



В. Ф. ВОРОНКОВ

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Кемерово 2017

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

В. Ф. ВОРОНКОВ

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Кемерово 2017

УДК 622.271(075.8)

Рецензент

Ермолаев В. А. – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»

Воронков В. Ф. Процессы открытых горных работ: учебное пособие / В. Ф. Воронков; КузГТУ. – Кемерово, 2017 – 167 с.
ISBN 978-5-906969-02-6

В учебном пособии изложен материал по свойствам горных пород, современным способам подготовки и выемки горных пород, транспортирования и отвалообразования новыми средствами механизации, а также некоторые нормативные материалы для обеспечения безопасной и эффективной работы горного оборудования.

Предназначено для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело».
Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.271(075.8)

© КузГТУ, 2017

© Воронков В. Ф., 2017

ISBN 978-5-906969-02-6

Оглавление

I. Горные породы как объект разработки	6
1.1. Общие сведения о горных породах	6
1.2. Технологические свойства пород	7
1.3. Скальные и полускальные породы	8
1.4. Разрушенные породы	9
1.5. Плотные, мягкие, сыпучие и мёрзлые породы	10
1.6. Полезные ископаемые, их качество, запасы и условия залегания	11
II. Периоды и производственные процессы ОГР	15
III. Подготовка пород к выемке	17
3.1. Способы подготовки горных пород к выемке	17
3.2. Механические способы подготовки пород к выемке	19
3.3. Буровзрывной способ подготовки скальных и полускальных горных пород	20
3.3.1. Буровые работы	20
3.3.1.1. Буримость горных пород	20
3.3.1.2. Виды бурения	21
3.3.1.3. Технология бурения скважин	21
3.3.1.4. Схемы перемещения бурстанка	24
3.3.1.5. Производительность буровых станков и расчёт их количества	25
3.3.1.6. Совершенствование буровых работ	27
3.3.2. Взрывные работы	28
3.3.2.1. Технологические требования к качеству взрывных работ	28
3.3.2.2. Методы взрывных работ на ОГР	29
3.3.2.3. Типы ВВ и СВ, применяемые на ОГР	30
3.3.2.4. Взрываемость горных пород	34
3.3.2.5. Определение удельного расхода ВВ	35
3.3.2.6. Конструкция скважинных зарядов	37
3.3.2.7. Пример расчёта параметров сетки скважин	43
3.3.2.8. Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления	44
3.3.2.9. Качество подготовки пород взрывом	46
3.4. Взрывное дробление негабаритных кусков породы	49
3.5. Взрывная подготовка угля	51

3.6. Определение размеров опасных зон	53
3.6.1. Расчёт расстояний, опасных по разлету кусков породы	53
3.6.2. Расчёт радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны	54
3.6.3. Расчёт расстояний, опасных по сейсмическому действию взрыва	55
3.7. Организация БВР	58
3.8. Паспорт БВР	59
3.9. Механизация вспомогательных работ при ведении БВР	60
IV. Выемочно-погрузочные работы	62
4.1. Основные виды выемочно-погрузочных работ	62
4.2. Типы забоев	63
4.3. Типы заходок	66
4.4. Экскавируемость горных пород	67
4.5. Классификация экскаваторов и их техническая характеристика	68
4.6. Технологические параметры одноковшовых экскаваторов	71
4.7. Технология выемки и погрузки пород механическими лопатами	73
4.8. Технология выемки пород драглайнами	89
4.9. Технологические параметры многоковшовых экскаваторов	91
4.10. Технология выемки пород цепными многоковшовыми экскаваторами	92
4.11. Выемка пород бульдозерами, скреперами и одноковшовыми погрузчиками	96
4.12. Вспомогательные работы при выемке и погрузке, их механизация	99
4.13. Организация выемочно-погрузочных работ	100
V. Перемещение карьерных грузов	102
5.1. Виды и особенности работы карьерного транспорта	102
5.2. Понятие грузопотока и грузооборота карьера	103
5.3. Требования, предъявляемые к карьерному транспорту	103
5.4. Технологическая характеристика карьерных видов транспорта	104

