород.

Обратные гидролопаты благодаря своим конструктивным особенностям (дополнительная степень свободы на ковше) имеют возможность вынимать угольный пласт с минимальными потерями. Кроме того, в силу меньшей вместимости ковша они могут обрабатывать пласты малой мощности.



Рис. 5.1. Мехлопата ЭКГ-8И во время перегона



Рис. 5.2. Шагающий драглайн ЭШ 20.90

5.2. Параметры одноковшовых экскаваторов

К рабочим параметрам мехлопат относятся (рис. 5.3):

Максимальный радиус черпания $R_{ч.маx}$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при его максимальном вылете.

Радиус черпания на горизонте установки $R_{ч.у}$ – максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора.

Высота черпания $H_ч$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при $R_{ч.маx}$.

Глубина копания $H_к$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки зубьев ковша при нижнем черпании.

Радиус разгрузки $R_р$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки.

Высота разгрузки $H_р$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша при разгрузке.

К габаритным размерам, используемым при определении параметров экскаваторного забоя, относят радиус вращения кузова экскаватора $R_к$.

Рабочие параметры мехлопат приведены в таблице 5.1.

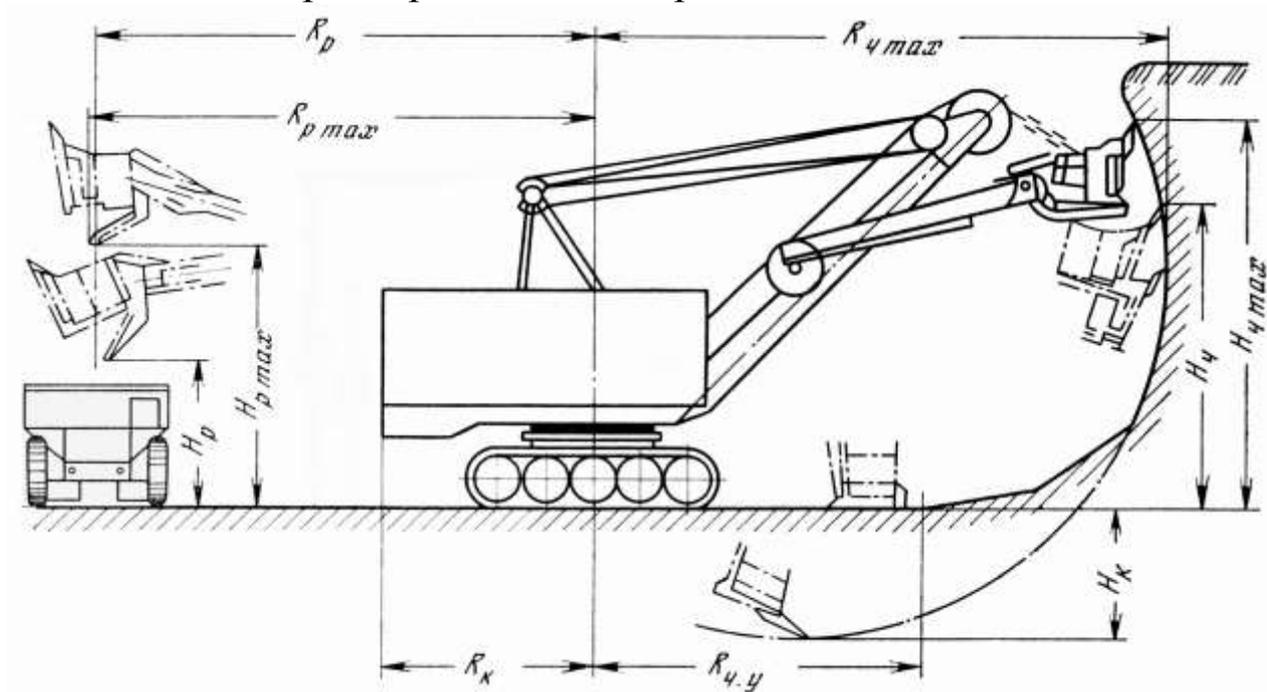


Рис. 5.3. Рабочие параметры мехлопаты

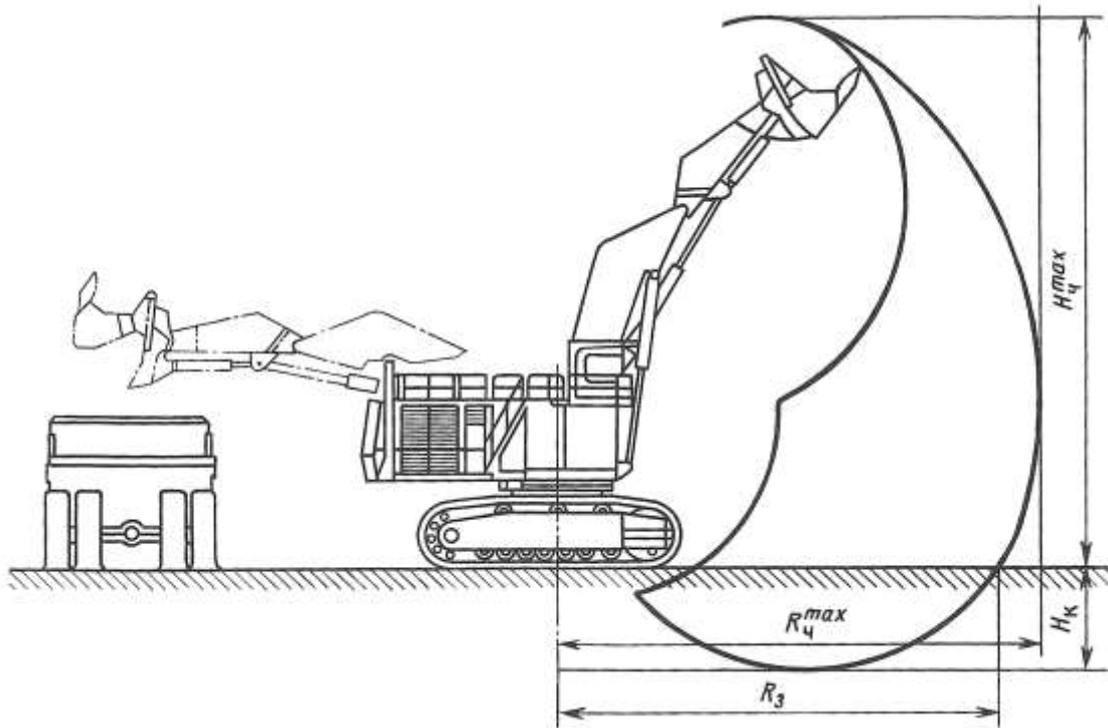


Рис. 5.4. Рабочие параметры прямой гидравлической лопаты

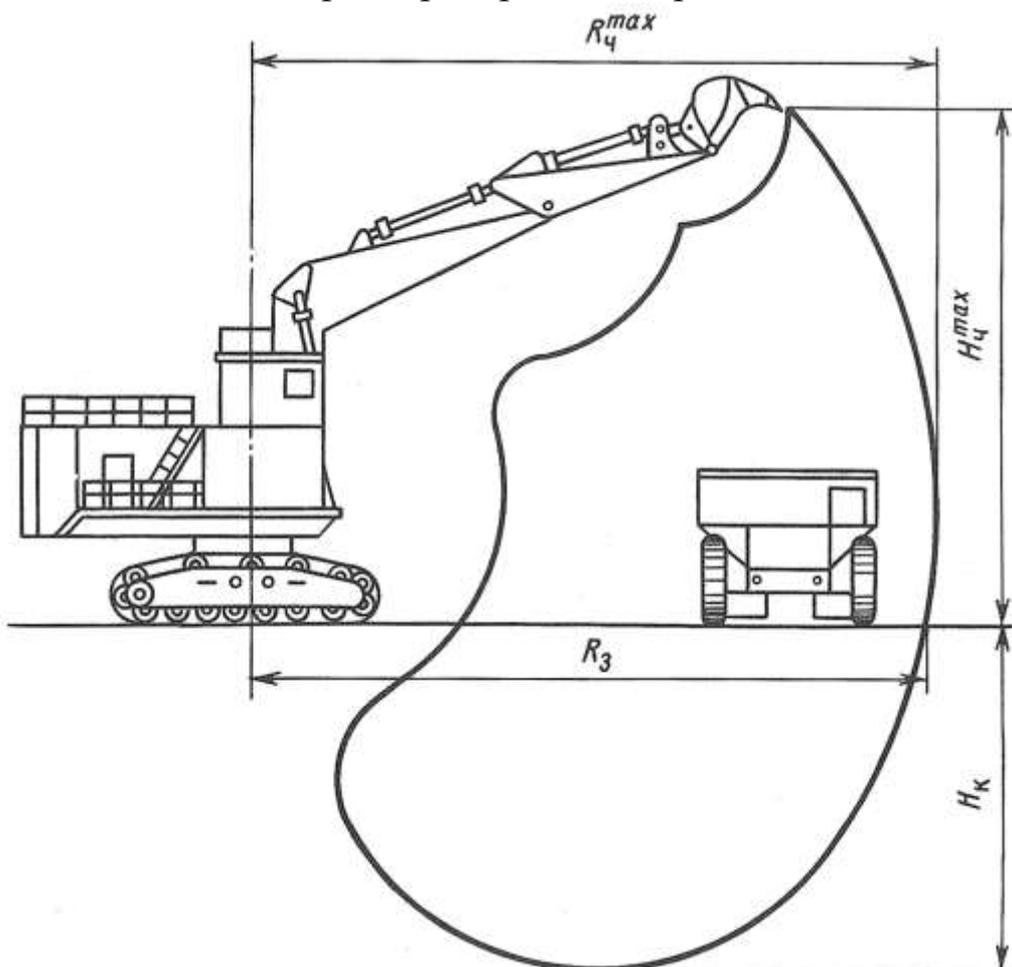


Рис. 5.5. Рабочие параметры обратной гидравлической лопаты

Таблица 5.1

Параметры экскаваторов-мехлопат*

Показатели	Модели экскаваторов				
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15	ЭКГ-20
Вместимость ковша E , м ³	5,2	10	12	15	20
Паспортная продолжительность рабочего цикла $t_{цп}$ (при угле поворота экскаватора 90°), с	23	26	26	28	28
Максимальный радиус черпания на уровне стояния экскаватора $R_{ч.м}$, м	9,04	12,6	14,3	15,6	15,2
Радиус черпания $R_{ч.мак}$, м	14,5	18,4	21,0	22,6	23,4
Высота черпания $H_{ч.мак}$, м	10,3	13,5	15,0	15,8	17,0
Радиус разгрузки $R_{р.мак}$, м	12,65	16,3	18,5	19,5	20,9
Высота разгрузки $H_{р.мак}$, м	6,7	8,6	10,0	9,9	11,5
Радиус разгрузки при $H_{р.мак}$, м	11,8	15,6	14,5	19,5	18,2
Радиус вращения кузова R_k , м	5,25	7,8	7,8	10	10
Скорость передвижения, км/ч	0,55	0,7	1,1	0,82	0,88
Масса экскаватора, т	196	395	655	672	1075

* параметры других моделей мехлопат отечественного и зарубежного производства можно найти в [1, 9, 13, 14] и др.

5.3. Типовые схемы экскаваторных забоев

Часть массива, которую может отработать экскаватор с одного положения, изменяя радиус черпания от минимального до максимального, является зоной черпания. Фактически обрабатываемая с одного положения зона черпания называется забойным блоком. К призабойному пространству относятся площадка установки экскаватора и зона разгрузки, ограниченная максимальным и минимальным радиусами разгрузки экскаватора.



Рис. 5.6. Мехлопата ЭКГ-12,5 при погрузке вскрыши в ж/д транспорт

Различают следующие основные типы забоев: торцевой и траншейный.

Торцевой забой обеспечивает максимальную производительность экскаватора, что объясняется небольшим средним углом поворота на разгрузку (не более 90°) и удобной подачей транспортных средств под погрузку.

Схема торцевого забоя по мягким и плотным породам показана на рис. 5.7-а. При работе по данной схеме ширина нормальной заходки ограничивается радиусом черпания экскаватора на уровне стояния. Различают внутреннюю и внешнюю части торцевого забоя. Ширину внешней части принимают из условия нормального заполнения ковша без выталкивания породы из забоя. Это достижимо, если угол поворота экскаватора не превышает 45° .

Ширина нормальной заходки $A = (1,5 \div 1,7)R_{\text{чч}}$.

Схема торцевого забоя для разработки взорванной породы мехлопаты на автотранспорт показана на рис. 5.7-б.