5.5. Технологические расчёты железнодорожного транспорта	106
5.6. Железнодорожные пути	109
5.7. Технология работы железнодорожного транспорта	110
5.8. Расчёт подвижного состава железнодорожного транспорта	111
5.9. Схемы развития железнодорожных путей	121
5.10. Организация обменных операций на уступах	123
5.11. Основы организации движения поездов	124
5.12. Вспомогательные работы на железнодорожном транспорте и их механизация	126
5.13. Карьерные автодороги	128
5.14. Подвижной состав автотранспорта	129
5.15. Расчёт подвижного состава	132
5.16. Организация работы карьерного автотранспорта	137
5.17. Вспомогательные работы при автотранспорте и их механизация	138
5.18. Конструкция и технологическая характеристика ленточных конвейеров	139
5.19. Схемы конвейерного транспорта на карьерах	140
5.20. Комбинированный карьерный транспорт	141
VI. Отвалообразование	142
6.1. Сущность процесса отвалообразования	142
6.2. Выбор места расположения отвала	145
6.3. Отвалообразование при железнодорожном транспорте	145
6.4. Бульдозерное отвалообразование при автотранспорте	152
6.5. Отвалообразование при конвейерном транспорте	156
6.6. Рациональное использование земель при разработке месторождений открытым способом	158
Список литературы	161

I. Горные породы как объект разработки

1.1. Общие сведения о горных породах

Горные породы, являющиеся объектом открытых горных разработок, делятся на коренные и наносы.

Коренные породы залегают в толще земной коры по месту своего образования и по своему происхождению делятся на магматические, осадочные и метаморфические.

Магматические или изверженные породы образуются в результате застывания и кристаллизации магмы при её внедрении в земную кору или при излиянии её на дневную поверхность в процессе извержения вулканов. Представителями этой группы пород являются *граниты, сидериты, базальты, диабазы, порфиры* и др.

Осадочные породы образовались из магматических пород, которые разрушились в процессе выветривания (изменение и разрушение горных пород под действием температуры и воды) и денудации (снос, передвижение под действием силы тяжести). Продукты выветривания магматических пород (обломки, коллоидные тела, растворы) сносились главным образом водой, в низменные части поверхности земли и там накапливались и уплотнялись. В процессе тектонического движения земной коры часть их опустилась на глубину, где под действием температуры и давления в течение длительного геологического времени они ещё более уплотнялись и приобрели тот вид, который мы наблюдаем в настоящее время. К осадочным породам относятся *известняк, конгломерат, песчаник, алевролит, аргиллит* и др.

Метаморфические породы образуются в результате изменений магматических или осадочных пород под воздействием температуры, давления и химически активных веществ. Причем эти изменения происходят без плавления или растворения пород. К ним относятся *мрамор, слюдяные сланцы, гнейсы, скарн, кварциты* и др.

Коренные породы сверху покрывают *наносы* – это измельченные, переотложенные или перенесенные несвязанные или мало связанные породы: *галечник, гравий, песок, глина, суглинок, гумус* и др.

Все горные породы состоят из минералогических составляющих (зерен, их агрегатов, обломков, растворов и др.), различных по вещественному (химическому) составу, размерам обломочного материала (гранулометрического состава), форме, характеру связи между частицами и др. Указанные факторы и условия образования пород в большей степени формируют горные породы в том виде, с которым мы встретимся в процессе разработки месторождений.

Различают естественное состояние пород (нетронутый массив) и искусственно измененное (посредством взрыва, механическим или химическим способом и др.).

Горные породы, как объект разработки, характеризуются комплексом свойств пород. Горному инженеру необходимо знать эти свойства, так как они значимо влияют на технологию разработки месторождения и в большей степени определяют основные технико-экономические показатели добычи полезных ископаемых, условия безопасности и гигиену труда.

1.2. Технологические свойства пород

К технологическим свойствам пород относят такие свойства, которые оказывают непосредственное влияние на какой-либо производственный процесс отдельно или на всю технологию разработки в целом.

К технологическим свойствам пород относят *физико-механические*: плотность, сопротивляемость пород бурению, взрыванию, сжатию, разрыву, сдвигу, хрупкость, твердость, абразивность, устойчивость и др., *структурные*: параметры и число трещин, размер блоков, слагающих естественный массив, размер взорванных кусков и др. При воздействии на породный массив в первую очередь необходимо знать свойства пород в их естественном состоянии; для других целей (погрузка, транспортирование, складирование и др.) следует определять и учитывать свойства пород в искусственно изменённом состоянии. При этом свойства пород зависят как от свойств пород в естественном состоянии, так и от способа воздействия на них и стадии разработки месторождения. Например, при взрыве происходит не только разрушение пород, но и ослабление связей в прилегающем по-

родном массиве. В других случаях свойства пород изменяются постепенно: уплотнение пород в насыпях, при водопонижении и др. Для определенных стадий разработки и производственных процессов одни технологические свойства пород являются основными, другие второстепенными. Например, при подготовке горных пород к выемке с помощью взрывных работ определяющими будут сопротивляемость пород взрывному разрушению, обводнённость пород, а все другие второстепенные.

Свойства пород изменяются в большом диапазоне, поэтому породы принято объединять в группы с определённым диапазоном свойств по условиям их разработки. При открытых горных работах все породы делят на *скальные и полускальные, разрушенные, плотные, мягкие и сыпучие*.

1.3. Скальные и полускальные породы

К скальным относятся породы, характеризующиеся пределом прочности, при одноосном сжатии в куске в насыщенном водой состоянии (до 3–5 %) более 50 МПа.

Представителями этой группы пород являются большинство магматических и метаморфических пород (*граниты, сидериты, базальты, мрамор* и др.), а также некоторые осадочные породы (*известняк, песчаник* и др.).

К полускальным относятся породы, характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии в куске в насыщенном водой состоянии в интервале от 20 до 50 МПа. К ним относятся *выветренные* магматические и метаморфические породы и в основном коренные осадочные породы (глинистые и песчано-глинистые, известковые песчаники, руды гематитовые, мергели, известняк-ракушечник, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменный уголь и др.).

Для погрузки и перемещения скальных и полускальных пород обычными техническими средствами необходимо их предварительное разрушение взрывным или механическим способом.

Скальные и полускальные породы могут находиться также в нарушенном, мёрзлом состоянии или являться смесью разнопрочностных пород. В этом состоянии свойства материнских пород изменяются как в сторону их уменьшения, так и увеличения.

1.4. Разрушенные породы

В результате воздействия взрыва, механического разрушения или природных сил (обрушения, выветривания и др.) скальные и полускальные породы переходят в разрушенное состояние.

По степени разрушенности (кусковатости) породы делятся на пять категорий:

I – очень мелкоразрушенные породы, $d_{\text{ср}} \leq 0,1$ м;

II – мелкоразрушенные породы, $d_{\text{ср}} = 0,15-0,25$ м;

III – среднеразрушенные породы, $d_{\text{ср}} = 0,25-0,35$ м;

IV – крупноразрушенные породы, $d_{\text{ср}} = 0,4-0,6$ м;

V – весьма крупноразрушенные породы, $d_{\text{ср}} = 0,7-0,9$ м, где $d_{\text{ср}}$ – средний диаметр куска после взрыва, м.

По степени связанности разрушенные породы делятся на три категории.

1. *Сыпучие разрушенные породы* ($K_p = 1,4-1,65$), характеризующиеся наличием многочисленных воздушных промежутков между кусками. Они склонны к осыпанию и образованию чётко выраженных откосов.

2. *Связно-сыпучие* разрушенные породы ($K_p = 1,2-1,3$), характеризующиеся наличием небольших воздушных промежутков (пустот) между отдельными кусками. Сцепление между ними отсутствует, но куски зажаты, и сохраняется зацепление между кусками. Насыпь таких пород не имеет чётко выраженных откосов.