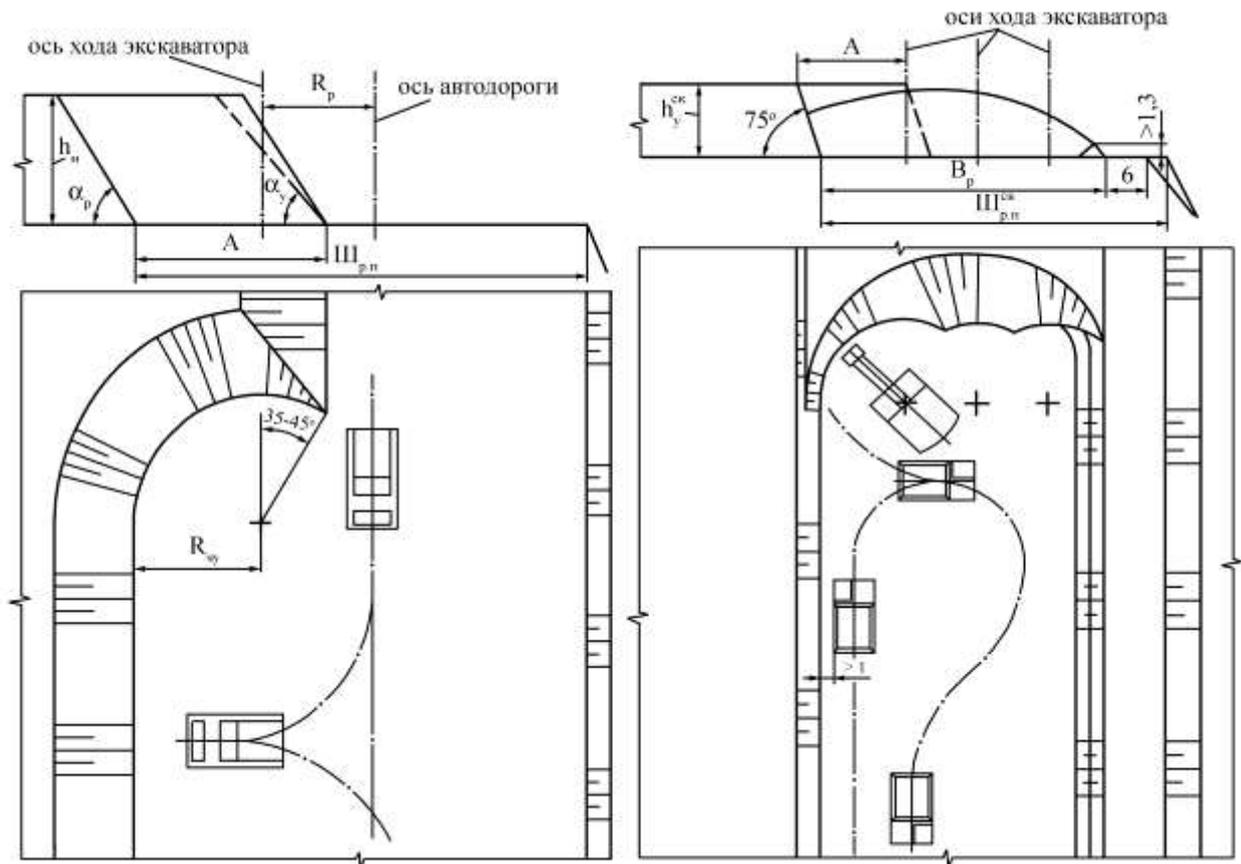


Рис. 5.7. Схемы торцевых забоев мехлопаты при погрузке горной массы в автотранспорт на уровне стояния: а – отработка мягких и плотных пород; б – отработка развала взорванной породы

В этом случае обработка развала ведется широкой продольной заходкой торцевым забоем, поскольку при автомобильном транспорте жесткая взаимосвязь между элементами забоя и положением транспортных коммуникаций на уступе отсутствует.

Траншейный забой применяется при проведении траншей. Схема траншейного забоя приведена на рис. 5.8.

При построении схем забоев необходимо обозначать два угла откоса уступа: α_p – рабочий угол уступа, градус., α_y – угол долговременной устойчивости. Величина этих углов зависит от физико-механических свойств пород. В массиве мягких и плотных пород: рабочий угол $\alpha_p^H = 60^\circ$, устойчивый $\alpha_y^H = 45^\circ$; в массиве коренных пород: рабочий угол $\alpha_p^{CK} = 60 \div 75^\circ$, устойчивый $\alpha_y^{CK} = 55 \div 65^\circ$.

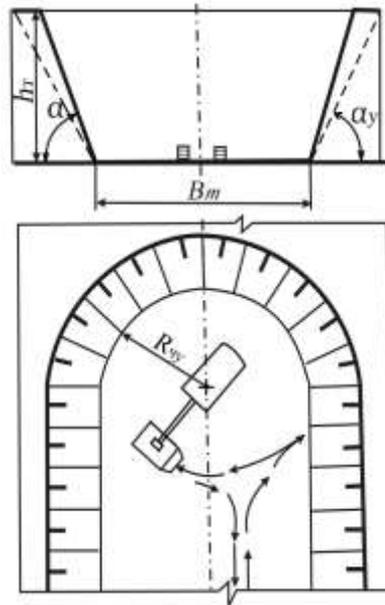


Рис. 5.8. Схема траншейного забоя мехлопаты (прямой гидрлопаты)

Для правильного изображения и обозначения забоя в технологических схемах необходимо рассмотреть работу выемочной машины (экскаватора) в забое. С одной точки стояния экскаватора он обрабатывает забойный блок – сложную пространственную фигуру определенного объема. Как было сказано выше, забойный блок – часть уступа, обрабатываемая по его длине экскаватором с одного места установки при изменении радиуса черпания от минимального до максимального [2, 16].

5.4. Отработка забойного блока прямой мехлопатой (ЭКГ)

Порядок отработки забойного блока поясняется схемами, приведенными на рис. 5.9-а, б, в [2]. Обозначения: А – крайнее заднее положение ковша (дно ковша прижато к раме экскаватора); Б и Б₁ – положение ковша под осью напорного вала; В – крайнее положение ковша на уровне стояния экскаватора в момент отрыва зубьев от поверхности рабочей площадки; Г – положение ковша при наибольшем вылете стрелы; Д – крайнее верхнее положение ковша; I и II – предельные траектории движения режущей кромки зубьев ковша, соответственно, при выемке предыдущего забойного блока.

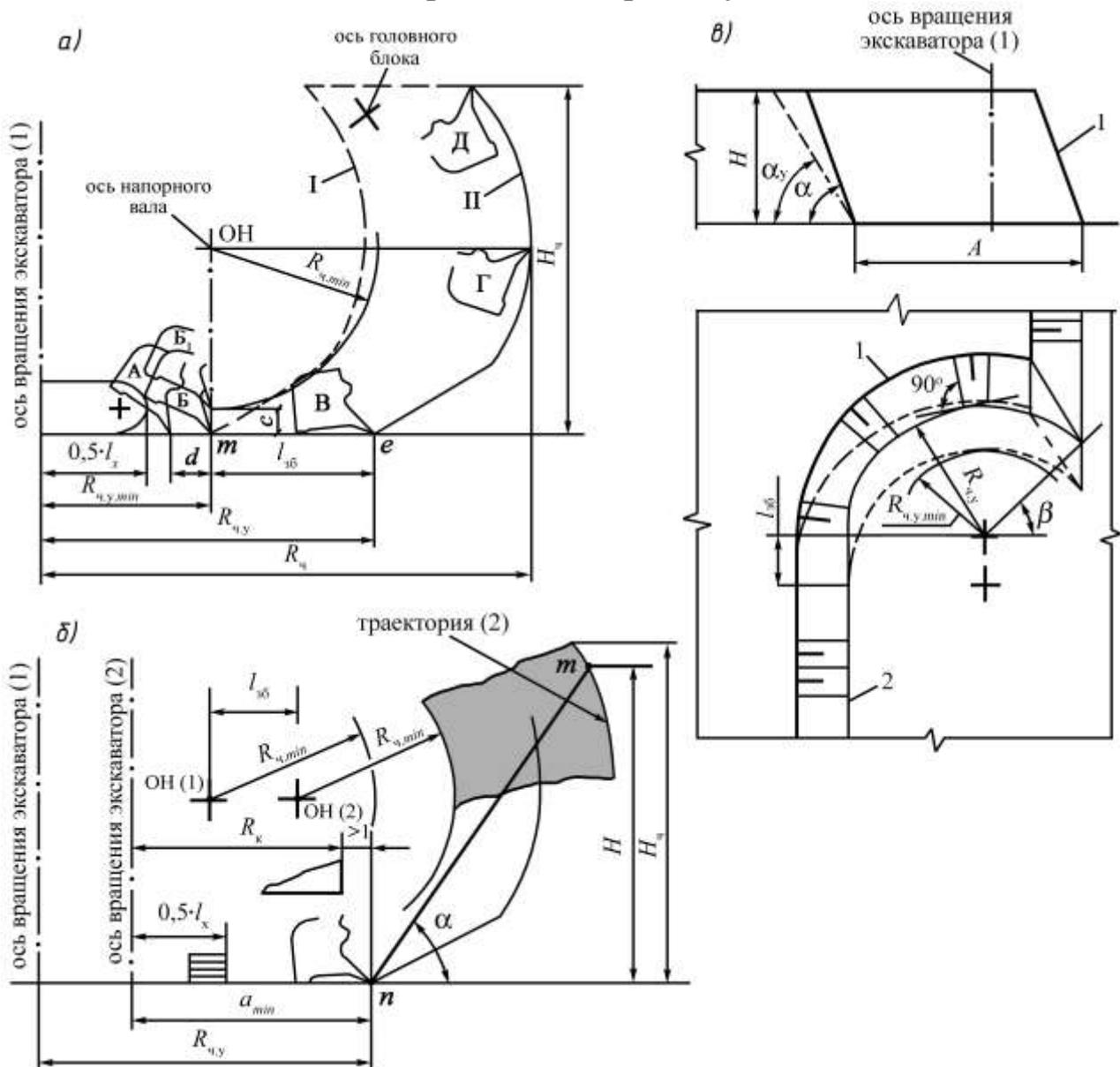


Рис. 5.9. Отработка забойного блока прямой механической лопатой: а – формирование предельной траектории движения режущей кромки зубьев ковша; б – формирование поверхности откоса уступа смежной заходки; в – изображение откоса забоя в профиле и плане с учетом принятых условностей

Параметры: $R_{ч.у.min}$ и $R_{ч.у}$ – соответственно минимальный и максимальный радиусы черпания экскаватора на горизонте установки; $R_{ч}$, $R_{ч.min}$ – соответственно, радиусы черпания при наибольшем и наименьшем вылете стрелы, м; $H_{ч}$ – максимальная высота черпания, м; l_x , $Ш_x$ – соответственно длина и ширина гусеничного хода, м; $l_{зб}$ – длина забойного блока; α и α_y – соответственно рабочий и устойчивый углы откоса уступа, град; c и d – параметры пространства для маневра ковша при обходе или уборке скатившихся кусков породы; a_{min} – минимальное расстояние приближения экскаватора к откосу смежного уступа, м. По ФНиП [4] высота уступа $H \leq H_{ч}$ (рис. 5.9-б).

С одного места установки экскаватор производит: разработку забойного блока (рис. 5.9-а) и зачищает откос уступа смежной заходки (рис. 5.9-б).

Отработка забойного блока начинается от положения ковша «Б» при установке экскаватора в т. O_1 на рис. 5.9-а (ось вращения экскаватора (1)).

По мере выемки породы на участке от положения ковша «Б» до «В» (длина забойного блока) горизонтируется рабочая площадка. В положении ковша «В» из-за конструкции экскаватора зубья ковша отрываются от рабочей площадки и по мере подъема (при максимально вытянутой рукояти) описывают траекторию II.

Максимальная длина забойного блока $l_{зб} = R_{ч.у} - R_{ч.у.min}$, где $R_{ч.у.min} = 0,51l_x + \sqrt[3]{E}$. Значения $l_{зб}$ приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Параметры мехлопат и длина забойного блока

Параметры	Модели прямых механических лопат					
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-20А	Р&Н 2300 ХРВ	Р&Н 2800 ХРВ
$E, м^2$	5,2	10	15	20	25,2	30,3
$R_{ч.у}, м$	9,0	12,6	15,6	14,2	15,6	15,85
$R_{ч.у.min}, м$	4,7	6,2	9	8,1	7,7	8
$l_{зб}, м$	4,3	6,3	6,6	6,1	7,7	7,8
$a_{min}, м$	6,25	8,8	11	11	11,5	12,2

Для избежания преждевременного износа и поломки рукояти при работе на максимальном ее вылете, черпание производят при радиусе $(0,7 \div 0,8)R_{ч}$.

Поэтому фактическое конечное положение поверхности забоя может быть промежуточным (в зоне напротив оси напорного вала – на рис. 5.9-б обозначение ОН). Однако нижняя бровка откоса забоя в любом случае находится на расстоянии $R_{ч.у}$ от оси вращения экскаватора.

Положение нижней бровки на паспорте забоя принимается на момент окончания отработки забойного блока, т. е. на расстоянии $R_{ч.у}$ от оси вращения экскаватора.

Положение верхней бровки откоса забоя принимается условно, поскольку детальное выявление форм горных выработок не имеет существенного значения, а упрощенное изображение снижает трудоемкость выполнения чертежа.

В данном случае условность заключается в том, что положение верхней бровки откоса забоя принимается равным расстоянию от оси вращения экскаватора (1) до верхней бровки откоса смежного уступа (точка «*m*» на рис. 5.9-в). Это расстояние зависит от рабочего угла откоса уступа и равно $(R_{ч.у} + H \operatorname{ctg} \alpha)$.

Величины рабочего угла откоса уступа (α) и устойчивого (α_y) зависят от литотипа слагающих уступ пород, а их значения устанавливаются индивидуально для каждого конкретного случая.

Зачистка откоса смежного уступа производится с места установки экскаватора (т. O_1 на рис. 5.9-б).