3. *Связно-разрушенные* породы представлены природными отдельностями массива, не полностью разделенными между собой. При этом трещиноватость массива увеличивается между блоками ($K_p = 1,03-1,05$), где K_p – коэффициент разрыхления породы.

Уступы имеют крутой откос. *Взорванные породы* могут быть связными, связно-сыпучими и сыпучими. Куски, имеющие размер больше допустимого по технологическим условиям разработки, называются *негабаритными*. негабаритные куски подлежат дополнительному дроблению.

1.5. Плотные, мягкие, сыпучие и мёрзлые породы

Минеральные частицы размером менее 0,002 мм называют *глинистыми*, от 0,002 до 0,05 мм – *пылеватыми (алевроитовые)*, от 0,05 до 2 мм – *песчаными*, от 2 до 10 мм – *гравелитовыми*, от 10 до 100 мм – *галечными* или *щебенистыми*.

Глинами называются породы, имеющие по массе не менее 30 % глинистых частиц, *суглинками* – породы содержанием глинистых частиц от 10 до 30 %, *супесями* – породы с содержанием глинистых частиц от 3 до 10 %, *песками* – породы с содержанием глинистых частиц менее 3 %.

Пески называют *пылеватыми*, если масса частиц крупнее 0,1 мм составляет менее 75 %, *мелкими* – при большем содержании. Песок *средней крупности* содержит более 50 % частиц крупнее 0,25 мм, *крупнозернистый песок* содержит более 50 % крупнее 0,5 мм, а *гравелитовый песок* – более 25 % гравелитовых частиц. Разнозернистые породы с содержанием более 50 % частиц крупнее 2 мм называются *гравийными*, а при 50 % и выше частиц крупнее 10 мм – *галечниками* и *щебенистыми* породами.

Плотные породы характеризуются пределом прочности на одноосное сжатие в интервале 5–20 МПа. Сюда относятся твёрдые, мел, бурые и каменные угли и др. Они способны сохранять в массиве откосы под углом 60–70° при высоте уступов до 10–20 м. Их можно разрабатывать горными машинами без предварительного рыхления.

Мягкие породы имеют предел прочности на одноосное сжатие в интервале 1–5 МПа и представлены *песчаными глинами*, *суглинками*, *супесями*, *мягкими углями* и др. Они способны сохранять в массиве откосы углом 50–60° при высоте уступов 7–15 м. При высыхании эти породы становятся полутвёрдыми, а под воздействием воды набухают. Разрабатывают без предварительного рыхления.

Сыпучие породы представлены песками, углы откосов которых не превышают угла внутреннего трения равного 19–37°. Усилия копания в песках наименьшие, так как силы сцепления между однородными окатанными частицами практически отсут-

ствуют. Лишь у *разнозернистых* песков плотного сложения существует небольшое зацепление.

Разнородные породы обычно представлены уплотненными мягкими и сыпучими породами со скальными включениями в виде гравия, валунов, конгломератов и других хаотически расположенных включений материнской породы. Наиболее характерны разнородные породы для *песчано-гравийных месторождений*.

Мёрзлые мягкие и сыпучие породы образуются при отрицательной температуре вследствие превращения вначале свободной, а потом связанной воды в лёд, прочно скрепляющий минеральные частицы пород. Часть связанной воды не замерзает, что является причиной сжимаемости мёрзлых пород. По мере понижения температуры и увеличения влажности пород (вплоть до полного насыщения) временное сопротивление сжатию их возрастает. Прочность мёрзлых мягких и сыпучих пород близка соответственно прочности плотных и полускальных пород. Мёрзлые песчанистые породы при оттаивании имеют те же прочностные показатели, что и до замерзания. Глинистые мёрзлые породы при оттаивании часто превращаются в разжиженную массу и теряют несущую способность.

1.6. Полезные ископаемые, их качество, запасы и условия залегания

Горные породы по их пригодности к использованию в хозяйстве делятся на пустые породы и полезные ископаемые.

Под полезными ископаемыми (ПИ) понимаются все виды горных пород, добываемых для хозяйственных нужд, строительных и научных целей и используемых в сыром виде или после переработки.

Различают следующие группы ПИ:

1. Металлические ПИ (руды)

- руды черных металлов: *железо, марганец, хром, титан, ванадий, никель, кобальт, вольфрам, молибден* и т. д.;
- руды цветных металлов: *медь, свинец, цинк, олово, алюминий, ртуть, сурьма* и т. д.;
- руды благородных металлов: *золото, серебро, платина*;
- руды радиоактивных металлов: *уран и торий*;

– руды редких и рассеянных элементов: *цирконий, тантал, бериллий, ниобий, литий, цезий, германий, таллий и т. д.*

2. Неметаллические ПИ

– строительные материалы: *граниты, гнейсы, известняки, мрамор, гравий, песок, глины, цементное сырьё.*

– сырьё для химической промышленности: *фосфорит, апатиты, сера, пирит, мышьяк, бор, мел и т. д.*

– сырьё для металлургической промышленности: *доломиты, флюориты, графиты, магнезиты, огнеупоры.*

– индустриальное сырьё: *асбест, тальк, барит, алмаз, слюды, полевой шпат, корунд, пегматит и т. д.*

3. Группа горючих ПИ: *уголь, горючие сланцы, торф, нефть и природные газы.*

В зависимости от назначения ПИ к ним предъявляют определённые требования, которые объединяются понятием *качество*.

Качеством ПИ называется совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования ПИ. К этим свойствам прежде всего относят физические, технические и технологические свойства, а также химический и минеральный состав ПИ. Качество полезного ископаемого оценивается *кондициями*, под которыми понимается установленная норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция. Например основным показателем *кондиций* на рудное сырьё является минимально допустимое промышленное содержание полезных компонентов и вредных примесей в добытом сырьё, при которых затраты по добыче и переработке сырья не превышают ценности извлекаемых из него полезных компонентов. Так, основными показателями качества железных руд является содержание в руде железа, серы, фосфора, размеры кусков руды. Сера и фосфор являются вредными примесями, их содержание не должно превышать 0,2–0,3 %. При уменьшении содержания железа в кремнезёмистых рудах на 1 % производительность доменной печи снижается на 4–5 %, а расход кокса увеличивается на 2,7 %.

Для углей основными показателями, характеризующими их качество, являются содержание углеводорода, кислорода и озона, зольность, влажность, выход летучих при нагревании без горе-

ния, содержание серы, теплотворная способность, спекаемость углей и размер кусков. В соответствии с этими показателями угли делятся на марки и сорта. Марки углей: Д, Г, Ж, К, ОС, СС, Т, ПА, П устанавливаются для каждого пласта и уточняются в процессе добычи. Сорт углей определяется размером их кусков. Показатели кондиций не являются постоянными, а зависят от уровня техники и технологии добычи и переработки ПИ, потребности хозяйства в данном виде сырья, экономики района. Эти показатели периодически пересматриваются на основе технико-экономических расчётов.

Устанавливаются кондиции ПИ на различных стадиях: во время геологоразведочных работ, проектирования и эксплуатации месторождения. В связи с этим различают кондиции геологические, проектные и эксплуатационные. Отклонения от кондиций при горных работах оцениваются количественными и качественными потерями.