Для избежания или уменьшения образования навесей и козырьков экскаватор может приближаться к откосу для зачистки верхней части откоса уступа (траектория (2)) при установке экскаватора в новое положение (т. O_2 на рис. 5.9-б).

Минимальное приближение экскаватора к откосу обусловлено безопасным вращением кузова $a_{\min} = R_k + 1$.

С учетом принятых условностей на рис. 5.9-в показано изображение и обозначение откоса забоя в профиле и плане при работе мехлопаты. Для наглядности границы забойного блока показаны штриховой линией (предыдущее положение) и сплошной линией (текущее положение).

5.5. Обработка забойного блока прямой гидравлической лопатой (ЭГ)

Порядок обработки забойного блока показан на схемах, приведенных на рис. 5.10-а, б, в.

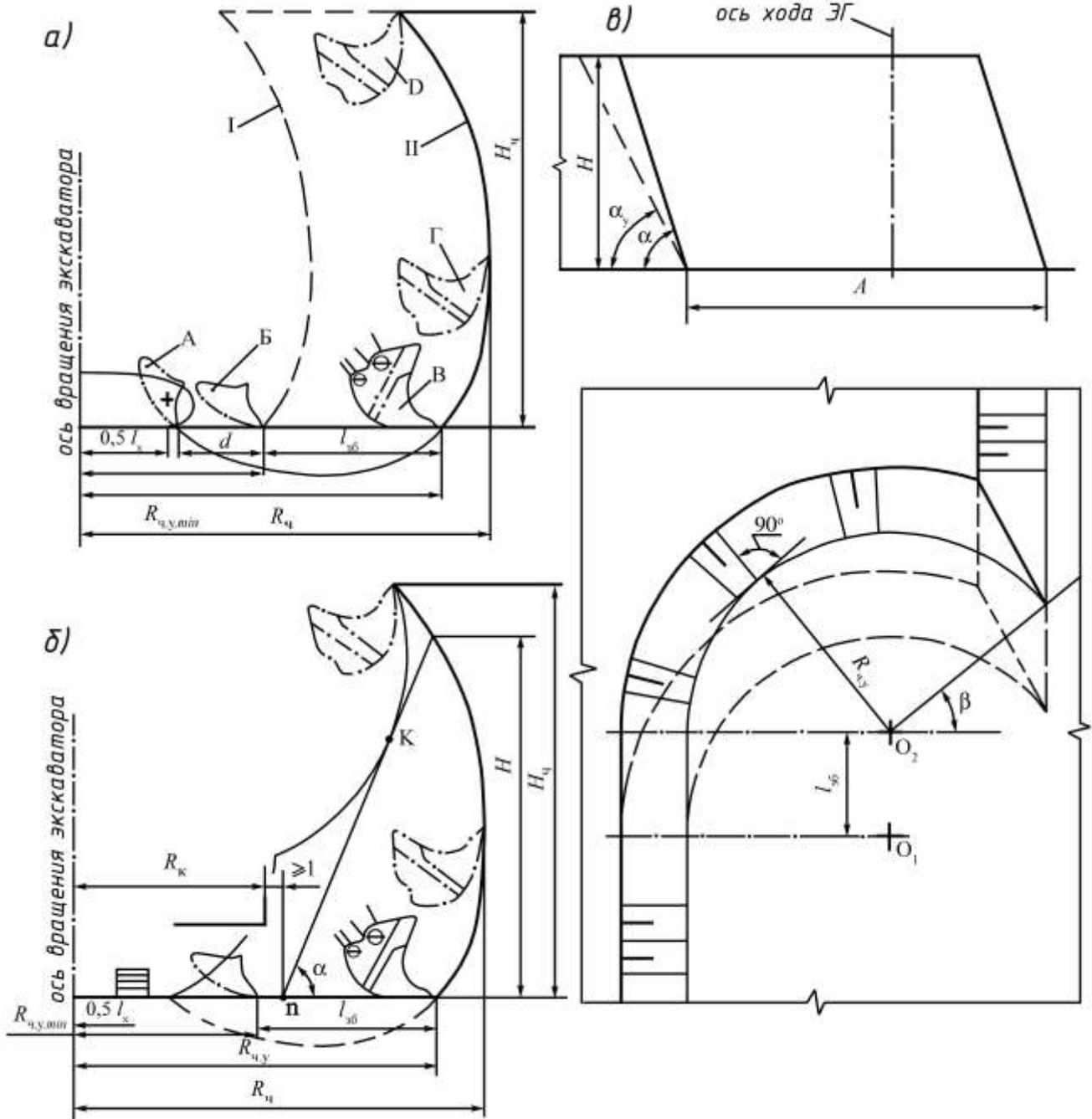


Рис. 5.10. Обработка забойного блока прямой гидравлической лопатой: а – формирование предельной траектории движения режущей кромки зубьев ковша; б – формирование поверхности откоса уступа сложной заходки; в – изображение откоса забоя в профиле и плане с учетом принятых условностей

На рис. 5.10-а [2, 18] приняты следующие обозначения: А – крайнее заднее положение ковша (дно ковша прижато к раме экскаватора); Б – положение ковша на начало отработки забойного блока (ковш находится на срезе гусеничного хода); В – крайнее положение ковша на уровне стояния экскаватора в момент отрыва зубьев от поверхности рабочей площадки; Г – положение ковша при наибольшем вылете стрелы; Д – крайнее верхнее положение ковша; I и II – предельные траектории движения режущей кромки зубьев ковша, соответственно, при выемке предыдущего смежного и отработываемого забойных блоков.

Параметры: $R_{ч.у.мин}$ и $R_{ч.у}$ – соответственно минимальный и максимальный радиусы черпания экскаватора на горизонте установки; $R_ч$ – максимальный радиус черпания при наибольшем вылете стрелы, м; $H_ч$ – максимальная высота черпания, м; $l_x, Ш_x$ – соответственно длина и ширина гусеничного хода, м; $l_{зб}$ – длина забойного блока; $a_{мин}$ – минимальное приближение экскаватора к откосу смежного уступа, м.

Порядок разработки забойного блока прямой гидравлической лопатой примерно такой же, как и мехлопатой.

Отработка забойного блока прямой гидравлической лопатой начинается от положения ковша «Б» при установке экскаватора в т. O_1 на рис. 5.10-а (ось вращения (1)). Дно ковша находится примерно на срезе гусеничного хода.

По длине забойного блока (от положения ковша «Б» до положения ковша «В») горизонтируется рабочая площадка. Начиная от положения ковша «В» его зубья отрываются от рабочей площадки и описывают траекторию II.

Траектория II прямой гидравлической лопаты отличается от прямой механической лопаты бóльшим по длине участком вертикального подъема.

Параметр $R_{ч.у.мин}$ равен

$$R_{ч.у.мин} = 0,5l_x + h_k,$$

где h_k – высота ковша, м.

Длина забойного блока $l_{зб}$ равна

$$l_{зб} = R_{ч.у} - R_{ч.у.мин}.$$

Длина забойного блока для ряда прямых гидравлических лопат приведена в табл. 5.3.

Положение нижней бровки на паспорте забоя при применении прямых гидравлических лопат также принимается на момент окончания отработки забойного блока, т. е. на расстоянии $R_{ч.у}$ от оси вращения экскаватора.

Положение верхней бровки откоса забоя принимается так же, как и при работе мехлопаты – по условию зачистки откоса смежного уступа.

Высота уступа отвечает условию $H \leq H_{ч}$ (рис. 5.10-б) [5]. Зачистка откоса уступа, в зависимости от его высоты, может производиться или с той же установки экскаватора (т. O_1 на рис. 5.10-б), или с приближением к экскаватору (т. O_2). Минимальное приближение составляет $a_{\min} = R_{к} + 1$.

Таблица 5.3

Длина забойного блока при работе прямой гидравлической лопаты

Параметры	Модели экскаваторов	
	RH-40E (Terex O&K)	R-984C (Liebherr)
$E, м^2$	7,0	4,7
$l_x, м$	6,0	6,2
$R_{ч.у}, м$	10,0	9,6
$R_{ч.у.min}, м$	5,8	6,3
$l_{зб}, м$	4,2	3,3
$a_{\min}, м$	5,3	6,2

Формирование откоса начинается от нижней бровки (т. n на рис. 5.10-б) и производится в зоне действия ковша по линии откоса « nm ».

Точка «К» находится на внутренней ветви траектории, которая описывается движением зубьев ковша при минимальном значении текущего радиуса черпания.

На рис. 5.10-в показано изображение и обозначение откоса забоя в профиле и плане при работе прямой гидравлической лопаты.

Для наглядности границы забойного блока показаны штриховой линией (предыдущее положение) и сплошной линией (текущее положение).

5.6. Отработка забойного блока обратной гидравлической лопатой (ЭГО)

Конструкция обратной гидравлической лопаты позволяет осуществлять выемку породы верхним и нижним черпанием.

Однако при работе верхним черпанием из-за особенности выполнения операции наполнения ковша (черпание с низким коэффициентом экскавации) производительность экскаватора невысокая. Поэтому фирмами-производителями рекомендуется работать нижним черпанием при высоте уступа $4\div 5$ м, что обеспечивает высокую производительность [13, 19].

Ниже рассмотрена разработка забойного блока нижним черпанием обратной гидравлической лопатой (рис. 5.11-а, б).

На схемах приняты обозначения: A – ширина заходки, м; α и α_y – соответственно рабочий и устойчивый углы откоса уступа, град.; H – высота уступа, м; $\alpha_{зб}$ – угол откоса уступа, град; $H_{ч.маx}$ – максимальная глубина черпания, м; $R_{ч.р}$ – рабочий радиус черпания, м; $l_{зб}$ – длина забойного блока, м; B – ширина бермы безопасности между гусеничным ходом и верхней бровкой откоса забоя на момент окончания отработки забойного блока, м; l_x – длина гусеничного хода, м; l_k – длина ковша, м.

Схемы, представленные на рис. 5.11, отражают опыт работы обратных гидравлических лопат на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»». Высота нижнего уступа (H) на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»» составляет $2,5\div 4$ м [16, 17]. Углы откоса забоя ($\alpha_{зб}$) зависят от свойств разрабатываемой породы, их значения приведены в табл. 5.4. Берма безопасности (B) составляет $1\div 1,5$ м.

Рабочие параметры экскаваторов (R_q и H_q) при таких параметрах забоя используются не полностью. Это положение согласуется с рекомендациями [13, 14, 18, 19]: максимальное использование рабочих параметров повышает риск поломки стрелы или рукояти.

Разрабатываемый забойный блок (фиг. 1–2–3–4 на рис. 5.11-а) находится внутри пространства, ограниченного предельной траекторией движения режущей кромкой зубьев ковша (рис. 5.11-а).

При известных значениях высоты нижнего уступа (H), угла откоса забоя ($\alpha_{зб}$) и ширины бермы безопасности (B), рабочий радиус черпания ($R_{ч.р}$) равен

$$R_{ч.р} = H \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{зб} + l_{зб} + B + 0,5l_x.$$

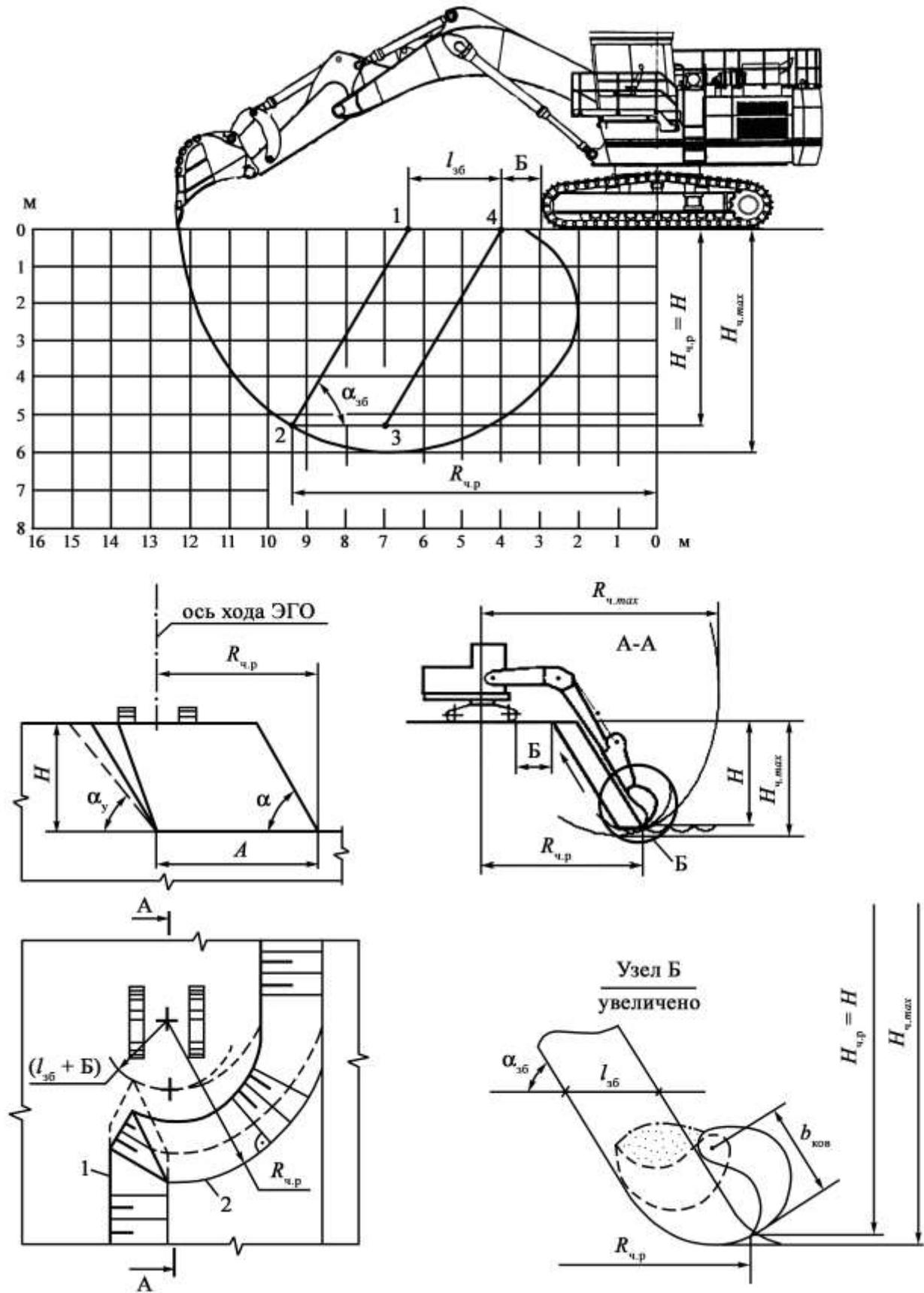


Рис. 5.11. Отработка забойного блока обратной гидравлической лопатой: а – профиль забойного блока; б – изображение откоса забоя в профиле и плане с учетом принятых условностей

Таблица 5.4

Углы откосов забоев ($\alpha_{зб}$) и ширина бермы безопасности (B)

Порода	Угол откоса забоя $\alpha_{зб}$, градус	Ширина бермы B , м
Уголь в целике	60÷70	1÷1,5
Уголь со взрывным рыхлением	37÷45	1÷1,5
Порода в целике (III категория по ЕНВ)	60÷65	1÷1,2
Породный уступ со взрывным рыхлением	37	1÷1,2
Развал породного уступа	55÷60	1,5÷2

По периметру забойный блок разрабатывается слоями высотой $h_{сл}$ сверху вниз (сечение А–А на рис. 5.11-б). Такой порядок снятия слоев обеспечивает высокую производительность экскаватора [19].

Определение параметров $l_{зб}$ и $h_{сл}$ показано на примере выемки третьего слоя (узел В сечения А–А на рис. 5.11-б). При выемке слоя ковш с помощью гидроцилиндров совершает поворот на 90° вокруг точки крепления к рукояти и наполняется (узел В).

Тогда длина забойного блока равна $l_{зб} = l_k / \sin \alpha_{зб}$.

Для инженерных расчетов высоту слоя $h_{сл}$ можно принять равной длине ковша l_k , т. е. $h_{сл} \approx l_k$.

По принятой в специальной технической литературе [18–20] методике на плане забой обратной гидравлической лопаты изображается на начало отработки забойного блока, то есть уже после перемещения экскаватора в новое положение. На плане верхняя бровка откоса забойного блока обозначается основной сплошной линией, а нижняя тонкой сплошной (рис. 5.11-б).

5.7. Ширина рабочей площадки

При расчете ширины рабочей площадки исходят из того, что она должна быть минимальной. Это обусловлено требованием экономической эффективности ведения горных работ. В то же время ширина рабочей площадки должна обеспечить безопасность ведения горных работ.

Ширина рабочей площадки при разработке мехлопатами мягких и плотных пород ($Ш_{рп}^M$) торцевым забоем равна, м,

$$Ш_{рп}^M = A + C + T + П + Z_H, \quad (5.1)$$

где A – ширина заходки, м; C – безопасное расстояние от нижней бровки уступа до транспортной полосы ($C = 1$ м); T – ширина транспортной полосы (принимать двухполосное движение транспорта, $T = 14 \div 16$), м; $П$ – ширина полосы для размещения вспомогательного оборудования и устройств электроснабжения ($П = 6$ м); Z_H – ширина призмы возможного обрушения, м.

$$Z_H = h_H \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_y^H - \operatorname{ctg} \alpha_p^H). \quad (5.2)$$

где h_H (рис. 5.12-а) – высота уступа по наносам. Поскольку в данном случае за высоту уступа принимается мощность наносов, то углы α_p и α_y принимать для рыхлых и плотных пород.

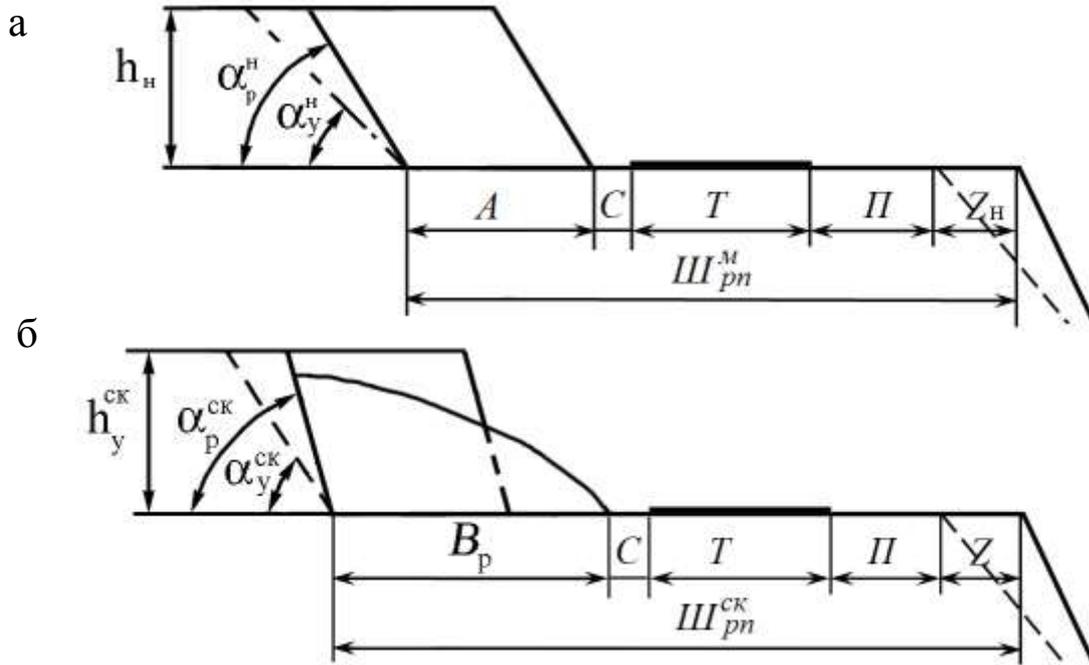


Рис. 5.12. Схема к расчету ширины рабочей площадки при работе мехлопат: а – по мягким и плотным породам; б – по коренным породам

Ширина рабочей площадки при отработке коренных пород ($Ш_{рп}^{СК}$) торцевым забоем (рис. 5.12-б) равна, м,

$$Ш_{рп}^{СК} = B_p + C + T + П + Z, \quad (5.3)$$

где B_p – ширина развала взорванной породы (см. работу №4), м.

При расчете Z принимать углы α_p и α_y для коренных пород.

5.8. Производительность одноковшовых экскаваторов

При расчете производительности в учебных целях можно принять следующие допущения:

1) производительность мехлопат рассчитывается с учетом того, что основной разрабатываемый объект – вскрышные породы (четвертичные отложения и коренные породы);

2) производительность гидравлических экскаваторов рассчитывается исходя из того, что они используются только на добычных работах.

Необходимо отметить, что в фактических условиях мехлопаты действительно практически всегда работают только по породе; гидравлические же экскаваторы могут использоваться для любого вида работ, как добычных, так и вскрышных.

Также следует добавить, что расчет производительности для прямых и обратных гидравлических лопат имеет некоторые особенности, свойственные лишь одному из типов вышеуказанного оборудования, и тем более отличающиеся от расчета производительности мехлопат. К таковым особенностям, в частности, относится введение ряда поправочных коэффициентов при работе экскаватора верхним или нижним черпанием, погрузкой нижней или же на уровне стояния и т. д.

В реальных условиях расчет производительности выполняется для всех возможных вариантов, поэтому одна модель экскаватора имеет несколько значений эксплуатационной производительности, соответствующих тем или иным условиям, что необходимо при определении количества оборудования, составлении календарных планов, а также решении целого ряда иных не менее важных вопросов.

В данном учебном пособии расчет производительности дается по упрощенной схеме, имея своей целью ознакомить обучающихся лишь с основными его принципами и положениями; однако, сущность и методическая основа расчета остаются неизменными.

Различают паспортную, техническую и эксплуатационную производительность экскаватора.

Паспортная производительность экскаватора ($Q_{э.п}$) определяется только конструктивными параметрами машин, $м^3/ч$,

$$Q_{э.п} = \frac{3600 \cdot E}{t_{цп}}, \quad (5.4)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ; $t_{цп}$ – паспортная продолжительность рабочего цикла экскаватора (табл. 5.5), с.

Технической производительностью ($Q_{э.п}$) является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной работе в конкретных горно-геологических условиях. С учетом влияния экскавируемости породы на наполнение ковша и параметров забоя приближенная техническая производительность определяется по формуле, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{э.т} = \frac{3600 \cdot E}{t_{ц}} \cdot K_{э} \cdot K_{т.в}, \quad (5.5)$$

где $t_{ц}$ – продолжительность цикла экскаватора в конкретных условиях забоя (табл. 5.5), с; $K_{т.в}$ – коэффициент влияния технологии выемки, также называемый коэффициентом влияния параметров забоя: $K_{т.в} = 0,8$ для траншейного забоя и $0,9$ для торцевого); $K_{э}$ – коэффициент экскавации (табл. 5.6).

Коэффициент экскавации равен:

$$K_{э} = K_{н}/K_{р}, \quad (5.6)$$

где $K_{н}$ – коэффициент наполнения ковша; $K_{р}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (табл. 5.6).

Сменная эксплуатационная производительность ($Q_{э.см}$), $\text{м}^3/\text{смену}$:

$$Q_{э.см} = Q_{э.т} \cdot T_{см} \cdot K_{и}, \quad (5.7)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см} = 8$); $K_{и}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены ($K_{и} = 0,6 \div 0,8$).

Суточная производительность экскаватора $Q_{э.сут}$, $\text{м}^3/\text{сут}$,

$$Q_{э.сут} = Q_{э.см} \cdot n_{см}, \quad (5.8)$$

где $n_{см}$ – число смен работы экскаватора в течение суток ($n_{см} = 3$).

Годовая производительность экскаватора $Q_{э.год}$, $\text{м}^3/\text{год}$,

$$Q_{э.год} = Q_{э.сут} \cdot n_{год}, \quad (5.9)$$

где $n_{год}$ – количество рабочих дней экскаватора в году ($n_{год} = 252$).

Таблица 5.5

Время цикла $t_{цп}$ и $t_{ц}$ для мехлопат

Категория пород по блочности*	Марка экскаватора				
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15	ЭКГ-20
	Паспортная продолжительность цикла $t_{цп}$, с				
	23	26	26	28	28
	Продолжительность цикла экскаватора в конкретных условиях забоя $t_{ц}$, с				
I	25,0	29,0	31,5	32,0	32,5
II	27,7	32,1	34,8	35,3	35,8
III	29,8	34,7	38,0	38,4	38,8
IV	31,7	36,9	40,1	40,6	41,2
V	33,2	38,1	41,3	41,8	42,7

* Зависит от $\sigma_{сж}$ (см. приложение 3).

Таблица 5.6

Коэффициенты разрыхления породы и наполнения ковша

Категория пород по блочности	Плотность горной массы в целике, кг/м ³	Коэффициенты		
		K_p	K_n	$K_э$
I	1600	1,15	1,05	0,91
II	1800	1,25	1,05	0,84
III	2000	1,35	0,95	0,70
IV	2400	1,50	0,90	0,60
V	2600	1,6	0,85	0,53

Продолжительность цикла для гидравлических экскаваторов обычно принимается по фактическим данным работы оборудования в конкретных горно-геологических условиях. Поскольку гидравлические экскаваторы более чувствительны к качеству подготовки горной массы, то вследствие более тщательного ведения буровзрывных работ время цикла экскаватора можно принимать неизменным независимо от того, какой крепости горная порода разрабатывается. Кроме того, необходимо принять во внимание, что диапазон свойств разрабатываемых горных пород, особенно для гидролопат с небольшой вместимостью ковша (до 7 м³) относительно не-

велик – как было сказано выше, подразумевается, что в первую очередь эти экскаваторы будут использоваться на добычных работах.

В учебных расчетах можно ориентироваться на значения времени цикла и годовой производительности, приведенные в табл. 5.7. Коэффициенты разрыхления породы в ковше и наполнения ковша можно принимать аналогичные мехлопатам.

Таблица 5.7

Технические характеристики некоторых моделей гидролопат

Марка и модель экскаватора	Вместимость ковша, м ³	Принятое время цикла, с	Примерная годовая производительность экскаватора, м ³ /год
Volvo EC460	1,7	25	1150000
Volvo EC700	3,0	27	1700000
Volvo EC750	3,1	28	1720000
Cat 336	1,5	25	900000
Cat 374	3,0	24	1600000
Hyundai 1200	4,5	28	2600000
Liebherr R984C	5,0	25	2800000
Liebherr R994	7,8	30	3400000
Komatsu PC1250-7	4,2	27	2500000
Komatsu PC2000	7,5	33	3150000

Сведения, приведенные в таблице 5.7, являются приближенными по следующим причинам:

1) Практически каждая модель гидроэкскаваторов имеет несколько сменных ковшей разной вместимости и соответствующее число сменных рукоятей стрел. Чем длиннее рукоять, тем меньше вместимость ковша, и наоборот.