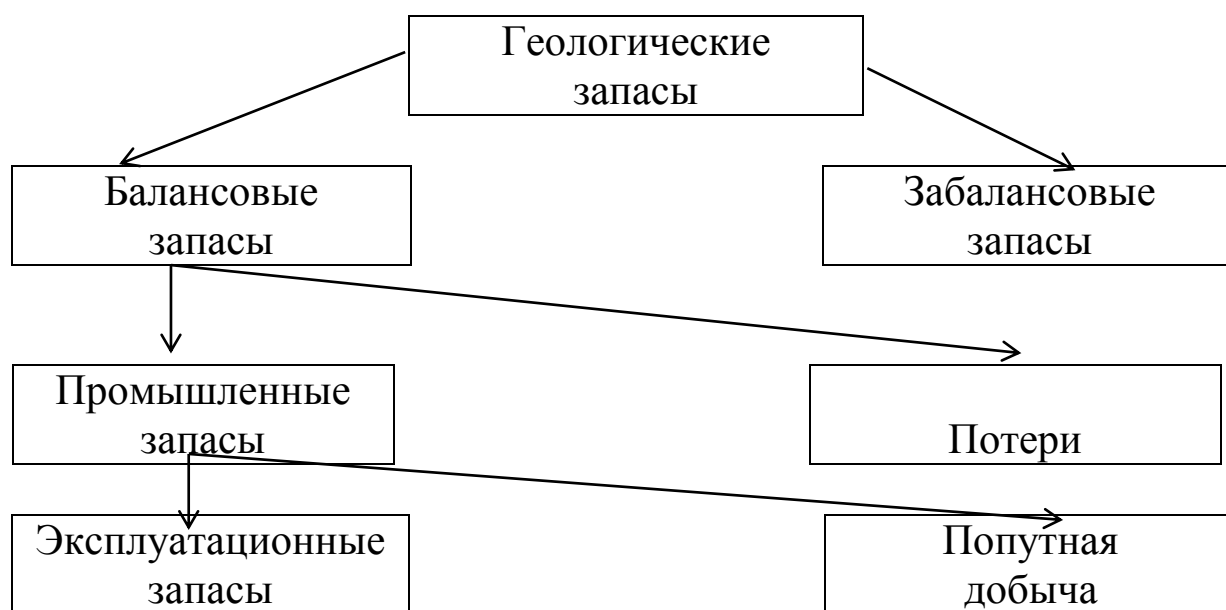
Количественные потери характеризуют уменьшение объёма ПИ вследствие оставления в недрах, отнесением к пустым породам, просыпания при погрузке и транспортировании и др. Качественные потери (разубоживание) характеризуют степень примешивания к кондиционному ПИ при ведении горных работ пустой породы или некондиционного ПИ.

Количество ПИ в установленных границах (участка, месторождения, района, бассейна, региона) называется запасами ПИ. Различают следующие виды запасов:

Запасы ПИ, разведанные в контурах месторождения, называются геологическими. Они делятся на балансовые и забалансовые.

Балансовыми запасами называются запасы, удовлетворяющие требованиям кондиций и разработка которых экономически целесообразна.

Забалансовыми называются запасы, разработка которых в настоящее время экономически нецелесообразна вследствие малого количества, сложных условий разработки, низких кондиций ПИ и др. В процессе разработки месторождения из-за несовершенства технологии добычи, сложности залегания ПИ и др. часть запасов теряется, что учитывается на стадии проектирования карьера к разработке как проектные потери.



Проектными потерями называется часть балансовых запасов, проектируемая к безвозвратному оставлению в недрах, а оставшаяся часть балансовых запасов, подлежащая извлечению из недр за время сосуществования карьера, называются *промышленными запасами*. Часть промышленных запасов, извлеченная из недр в период строительства карьера, называется *попутной добычей*, а разность между промышленными запасами и попутной добычей – *эксплуатационными запасами*. Скопление ПИ в недрах или на поверхности земли называется *залежью*. *Залежь* характеризуется положением относительно земной поверхности, углом падения, мощностью формой и строением. Земная поверхность (рельеф) может быть равниной, склоном, возвышенностью, холмистой или водной поверхностью. В зависимости от положения залежей относительно земной поверхности они могут быть поверхностными (мощность покрывающих пород ($m_{\text{п}}$) не более 30 м), глубинными ($m_{\text{п}} > 30$ м), высотным (расположением выше господствующего уровня местности) и *глубинно-высотными*. По углу падения ($\alpha_{\text{п}}$) различают залежи пологие ($\alpha_{\text{п}} < 10^\circ$), наклонные ($\alpha_{\text{п}} = 10 \div 30^\circ$) и крутые ($\alpha_{\text{п}} > 30^\circ$). По форме залежи разделяются на *изометрические* (примерно равные размеры во всех направлениях), *плитообразные* (вытянутые преимущественно в двух направлениях) и *трубообразные* (вытянутые в одном направлении). По мощности (m) различают залежи – *весьма малой* ($m < 3$ м), *малой* ($m = 3-20$ м), *средней* ($m = 20-40$ м) и *боль-*