2) Время цикла будет зависеть как от соотношения «рукоять-ковш», так и от других факторов, в частности, иных физико-механических свойств разрабатываемых пород, помимо их крепости; например, их выветрелость и т. д.

3) При расчете производительности гидравлических экскаваторов вводится ряд поправочных коэффициентов, отсутствующих при работе мехлопат. В их числе коэффициент, учитывающий селективную выемку и наличие негабаритов; учитывающий разработку мерзлых и налипающих пород; для обратных лопат – учитывающий работу верхним черпанием и т. д.

Рабочий парк экскаваторов:

$$N_{\text{э.р}} = \frac{V_{\text{год}}}{Q_{\text{э.год}}}, \quad (5.10)$$

где $V_{\text{год}}$ – годовой объем вскрыши (см. занятие №2).

Инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{\text{э.и}} = f \cdot N_{\text{э.р}}, \quad (5.11)$$

где f – коэффициент резерва экскаваторного парка ($f = 1,2 \div 1,25$).

Пример расчета

Исходные данные берутся по индивидуальному заданию и из предыдущих выполненных работ.

На вскрышных работах принимается экскаватор ЭКГ-10, как соответствующий принятой высоте вскрышного уступа по скальным породам.

Паспортная производительность вскрышного экскаватора:

$$Q_{\text{э.п}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{цп}}} = \frac{3600 \cdot 10}{26} = 1385 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Техническая производительность:

$$Q_{\text{э.т}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{ц}}} \cdot K_{\text{э}} \cdot K_{\text{т.в}} = \frac{3600 \cdot 10}{34,7} \cdot 0,7 \cdot 0,82 = 596 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Сменная производительность:

$$Q_{\text{э.см}} = Q_{\text{э.т}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и}} = 596 \cdot 8 \cdot 0,7 = 3338 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Суточная производительность

$$Q_{\text{э.сут}} = Q_{\text{э.см}} \cdot n_{\text{см}} = 3338 \cdot 3 = 10014 \text{ м}^3 / \text{сут.}$$

Годовая производительность

$$Q_{\text{э.год}} = Q_{\text{э.сут}} \cdot n_{\text{год}} = 10014 \cdot 252 = 2523528 \text{ млн м}^3 / \text{год.}$$

Рабочий парк экскаваторов на вскрышных работах:

$$N_{\text{э.р}} = \frac{V_{\text{год}}}{Q_{\text{э.год}}} = \frac{18686634}{2523528} = 7,4 \text{ единицы.}$$

Инвентарный парк экскаваторов на вскрышных работах:

$$N_{\text{э.и}} = f \cdot N_{\text{э.р}} = 1,25 \cdot 7,4 \approx 10 \text{ единиц.}$$

Поскольку $A_{\text{год}} = 2,044$ млн т/год, то для обеспечения отработки такого объема полезного ископаемого можно принять экскаватор Komatsu PC1250-7 в количестве 1 единица, поскольку разрезом разрабатывается одиночный угольный пласт.

Контрольные вопросы

1. Элементы и параметры рабочей площадки.
2. Виды экскаваторных забоев.
3. Отличительные особенности мехлопаты.
4. Технологические параметры мехлопаты.
5. Виды производительности одноковшового экскаватора.
6. Технологические особенности прямой гидравлической лопаты.
7. Технологические особенности обратной гидравлической лопаты.
8. Определение ширины заходки при работе гидравлических экскаваторов.
9. Элементы забойного блока при работе мехлопат.
10. Элементы забойного блока при работе прямых гидролопат.
11. Элементы забойного блока при работе обратных гидролопат.
12. Поправочные коэффициенты при расчете производительности экскаваторов.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6

Расчет автомобильного транспорта

Цель занятия – освоить расчеты карьерного транспорта с использованием большегрузных автосамосвалов.

6.1. Общие сведения

Карьерный транспорт предназначен для перевозки горной массы от забоев к пунктам разгрузки на поверхности. Его особенности: значительный объем перевозок и сосредоточенная направленность перемещения карьерных грузов при относительно небольшом расстоянии транспортирования; значительная крутизна преодолеваемых подъемов в грузежном направлении.

6.2. Расчет автомобильного транспорта

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

Основные параметры автосамосвалов приведены в приложении 6.

Грузоподъемность автосамосвала выбирается исходя из дальности транспортирования горной массы и рационального соотношения V_a/E , где V_a – вместимость кузова автосамосвала с «шапкой», м³; E – вместимость ковша экскаватора, м³ (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Условия применения автосамосвалов

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

Расчет автотранспорта выполняют по закрытому циклу, т. е. с закреплением автосамосвалов за конкретным экскаватором.

Время рейса автосамосвала, мин:

$$T_p = t_{\text{пог}} + t_{\text{гр}} + t_p + t_{\text{пор}} + t_m, \quad (6.1)$$

где $t_{\text{гр}}$, $t_{\text{пор}}$ – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; t_p – время разгрузки автосамосвала, мин; t_m – продолжительность маневрирования автосамосвала в забое и пункте разгрузки, мин; $t_{\text{пог}}$ – время погрузки автосамосвала, мин.

$$t_{\text{пог}} = n_k \cdot t_{\text{ц}} / 60, \quad (6.2)$$

где n_k – число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с.

$$n_k = V_a / E. \quad (6.3)$$

Число ковшей n_k принимается меньшим целым значением.

Время рейса в грузеном и порожнем направлениях, мин:

$$t_{\text{гр}} = 60 \cdot K_{\text{рт}} \cdot \left(\frac{L_{\text{ст}}}{V_{\text{ст.гр}}} + \frac{L_{\text{зд}}}{V_{\text{зд.гр}}} + \frac{L_{\text{от}}}{V_{\text{от.гр}}} \right), \quad (6.4)$$

$$t_{\text{пор}} = 60 \cdot K_{\text{рт}} \cdot \left(\frac{L_{\text{ст}}}{V_{\text{ст.пор}}} + \frac{L_{\text{зд}}}{V_{\text{зд.пор}}} + \frac{L_{\text{от}}}{V_{\text{от.пор}}} \right), \quad (6.5)$$

где $L_{\text{ст}}$, $L_{\text{зд}}$, $L_{\text{от}}$ – соответственно, средневзвешенная длина стационарных автодорог на поверхности, временных забойных автодорог, отвальных автодорог (согласно заданию), км; $K_{\text{рт}}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{\text{рт}} = 1,1 \div 1,15$); $V_{\text{ст.гр}}$, $V_{\text{зд.гр}}$, $V_{\text{от.гр}}$ и $V_{\text{ст.пор}}$, $V_{\text{зд.пор}}$, $V_{\text{от.пор}}$ – соответственно, скорости движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях по стационарным, забойным и отвальным автодорогам, км/ч (табл. 6.2).

Продолжительность разгрузки t_p для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т составляет 1 мин, при большей грузоподъемности – $1,5 \div 2$ мин.

Время маневрирования t_m зависит от схемы подъезда автосамосвалов: при сквозной и кольцевой схеме $t_m = 0,4$ мин; при тупиковой $t_m = 1$ мин.

Скорости движения автосамосвала

Дороги	Скорости движения автосамосвала, км/ч	
	с грузом	без груза
Магистральные: бетонные щебеночные	34÷45	45÷50
	30÷32	36÷42
Отвальные	14÷17	16÷19
Забойные	11÷13	14÷15

Производительность автотранспорта в значительной мере зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от размеров рабочей площадки и вскрытия уступа возможен сквозной подъезд автосамосвала к экскаватору (рис. 6.1-а), подъезд с петлевым (рис. 6.1-б) и тупиковым (рис. 6.1-в, г) разворотами.

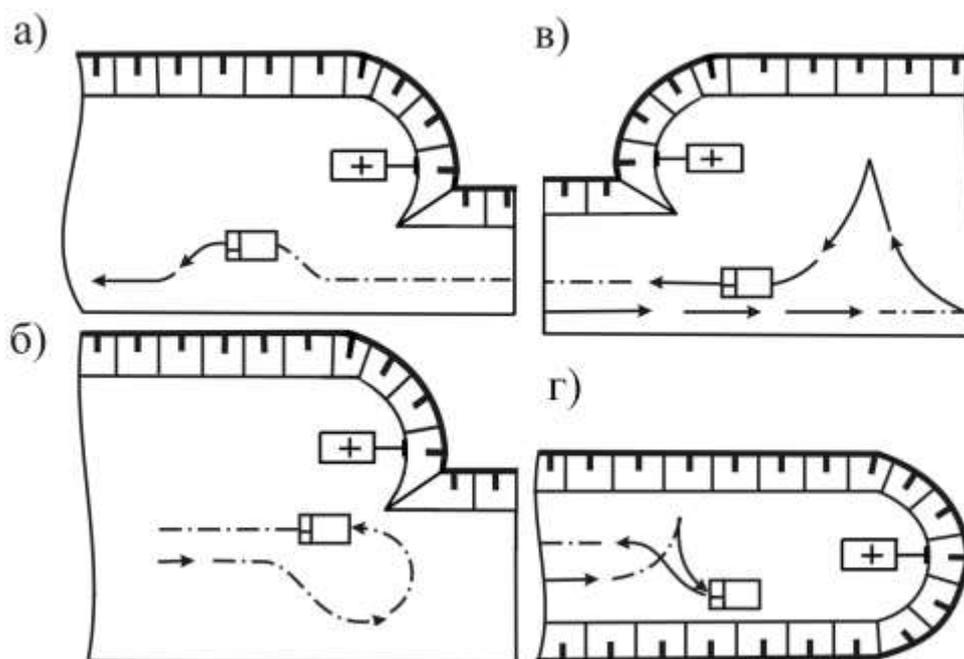


Рис. 6.1. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаватору: а – сквозная; б – с петлевым разворотом; в, г – с тупиковым разворотом

Сквозной подъезд применяется при наличии двух выездов с рабочего горизонта. Является наиболее простым и эффективным.

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

Обычно время обмена самосвалов по этим схемам не превышает рабочего цикла экскаватора.

Подъезд с тупиковым разворотом используют в стесненных условиях. При этом производительность автосамосвала по сравнению с вышеприведенными схемами на 10÷15% ниже.

Число рейсов автосамосвала в час N_p :

$$N_p = 60/T_p. \quad (6.6)$$

Производительность автосамосвала:

– техническая, $m^3/ч$,

$$Q_{a.ч} = q_a \cdot N_p \cdot K_\Gamma \cdot K_{pa} / \rho_{п}, \quad (6.7)$$

– эксплуатационная:

сменная, $m^3/смену$,

$$Q_{a.см} = Q_{a.ч} \cdot T_{см} \cdot K_{и.а}, \quad (6.8)$$

суточная, $m^3/сут$,

$$Q_{a.сут} = Q_{a.см} \cdot n_{см}, \quad (6.9)$$

годовая, $m^3/год$,

$$Q_{a.год} = Q_{a.сут} \cdot n_{год}, \quad (6.10)$$

где K_Γ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала ($K_\Gamma = 0,9$); K_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала ($K_{pa} = 1,1$); $\rho_{п}$ – плотность перевозимой породы в целике, t/m^3 , (берется из исходных данных); $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутках ($n_{см} = 3$); $n_{год}$ – число рабочих дней в году ($n_{год} = 252$); $K_{и.а}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{и.а} = 0,7 \div 0,8$).

Число рабочих автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного экскаватора определяется по формуле

$$N_{a.1} = \frac{Q_{э.год}}{Q_{a.год}}, \text{ ед.} \quad (6.11)$$

Общее количество автосамосвалов (рабочий парк) для обеспечения работы n экскаваторов (см. занятие №4) равно

$$N_{a.p} = \sum_{i=1}^{i=n} N_{a.1}. \quad (6.12)$$

Инвентарный парк автосамосвалов с учетом находящихся в ремонте и техническом обслуживании

$$N_{a.инв} = N_{a.p} \cdot K_{инв}, \quad (6.13)$$

где $K_{инв} = 1,2$ – коэффициент резерва.

Пример расчета

Дано: $L_{ст} = 2$ км, $L_{зд} = 1,2$ км, $L_{от} = 0,4$ км. Схема подъезда автосамосвала на погрузку – тупиковая. Плотность перевозимой породы $\rho_{п} = 2,6$ т/м³.

Определяем соотношение V_a/E (табл. 6.1). Для расстояния транспортирования 3,6 км ($2 + 1,2 + 0,4$) и вместимости ковша экскаватора 10 м³ оно равняется 5,5.

Следовательно, емкость кузова автосамосвала должна быть равна:

$$V_a = 5,5E = 5,5 \cdot 10 = 55 \text{ м}^3.$$

По приложению 6 находим автосамосвал с наиболее близкими характеристиками. Для примера будем рассматривать автосамосвалы отечественного производства, в этом случае принимаем БелАЗ-7512 с емкостью кузова «с шапкой» 61 м³.