шой мощности ($m > 40$ м). По форме залежи могут быть простые (имеющие однородное строение), сложные (содержащие прослойки пустых пород и некондиционные ПИ) и рассредоточенные (ПИ расположено во вмещающих породах в виде отдельных тел без определённых закономерностей).

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

II. Периоды и производственные процессы ОГР

Разработка месторождений ПИ открытым способом включает четыре периода.

В первом периоде, называемом *подготовительным*, создаются благоприятные условия для безаварийной и высокопроизводительной работы горного и транспортного оборудования в последующих периодах. Задачами этого периода являются подготовка поверхности месторождения, осушение и ограждение месторождения от поверхностных вод, кустарники, удаляется торф, осушают болота и озёра, переносятся в новые русла реки и ручьи, убираются здания, дороги, ЛЭП и другие сооружения. Осушение месторождения заключается в удалении воды, поступающей из водоносных горизонтов и в результате выпадения атмосферных осадков. Количество воды, поступающей в карьер из этих горизонтов, может достигать от нескольких единиц до нескольких тысяч кубометров в час. Различают предварительное и параллельное (текущее) осушение. Предварительное осушение производится до начала разработки. Параллельное осушение производится в период эксплуатации карьера. В зависимости от гидрологических условий месторождения осушение может осуществляться поверхностным, подземным и комбинированным способами. Ограждение карьера от поверхностных вод осуществляется путём проведения нагорных канав с целью перехвата и отвода стекающих вод.

Во втором периоде, который называется *строительным*, производится вскрытие месторождения и создание начального фронта добычных и вскрышных работ. В задачи этого периода

входят проведение специальных горных выработок (капитальных и разрезных траншей), а также удаление определённого объёма горной массы (разгонка бортов) и строительство транспортных коммуникаций, обеспечивающих доступ к рабочим горизонтам. Горные работы первого и второго периодов называют горно-капитальными.

Третий период называется *эксплуатационным*. Горные работы этого периода делятся на вскрышные, обеспечивающие удаление вскрышных пород с целью обеспечения доступа к ПИ.

В течение четвёртого периода, который называется *восстановительным*, производится рекультивация земель, нарушенных горными работами.

Основными работами при открытой разработке являются горно-капитальные, вскрышные и добычные. Целью этих работ является выемка определённых объёмов пород из массива. Содержание и объём работ определяются производственными процессами (совокупность последовательных действий для достижения какого-либо результата). Основными производственными процессами на ОГР являются подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, отвалообразование вскрышных пород, складирование добытого ПИ. Если на карьере производится первичное обогащение и переработка ПИ, то они также входят в состав основных процессов.

Процесс подготовки горных пород к выемке включает перечень мероприятий, направленных на изменение естественного состояния горных пород с целью эффективной их выемки. В практике ОГР для подготовки пород к выемке наибольшее применение нашёл буровзрывной способ. *Выемочно-погрузочные работы* предназначены для извлечения горной массы непосредственно из массива или навала и погрузки их в средства транспорта.

Сущность транспортирования горной массы состоит в организации четкой и бесперебойной работы транспортных средств, обеспечивающих своевременную перевозку горной массы в пределах контуров карьера или за его границами.

В задачу отвальных и складских работ входит организация приёмки и размещения на специально отведенных площадях вскрышных пород и ПИ.