Определяем число ковшей:

$$n_k = V_a / E = 61 / 10 \approx 6.$$

Время погрузки автосамосвала:

$$t_{пог} = n_k \cdot t_{ц} / 60 = 5 \cdot 38 / 60 = 3,2 \text{ мин.}$$

Время движения в груженом и порожнем направлениях:

$$\begin{aligned} t_{гр} &= 60 \cdot K_{рт} \cdot \left(\frac{L_{ст}}{V_{ст.гр}} + \frac{L_{зд}}{V_{зд.гр}} + \frac{L_{от}}{V_{от.гр}} \right) = \\ &= 60 \cdot 1,12 \cdot \left(\frac{2}{31} + \frac{1,2}{13} + \frac{0,4}{16} \right) = 12,2 \text{ мин.} \end{aligned}$$

$$t_{\text{пор}} = 60 \cdot K_{\text{рт}} \cdot \left(\frac{L_{\text{ст}}}{V_{\text{ст.пор}}} + \frac{L_{\text{зд}}}{V_{\text{зд.пор}}} + \frac{L_{\text{от}}}{V_{\text{от.пор}}} \right) =$$

$$= 60 \cdot 1,12 \cdot \left(\frac{2}{38} + \frac{1,2}{14} + \frac{0,4}{18} \right) = 10,8 \text{ мин.}$$

Время рейса:

$$T_{\text{р}} = t_{\text{пог}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{р}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м}}.$$

Грузоподъемность автосамосвала БелАЗ-7512 составляет 120 т, следовательно, время разгрузки $t_{\text{р}}$ принимаем 2 мин. Время на маневрирование при тупиковой схеме подачи $t_{\text{м}} = 1$ мин.

Следовательно,

$$T_{\text{р}} = 3,2 + 12,2 + 2 + 10,8 + 1 = 29,2 \text{ мин.}$$

Число рейсов автосамосвала в час:

$$N_{\text{р}} = 60 / T_{\text{р}} = 60 / 29,2 \approx 2 \text{ рейса.}$$

Техническая производительность автосамосвала:

$$Q_{\text{а.ч}} = q_{\text{а}} \cdot N_{\text{р}} \cdot K_{\text{Г}} \cdot K_{\text{ра}} / \rho_{\text{п}} = 120 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 1,1 / 2,6 = 91,4 \text{ м}^3 / \text{ч.}$$

Сменная производительность:

$$Q_{\text{а.см}} = Q_{\text{а.ч}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и.а}} = 91,4 \cdot 8 \cdot 0,7 = 511,7 \text{ м}^3 / \text{смену.}$$

Суточная производительность:

$$Q_{\text{а.сут}} = Q_{\text{а.см}} \cdot n_{\text{см}} = 511,7 \cdot 3 \approx 1535 \text{ м}^3 / \text{сут.}$$

Годовая производительность:

$$Q_{\text{а.год}} = Q_{\text{а.сут}} \cdot n_{\text{год}} = 1535 \cdot 252 = 386820 \text{ м}^3 / \text{год.}$$

Число рабочих автосамосвалов для обеспечения эффективной работы одного экскаватора:

$$N_{\text{а.1}} = \frac{Q_{\text{э.год}}}{Q_{\text{а.год}}} = \frac{2,523 \cdot 10^6}{386820} = 6,52.$$

Рабочий парк автосамосвалов, единиц:

$$N_{a.p} = \sum_{i=1}^{i=n} N_{a.1} = 4 \cdot 6,52 = 26,08.$$

Инвентарный парк, единиц:

$$N_{a.инв} = N_{a.p} \cdot K_{инв} = 28,52 \cdot 1,2 = 32.$$

Контрольные вопросы

1. Назовите особенности работы карьерного транспорта.
2. Перечислите составляющие рейса автосамосвала.
3. От каких факторов зависит производительность автосамосвала?
4. Назовите схемы подъезда автосамосвалов к забою.
5. Назовите критерии выбора грузоподъемности автосамосвала.
6. Чем обусловлено соотношение вместимости кузова автосамосвала и ковша экскаватора?
7. Почему не всегда возможно использовать в расчетах показатели для сквозной схемы движения транспорта?
8. Область применения подъезда с тупиковым разворотом автотранспорта к экскаватору.
9. Что такое коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала?

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №7

Отвалообразование при автомобильном транспорте

Цель занятия – изучить схемы отвалообразования при автомобильном транспорте.

7.1. 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 отвала) 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 уступов, числом, приемной способностью и длиной отвальных тупиков (участков).

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

7.2. Параметры отвала при автомобильном транспорте

При транспортировании вскрышной породы на отвал автомобильным транспортом применяется бульдозерное отвалообразование, которое включает разгрузку автосамосвала на верхней площадке отвала, перемещение породы под откос отвала.

Существует два способа бульдозерного отвалообразования – площадной и периферийный (рис. 7.1-а, б).

При площадном способе автосамосвалы разгружают породу по всей площадке отвала, затем она планируется и уплотняется бульдозерами и автосамосвалами. Аналогичным образом отсыпаются все слои.

Бульдозерный отвал развивается в высоту. Из-за большого объема планировочных работ способ является более дорогим и поэтому применяется редко, в основном при укладке малоустойчивых пород (см. рис. 7.1-а).

При периферийном способе (рис. 7.1-б) автосамосвалы разгружаются под откос отвала. При установке на безопасном расстоянии от верхней бровки оставшаяся на площадке часть породы перемещается бульдозером под откос, т. е. отвал развивается в плане. Для исключения возможности падения автосамосвала под откос отсыпается предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, применяемого в условиях данного карьера. Кроме этого, с этой же целью поверхность бульдозерного отвала по всему фронту разгрузки должна иметь уклон не менее 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала (рис. 7.1-б).

Параметры отвала определяют в следующем порядке.

Высота отвала (H_o , м): на равнинной поверхности – до 30÷60 м; в гористой местности – до 100 м и более.

Площадь отвала (S_o , м²):

$$S_o = \frac{V_b \cdot K_{p.o}}{H_o \cdot K_{и.o}}, \quad (7.1)$$

где V_b – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования (занятие №2), м³; $K_{p.o}$ – коэффициент остаточного разрыхления породы в отвале ($K_{p.o} = 1,06 \div 1,15$); $K_{и.o}$ – коэффициент, учитывающий использование площади отвала (при одном ярусе $K_{и.o} = 0,8 \div 0,9$; при двух ярусах $K_{и.o} = 0,6 \div 0,7$).

При известной площади и заданной одной из сторон отвала определяются размеры карьера в плане.

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение одного часа ($N_{ч}$):

$$N_{ч} = \frac{V_{в.ч} \cdot K_{нер}}{Q_{а.ч}}, \quad (7.2)$$

где $V_{в.ч}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м³/ч; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($K_{нер} = 1,25 \div 1,5$); $Q_{а.ч}$ – техническая производительность автосамосвала (занятие №5).

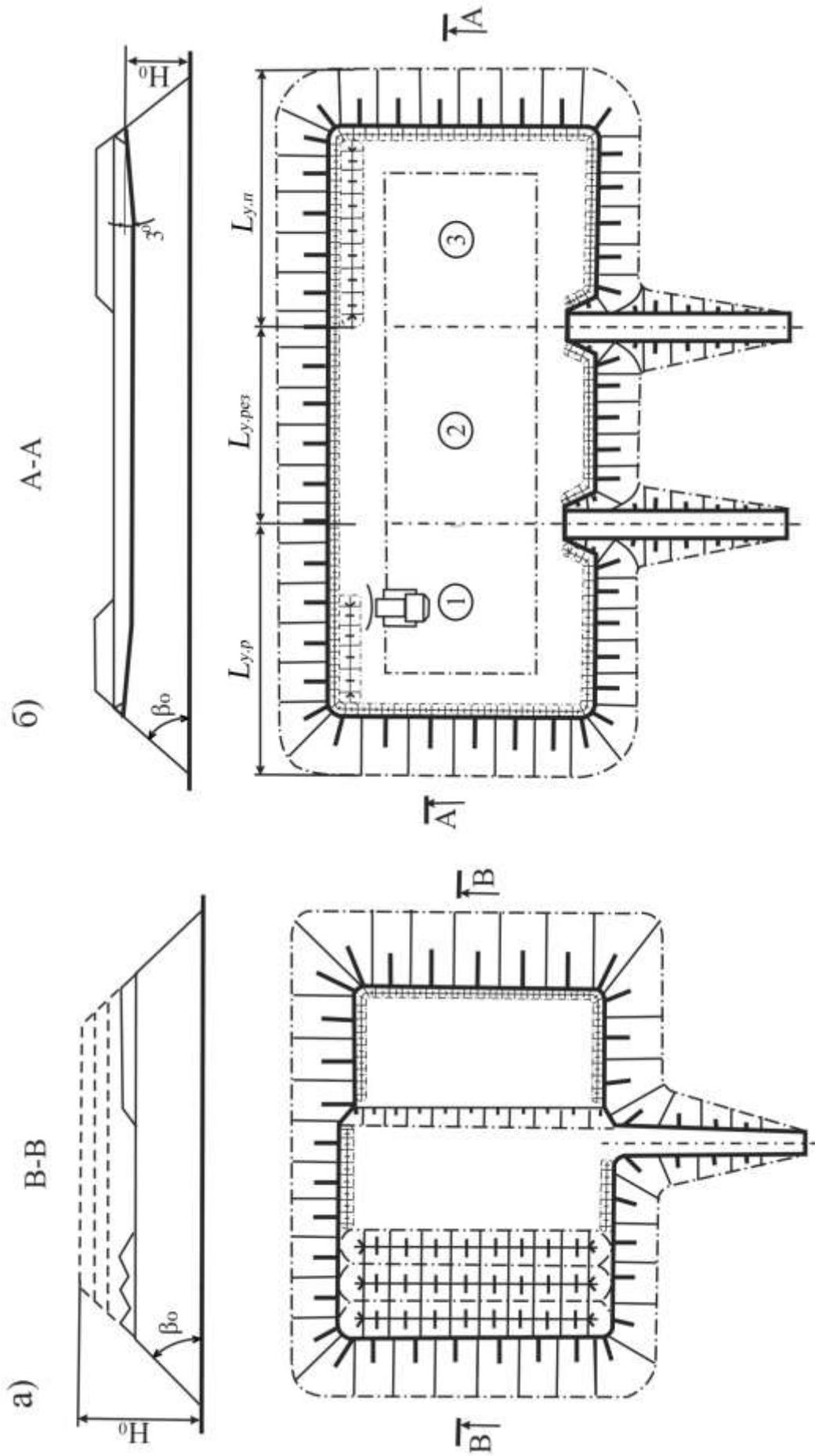


Рис. 7.1. Способы бульдозерного отвалообразования: а – площадной; б – периферийный; 1 – планировочный участок; 2 – резервный участок; 3 – разгрузочный участок

$$V_{\text{в.ч}} = \frac{V_{\text{в}}}{T \cdot n_{\text{сут}} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{см}}}, \quad (7.3)$$

где T – общая продолжительность работы карьера (занятие №2), лет; $n_{\text{сут}}$, $n_{\text{см}}$, $T_{\text{см}}$ – соответственно число рабочих дней в году, смен в сутках и продолжительность смены для мехлопат (занятие №5).

Число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале $N_{\text{а}}$:

$$N_{\text{а}} = \frac{N_{\text{ч}} \cdot t_{\text{р}}}{60}, \quad (7.4)$$

где $t_{\text{р}}$ – продолжительность маневрирования и разгрузки автосамосвала, мин.

Длина фронта разгрузки на отвале $L_{\text{ф.р}}$, м,

$$L_{\text{ф.р}} = N_{\text{а}} \cdot l_{\text{п}}, \quad (7.5)$$

где $l_{\text{п}}$ – ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании ($l_{\text{п}} = 18 \div 20$ м).

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе ($N_{\text{у.р}}$),

$$N_{\text{у.р}} = L_{\text{ф.р}} / L_{\text{у.р}}, \quad (7.6)$$

где $L_{\text{у.р}}$ – длина одного участка разгрузки ($L_{\text{у.р}} = 60 \div 80$ м).

Число планировочных участков ($N_{\text{у.п}}$),

$$N_{\text{у.п}} = N_{\text{у.р}} \cdot \quad (7.7)$$

Число резервных участков ($N_{\text{у.рез}}$),

$$N_{\text{у.рез}} = (0,5 \div 1,0) \cdot N_{\text{у.р}} \quad (7.8)$$

Все результаты расчета числа участков округляются в бóльшую сторону.

Общее количество участков ($N_{\text{у}}$),

$$N_{\text{у}} = N_{\text{у.р}} + N_{\text{у.п}} + N_{\text{у.рез}} \quad (7.9)$$

Общая длина отвального фронта работ $L_{\text{ф.о}}$, м,

$$L_{\text{ф.о}} = (60 \div 80) \cdot N_{\text{у}} \quad (7.10)$$

7.3. Расчет производительности бульдозера

Техническая производительность бульдозера $Q_{б.т}$ на планировочных работах, $м^3/ч$:

$$Q_{б.т} = \frac{3600 \cdot F \cdot h_c}{n \cdot t}, \quad (7.11)$$

где h_c – глубина слоя планировки ($h_c = 0,2 \div 0,4$ м); n – число проходов по одному месту ($n = 2-3$); t – время, затрачиваемое на проход (планирование, поворот и переключение передач) по одной полосе ($t = 120 \div 180$ с); F – площадь, планируемая бульдозером за один проход, $м^2$,

$$F = L \cdot (B - b_{пр}), \quad (7.12)$$

где L – длина полосы, планируемой за один проход ($L = 20 \div 60$ м); B – длина отвала (лемеха) (табл. 6.1), м; $b_{пр}$ – ширина перекрытия планируемых полос ($b_{пр} = 0,3 \div 0,5$ м).

Таблица 7.1

Длина отвала отечественных бульдозеров

Базовый трактор	Бульдозер	Длина отвала B , м
Т-130-МГ-1	ДЗ-110В	3,22
Т-180КС	ДЗ-35Б	3,36
ДЭТ-250М2	ДЗ-132-2	4,31
Т-25.01	ДЗ-158	4,20
Т-330	ДЗ-59ХЛ	4,31
Т-500	ДЗ-141ХЛ	4,82

Годовая производительность бульдозера $Q_{б.г}$, $м^3/год$:

$$Q_{б.г} = Q_{б.т} \cdot K_{и.б} \cdot T_{б.см} \cdot n_{б.см} \cdot n_{б.г}, \quad (7.13)$$

где $K_{и.б}$ – коэффициент использования бульдозера в течение смены ($K_{и.б} = 0,8 \div 0,9$); $T_{б.см}$ – продолжительность смены ($T_{б.см} = 8$ ч); $n_{б.см}$ – количество смен в сутках ($n_{б.см} = 3$); $n_{б.г}$ – количество рабочих дней бульдозера в году ($n_{б.г} = 252$).

Число рабочих бульдозеров $N_{б.р}$ на отвале (рабочий парк):

$$N_{б.р} = \frac{V_{год} \cdot K_{зав}}{Q_{б.г}}, \quad (7.14)$$

где $K_{зав}$ – коэффициент заваленности отвала породой ($K_{зав} = 0,6 \div 0,7$).

Инвентарный парк бульдозеров:

$$N_{б} = N_{б.р} \cdot f_{б}, \quad (7.15)$$

где $f_{б}$ – коэффициент резерва бульдозеров ($f_{б} = 1,2$).

Помимо вышеприведенной последовательности расчетов, можно также воспользоваться табличными данными производительности бульдозеров различных классов по мощности двигателя (приложение 7).

Пример расчета

Исходные данные: высота отвала $H_0 = 28$ м. Модель бульдозера задается преподавателем.

Площадь отвала:

$$S_0 = \frac{V_{в} \cdot K_{р.о}}{H_0 \cdot K_{и.о}} = \frac{303568000 \cdot 1,09}{28 \cdot 0,82} = 14,41 \cdot 10^6 \text{ м}^2.$$

Часовая производительность карьера по вскрыше:

$$V_{в.ч} = \frac{V_{в}}{T \cdot n_{сут} \cdot n_{см} \cdot T_{см}} = \frac{303568000}{20,5 \cdot 252 \cdot 3 \cdot 8} \approx 2450 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Среднее число разгружающихся автосамосвалов в час:

$$N_{ч} = \frac{V_{в.ч} \cdot K_{нер}}{Q_{а.ч}} = \frac{2450 \cdot 1,35}{91,4} \approx 37.$$

Число автосамосвалов, разгружающихся одновременно:

$$N_{а} = \frac{N_{ч} \cdot t_{р}}{60} = \frac{37 \cdot 2}{60} = 2.$$

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L_{ф.р} = N_{а} \cdot l_{п} = 2 \cdot 20 = 40 \text{ м}.$$

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

$$N_{y.p} = L_{ф.p} / L_{y.p} = 40 / 80 = 1.$$

Число планировочных участков:

$$N_{y.п} = N_{y.p} = 1.$$

Число резервных участков:

$$N_{y.рез} = (0,5 \div 1,0) \cdot N_{y.p} = 1.$$

Общее количество участков:

$$N_y = N_{y.p} + N_{y.п} + N_{y.рез} = 1 + 1 + 1 = 3.$$

Общая длина отвального фронта работ:

$$L_{ф.о} = (60 \div 80) \cdot N_y = 80 \cdot 3 = 240 \text{ м.}$$

Площадь, планируемая бульдозером за один проход:

$$F = L \cdot (B - b_{пр}) = 25 \cdot (4,31 - 0,4) = 98 \text{ м}^2.$$

Техническая производительность бульдозера:

$$Q_{б.т} = \frac{3600 \cdot F \cdot h_c}{n \cdot t} = \frac{3600 \cdot 98 \cdot 0,3}{3 \cdot 150} = 235 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Годовая производительность бульдозера:

$$\begin{aligned} Q_{б.г} &= Q_{б.т} \cdot K_{и.б} \cdot T_{б.см} \cdot n_{б.см} \cdot n_{б.г} = \\ &= 235 \cdot 0,85 \cdot 8 \cdot 3 \cdot 252 = 1,2 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{год.} \end{aligned}$$

Количество бульдозеров на отвале:

$$N_{б.р} = \frac{V_{год} \cdot K_{зав}}{Q_{б.г}} = \frac{7,7 \cdot 10^6 \cdot 0,65}{1,2 \cdot 10^6} \approx 10.$$

Инвентарный парк:

$$N_{б} = N_{б.р} \cdot f_{б} = 10 \cdot 1,2 = 12 \text{ бульдозеров.}$$

Контрольные вопросы

1. Определение понятий отвала и отвальных работ.
2. Перечислите основные параметры внешнего отвала.
3. Назовите технологические схемы бульдозерного отвалообразования.
4. Перечислите факторы, влияющие на емкость отвала.
5. Достоинства и недостатки площадного и периферийного способов отвалообразования.

Исходные данные

Вариант	h_0 , м	m , м	$\alpha_{\text{пи}}$, град	$\gamma_{\text{в}}$, град	$\gamma_{\text{л}}$, град	$L_{\text{д}}$, м	$\sigma_{\text{сж}}$, МПа	$K_{\text{гр}}$, м ³ /т
1	8	22	30	35	32	2500	35	12
2	9	18	35	36	33	2600	40	13
3	10	19	40	37	34	2700	45	12
4	11	20	45	38	35	2800	50	13
5	12	21	50	39	36	2900	55	12
6	13	22	55	40	32	3000	60	13
7	14	31	60	35	33	3100	65	12
8	15	33	65	36	34	3200	70	13
9	16	35	70	37	35	3300	75	12
10	17	27	60	38	36	3400	80	13
11	16	29	80	38	32	3500	85	12
12	15	26	70	40	33	3400	90	13
13	14	27	80	35	34	3300	95	12
14	13	21	50	36	35	3200	35	13
15	12	15	20	37	32	3500	40	12
16	11	17	35	38	33	3000	45	13
17	10	20	40	39	34	2900	50	12
18	9	20	45	40	35	2800	55	13
19	8	20	35	39	36	2700	60	12
20	9	21	40	38	32	2600	65	13
21	10	22	45	37	33	2500	70	12
22	11	23	50	36	34	2600	75	13
23	12	24	55	35	35	2700	80	12
24	13	25	60	36	36	2800	85	13
25	14	26	65	37	32	2900	90	12
26	15	27	70	38	33	3000	95	13
27	16	28	75	39	34	3100	35	12
28	17	30	80	40	35	3200	40	13
29	15	29	75	39	32	3300	45	12
30	14	28	70	38	33	3400	50	13
31	13	27	65	37	34	3500	55	12
32	12	26	60	36	35	3400	60	13
33	10	25	55	35	36	3300	65	12
34	10	24	50	36	32	3200	70	13
35	12	23	45	37	33	3500	75	12
36	9	22	50	38	34	3000	80	13
37	8	21	45	39	35	2900	85	12
38	13	27	60	40	36	2800	90	13
39	12	25	55	39	32	2700	95	12
40	11	23	45	38	33	2600	35	13

Продолжение приложения 1

Вариант	$T_{о},$ мин	$T_{в},$ мин	$L_{ст},$ м	$L_{зд},$ м	$L_{от},$ м	$\rho_{п},$ т/м ³	$H_{о},$ м
1	1,5	1,6	1800	1200	300	2,2	25
2	1,6	1,6	1850	1250	350	2,3	26
3	1,7	1,65	1900	1300	400	2,4	27
4	1,8	1,65	1950	1350	450	2,5	28
5	1,9	1,7	2000	1400	500	2,6	29
6	2,0	1,7	2050	1450	300	2,2	30
7	2,1	1,75	2100	1500	350	2,3	29
8	2,2	1,75	2150	1550	400	2,4	28
9	2,3	1,8	2200	1600	450	2,5	27
10	2,4	1,8	2250	1650	500	2,6	26
11	2,5	1,85	1800	1200	300	2,2	25
12	2,6	1,85	1850	1250	350	2,3	26
13	2,7	1,9	1900	1300	400	2,4	27
14	1,5	1,6	1950	1350	450	2,5	28
15	1,6	1,6	2000	1400	500	2,6	29
16	1,7	1,65	2050	1450	300	2,2	30
17	1,8	1,65	2100	1500	350	2,3	29
18	1,9	1,7	2150	1550	400	2,4	28
19	2,0	1,7	2200	1600	450	2,5	27
20	2,1	1,75	2250	1650	500	2,6	26
21	2,2	1,75	1800	1200	300	2,2	25
22	2,3	1,8	1850	1250	350	2,3	26
23	2,4	1,8	1900	1300	400	2,4	27
24	2,5	1,85	1950	1350	450	2,5	28
25	2,6	1,85	2000	1400	500	2,6	29
26	2,7	1,9	2050	1450	300	2,2	30
27	1,5	1,6	2100	1500	350	2,3	29
28	1,6	1,6	2150	1550	400	2,4	28
29	1,7	1,65	2200	1600	450	2,5	27
30	1,8	1,65	2250	1650	500	2,6	26
31	1,9	1,7	1800	1200	300	2,2	25
32	2,0	1,7	1850	1250	350	2,3	26
33	2,1	1,75	1900	1300	400	2,4	27
34	2,2	1,75	1950	1350	450	2,5	28
35	2,3	1,8	2000	1400	500	2,6	29
36	2,4	1,8	2050	1450	300	2,2	30
37	2,5	1,85	2100	1500	350	2,3	29
38	2,6	1,85	2150	1550	400	2,4	28
39	2,7	1,9	2200	1600	450	2,5	27
40	1,5	1,6	2250	1650	500	2,6	26

Приложение 2

Буровые станки

Тип и марка бурового станка	Предел прочности буримых пород на сжатие, МПа	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения, м	Угол наклона скважины к горизонту, град
Шарошечные				
3СБШ-200-60	60–180	216; 244	до 60	60; 75; 90
6СБШ-200-32		216; 244	до 32	
СБШ250-МНА-32		244; 269	до 32	
СБШ-270ИЗ		269; 320	до 32	
DM-M2 (США)		269	до 53	60–90
DML-1200 (США)		269	до 53	
DM-45E (США)		251	до 42	

Приложение 3

Классификация пород по блочности

Категория пород по блочности	Блочность пород	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа
I	Мелкоблочные	< 40
II	Среднеблочные	40÷60
III	Крупноблочные	60÷80
IV	Весьма крупноблочные	80÷100
V	Исключительно крупноблочные	> 100

Приложение 4

Рациональные значения диаметров скважин
(при работе по транспортной технологии)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Диаметр скважины, м, при категории пород по блочности				
	I	II	III	IV	V
< 8	0,190÷0,216		0,160÷0,190		
8÷10	0,244÷0,269		0,190÷0,244		
12÷18	0,269÷0,320		0,216÷0,269		
> 20	0,320÷0,380		0,269÷0,320		

Экскаваторы гидравлические

Производитель	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата и т. д.)	Вместимость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м
CATERPILLAR	330D	Обратная лопата (ковш общего назначения, скальный ковш, ковш с прижимом), грейфер, гидромолот и т. д.	0,70–2,10	6,20–8,09	9,79–11,64	6,39–7,64
	330DL		0,70–2,22	6,20–8,09	9,79–11,64	6,39–7,64
	330DLN		0,68–2,30	6,45–8,06	9,74–11,64	6,46–7,67
	345C(II)		1,60–2,40	6,68–8,31	10,66–12,23	6,66–7,41
	345CL-FIX(II)		1,60–2,40	6,68–9,27	10,66–13,00	6,66–7,54
	345CL-VG(II)		1,60–3,00	7,02–9,11	11,09–12,97	7,01–7,70
	345CL-WVG(ID)		1,60–3,00	6,61–7,50	10,76–11,69	6,73–7,56
	345CL-VG(II)		1,80–3,50	6,61–7,50	10,76–11,69	6,73–7,56
	365CL(II)		2,50–3,50	7,63–9,46	12,39–14,09	8,44–9,19
	365CL(II)		2,50–3,50	6,84–7,55	10,99–11,83	6,83–7,34
	385C		1,90–5,80	8,00–11,52	13,25–16,96	9,13–11,23
	385C		3,50–6,00	7,38–10,47	12,41–15,44	8,43–10,01
	385CI		1,90–5,80	8,00–11,52	13,25–16,96	9,13–11,23
	385CI		3,50–6,00	7,38–10,47	12,41–15,44	8,43–10,01
	345CL(I)	прямая лопата	2,50	5,80	9,50	5,80
	365CL(II)		4,00	2,50	9,50	7,00
	385CFS		5,20–5,70	2,75	10,40	7,40
HYUN-DAI	R-290LC-7	Обратная/прямая лопата, грейфер,	0,79–1,85	7,50	10,82	7,11
	R-320LC-7		0,90–2,10	7,33	11,14	7,24

Производитель	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата и т. д.)	Вместимость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м
	R-360LC-7	гидромолот, крашер, рыхлитель, вибропогружатель	1,15–2,32	7,50	11,25	7,29
	R-450LC-7		1,38–3,20	7,79	12,10	7,66
	R-500LC-7		1,38–3,60	7,61	12,10	7,75
KOMATSU	PC270-7	обратная лопата	1,3	6,46	9,99	7,04
	PC300-7		0,52–1,4	7,38	10,92	7,11
	PC300LC-7		0,52–1,4	7,38	10,92	7,11
	PC360-7		1,6	7,38	10,92	7,11
	PC400-7		1,3–2,2	7,82	4,82	7,57
	PC400LC-7		1,3–2,2	7,82	11,82	7,57
	PC400-71/S	прямая лопата	2,6	3,05	8,66	3,19
	PC600-7	обратная лопата	2,0–3,5	8,49	12,80	7,96
	PC600-7L/S	прямая лопата	4,0	3,50	9,19	6,71
	PC750-7 L/S		4,5; 5,1	3,54	10,31	7,18
	PC750-7	обратная лопата	2,8–3,4	8,60	13,46	8,15
	PC1250-7		3,4–5,2	9,35	15,00	8,68
	PC1250-7 L/S	прямая лопата	6,5	3,65	11,40	8,70
LIEBHERR	R954C	обратная лопата	1,30–3,00	8,60	12,30	7,75
	R964B	прямая лопата	1,50–5,20	12,60	16,60	10,05
	R964B	прямая лопата	3,40–5,80	3,20	8,80	7,25

Производитель	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата и т. д.)	Вместимость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м
	R974B	обратная лопата	2,20–7,00	12,30	18,25	12,80
	R974B	прямая лопата	4,40–7,50	3,10	9,40	8,00
	R984C	обратная лопата	2,90–10,00	14,45	20,00	12,65
	R984C	прямая лопата	5,70–10,50	3,80	10,80	8,90
	R994	обратная лопата	4,50–20,00	12,50	19,20	12,30
	R994	прямая лопата	10,50–18,00	3,50	12,65	11,00
	R994B	обратная лопата	15,30–18,00	9,50	16,30	10,20
	R994B	прямая лопата	15,30–18,00	3,80	13,75	11,20
	R995	обратная лопата	24,00–26,50	9,00	18,25	10,70
	R995	прямая лопата	24,00–26,50	4,30	15,15	12,80
	R996	обратная лопата	25,00–36,00	8,80	20,00	10,50
	R996	прямая лопата	25,00–36,00	3,80	15,60	14,30

Производитель	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата и т. д.)	Вместимость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м
TEREX O&K	RH-40-E	прямая лопата	8,10	2,10	10,50	8,00
	RH-40-E	обратная лопата	7,00	6,00–8,50	12,60–16,20	9,60–10,40
	RH-90-C	прямая лопата	10,00	2,20	12,80	10,10
	RH-90-C	обратная лопата	10,00	8,50	15,60	9,40
	RH-120-E	прямая лопата	15,00	2,30	13,60	10,70
	RH-120-E	обратная лопата	15,00	6,00	15,10	10,00
	RH-170	прямая лопата	18,00	2,50	15,30	10,80
	RH-170	обратная лопата	20,00	7,40	18,00	11,40
	RH-200	прямая лопата	26,00	2,50	16,20	11,80
	RH-200	обратная лопата	28,00	9,20	19,40	13,00
	RH-340	прямая лопата	34,00	2,80	16,70	12,00
	RH-340	обратная лопата	34,00	8,90	18,90	11,80
	RH-400	прямая лопата	50,00	2,30	19,00	14,50

Параметры автосамосвалов

Автосамосвалы производства Белорусского автозавода						
Показатели	Породовозы					
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7547	БелАЗ-7555В	БелАЗ-7514	БелАЗ-7513	БелАЗ-75303
Грузоподъемность, т	32	45	55	120	136	200
Вместимость кузова, м ³ : – «геометрическая»	15,06	19,83	22,09	47,55	45,45	84
	19,17	36,46	31,27	63,15	71,17	126
Максимальная скорость, км/ч	50	50	55	45	45	50
	Породовозы			Углевозы		
Показатели	БелАЗ-75306	БелАЗ-75601	БелАЗ-7547	БелАЗ-7555В	БелАЗ-75128	БелАЗ-75138
Грузоподъемность, т	220	320	45	55	110	130
Вместимость кузова, м ³ : – «геометрическая»	91,6	139	19,83	49,97	85	101
	129,88	199	26,46	57,89	110	135
Максимальная скорость, км/ч	50	61	50	55	52	50

Продолжение прил. 6

Автосамосвалы фирмы Caterpillar						
Показатели	Грузоподъемность до 75 т					
	769 D	771 D	773E	774E	77SE	775E
Грузоподъемность, т	40	41	58	63	62	66
Вместимость кузова, м ³ :						
– «геометрическая»	16,5	20,2	26,6	31,4	31,2	32,7
– с «шапкой»	24,2	27,5	35,5	41,5	41,2	41,2
Максимальная скорость, км/ч	77	57,3	65,8	65,8	65,8	65,8
Грузоподъемность свыше 75 т						
Показатели	777D	785C	789C	793C	793C	797B
Грузоподъемность, т	96	140	180	223	218	345
Вместимость кузова, м ³ :						
– «геометрическая»	42,1	61	83	110	96	173
– с «шапкой»	60,1	78	105	147,6	129	220
Максимальная скорость, км/ч	60,4	54,8	54,4	54,3	54,3	67,6

Параметры бульдозеров

Показатели	Модели бульдозеров с мощностью двигателя до 75 кВт				
	Caterpillar D3GGP	ДЗ-42Г, ДЗ-42Г-1	Dressta TD-8M	Dressta TD-9M	Liebherr PR 712
Мощность двигателя, кВт	52	59	63	69	74
Объем призмы волочения $V_{п.в.}$, м ³	1,53	1,61	1,68	1,87	2,15
Сменная производительность $П_{б.см.}$, м ³ /см	94	98,5	103,2	114,9	132,1
Годовая производительность $П_{б.г.}$, тыс. м ³ /год	79,8	83,6	87,6	97,5	112,1
Модели бульдозеров с мощностью двигателя 100–130 кВт					
	ДЗ-101 (ДЗ-101А)	Caterpillar D6NXL	Liebherr PR 724	Пром-трактор Четра 11	ДЗ-35 (Д-575)
Мощность двигателя, кВт	96	104	118	123	133
Объем призмы волочения $V_{п.в.}$, м ³	2,6	3,18	3,89	4,2	4,87
Сменная производительность $П_{б.см.}$, м ³ /см	187,6	229	280	302	351,3
Годовая производительность $П_{б.г.}$, тыс. м ³ /год	159,3	194,4	237,7	256,3	298,2

Модели бульдозеров с мощностью двигателя 140–220 кВт					
	Dressta T-15M	Dressta TD-20H	Liebherr PR 744	Пром- трактор T-20.01	ДЗ-34С (Д-572)
Мощность двигателя, кВт	142	168	184	210	222
Объем призмы волочения $V_{п.в.}$, $м^3$	5,95	6,19	7,42	10,0	10,7
Сменная произ- водительность $П_{б.см.}$, $м^3/см$	515,8	536,6	643,2	866,9	927,3
Годовая произ- водительность $П_{б.г.}$, тыс. $м^3/год$	437,9	455,6	546,0	736,0	787,3
Модели бульдозеров с мощностью двигателя более 220 кВт					
	Dressta T-25M	Пром- трактор ДЭТ-320	Komatsu D275A-5	Пром- трактор T35.01	Komatsu D375A-5
Мощность двигателя, кВт	238	258	306	353	391
Объем призмы волочения $V_{п.в.}$, $м^3$	12,0	12,8	14,9	16,3	18,5
Сменная произ- водительность $П_{б.см.}$, $м^3/см$	1155,0	1233,1	1435,4	1570,3	1782,2
Годовая произво- димость $П_{б.г.}$, тыс. $м^3/год$	980,6	1046,9	1218,7	1333,2	1513,1

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Трубецкой, К. Н. Открытые горные работы. Справочник / К. Н. Трубецкой [и др.]. – Москва: Горное бюро, 1994. – 590 с.
2. Проноза, В. Г. Технология разработки сложноструктурных месторождений: методические указания к лабораторным работам по дисциплине для студентов специальности 130403 «Открытые горные работы» всех форм обучения / В. Г. Проноза, Т. Н. Гвоздкова ; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2010.
3. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учеб. для вузов. – Москва: Недра, 1985. – 509 с.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 20 ноября 2017 г. № 488).
5. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 15 сентября 2011 г. № 537).
6. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н. Я. Репин, В. П. Богатырев, В. Д. Буткин [и др.]. – Москва: Недра, 1987. – 254 с.
7. Альбом оптимальных инженерных решений при производстве горно-вскрышных работ в нетиповых условиях на строительстве и реконструкции разрезов / КузНИИшахтострой. – Кемерово, 1989. – С. 58–61.
8. Колесников, В.Ф. Развитие и обоснование способов и схем вскрытия рабочих горизонтов угольных карьеров : дис. ... докт. техн. наук. – КузГТУ, 1999. – 325 с.
9. Протасов, С. И. Практикум по технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых: учебное пособие / С. И. Протасов, П. А. Самусев; КузГТУ. – Кемерово, 2018. – 108 с.
10. Мазаев, В. М. Процессы открытых горных работ: практикум / В. М. Мазаев, С. И. Протасов, П. А. Самусев; КузГТУ. – Кемерово, 2000. – 110 с.
11. Воронков, В. Ф. Процессы открытых горных работ: учебное пособие / КузГТУ. – Кемерово, 2017. – 167 с.

12. Протасов, С. И. Процессы открытых горных работ. Практикум: учебное пособие / С. И. Протасов, В. Ф. Воронков; КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 123 с.

13. Разработка угленасыщенных зон карьерных полей выемочно-транспортным комплексом / В. Ф. Колесников [и др.] ; КузГТУ; Кемерово, 2010. – 247 с.

14. Обосновать рациональные комплексы оборудования для разработки вскрыши над пологими пластами комбинированным транспортно-бестранспортным способом на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь». Отчет о НИР. – Кемерово, 2011. – 108 с.

15. Репин, Н. Я. Методические указания по расчету параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах / Н. Я. Репин, И. А. Паначев, А. В. Бирюков, А. С. Ташкинов ; КузПИ. – Кемерово, 1974. – 25 с.

16. Стрельников, А. В. Обоснование структур слоевых технологических схем разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса обратными гидравлическими лопатами : дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 2012. – 152 с.

17. Литвин, О. И. Обоснование рациональных технологических параметров производства вскрышных работ обратными гидравлическими лопатами на разрезах Кузбасса : дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 2012. – 119 с.

18. Мельников, Н. Н. Технология применения и параметры карьерных гидравлических экскаваторов / Н. Н. Мельников, Д. Г. Неволин, Л. С. Скобелев. – Апатиты: Кольский научный центр РАН. – 1992.

19. Колесников, В. Ф. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов / В. Ф. Колесников, А. И. Корякин, А. В. Стрельников. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2009. – 143 с.

20. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – Москва: Недра, 1982. – 405 с.

21. СП 37.13330.2012 Промышленный транспорт Industrial transport. Актуализированная редакция СНиП 2.05.07-91 (с Изменениями № 1, 2, 3). – Дата введения 2013-01-01.

Оглавление

Введение.....	3
Практическое занятие №1	
Терминология открытых горных работ. Типы линий и их назначение на чертежах открытых горных работ. Обозначение откосов уступов и насыпей.....	4
Практическое занятие №2	
Определение главных параметров карьера. Расчет производственной мощности и срока службы карьера.....	16
Практическое занятие №3	
Выбор выемочно-погрузочного оборудования. Изучение параметров системы разработки.....	30
Практическое занятие №4	
Определение параметров буровзрывной подготовки вскрышных пород.....	48
Практическое занятие №5	
Технологические схемы выемочно-погрузочных работ.....	64
Практическое занятие №6	
Расчет автомобильного транспорта.....	88
Практическое занятие №7	
Отвалообразование при автомобильном транспорте.....	95
Приложение 1. Исходные данные.....	102
Приложение 2. Буровые станки.....	104
Приложение 3. Классификация пород по блочности.....	104
Приложение 4. Рациональные значения диаметров скважин (при работе по транспортной технологии)	104
Приложение 5. Экскаваторы гидравлические.....	105
Приложение 6. Параметры автосамосвалов.....	109
Приложение 7. Параметры бульдозеров.....	111
Список рекомендуемой литературы.....	113

Литвин Олег Иванович
Тюленев Максим Анатольевич
Хорешок Алексей Алексеевич
Марков Сергей Олегович
Литвин Ярослав Олегович

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА
(ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ)
ПРАКТИКУМ**

Учебное пособие

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 09.12.2019. Формат 60×84/16.
Отпечатано на ризографе. Бумага офсетная. Уч.-изд. л. 7,2.
Тираж 100 экз. Заказ ____.
КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.
Издательский центр УИП КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А.