Каждому основному процессу *соответствуют вспомогательные работы*, производство которых имеет целью обеспечение нормальных и безопасных условий выполнения основных процессов. Кроме этого на карьерах выполняется целый ряд общих вспомогательных процессов (электроснабжение, водоотлив, опробывание ПИ и др.).

Все производственные процессы являются взаимосвязанными и составляют звенья единого технологического комплекса ОГР. Совокупность взаимосвязанных производственных процессов, обеспечивающих изменение агрегатного состояния горных пород, их выемку и погрузку, перемещение и складирование, составляет технологию ОГР.

Технология и механизация ОГР базируются на принципах поточности, совмещения и независимости процессов, обеспечения кратчайшего расстояния перемещения горной массы, сокращения числа и объёма вспомогательных работ, минимума производственных затрат и максимума прибыли от реализации продукции.

III. Подготовка пород к выемке

3.1. Способы подготовки горных пород к выемке

Подготовка пород к выемке осуществляется с целью создания технической возможности и наилучших условий выполнения процессов выемки, транспортирования, отвалообразования и переработки горной массы. В зависимости от типа и состояния пород подготовка их к выемке может осуществляться следующими способами: предохранением от промерзания, оттаиванием мёрзлых пород, гидравлическим ослаблением или упрочнением, механическим или взрывным рыхлением.

Предохранение пород от промерзания вызвано тем, что разработка мёрзлых пород без предварительного рыхления затруднена (например, мехлопаты с вместимостью ковша 4 м³ могут разрабатывать слой мёрзлых пород не более 0,7 м, а бульдозеры, скреперы, многоковшовые экскаваторы, практически не могут разрабатывать мёрзлые породы без предварительного рыхления). Для предохранения пород от промерзания применяются вспашка,

рыхление, боронование и утепление (теплоизоляция) поверхностного слоя. Вспашка, рыхление и боронование позволяет уменьшить теплопроводность породы благодаря образованию в ней пустот, заполненных воздухом. Вспашку и рыхление производят специальными плугами или рыхлителями на глубину 0,4–0,5 м, а боронование – на глубину 0,2 м. Применяют также глубокое (на 1–1,8 м) рыхление пород экскаваторами, что уменьшает глубину их промерзания в 2–3 раза. Для утепления поверхностного слоя создают над ним снеговой, льдовоздушный или ледяной покров, а также утепляют теплоизоляционными материалами: мхом, опилками, шлаком, углем, минеральной ватой и др. На небольших карьерах по добычи глины для кирпичных и керамических заводов в зимний период используют навесы и тепляки.

Оттаивание пород производится электрообогревом, поверхностным поджогом, горючими газами, паром, речной водой, сжиганием термохимических патронов. Различают глубинный и поверхностный способы электрообогрева. При *глубинном электрообогреве* электроды размещаются в шпурах, пробуренных на глубину промерзания на расстоянии 0,5–0,7 м друг от друга по шахматной или квадратной сетке. Электроцепь замыкается по талой породе под мёрзлым слоем. В результате нагрева талой породы и передачи тепла вышележащим слоям, происходит их постепенное оттаивание снизу вверх. Расход электроэнергии на 1 м³ породы составляет 8–20 кВт·ч. При *поверхностном электрообогреве*, электроды в виде полос или сеток располагаются на поверхности оттаиваемого участка. Питание осуществляется от высокочастотного генератора. Сущность оттаивания *поверхностным поджогом* заключается в сжигании слоя угля, торфа или дров на поверхности мёрзлых пород. Примерный расход топлива на 1 м³ породы составляет: угля 30–60 кг; торфа – 120–140 кг; дров – 0,14–0,17 м³. При оттаивании породы паром используются стальные трубы (так называемые иглы) диаметром 19–22 мм и длиной до 3 м. Трубы вставляют в предварительно пробуренные шпуры либо забиваются в породу по мере её оттаивания. Продолжительность оттаивания 4–6 часов при расходе пара 24–27 кг на 1 м³ породы. Аналогично осуществляется оттаивание горячей водой. Используемая для оттаивания речная вода может нагнетаться

таться в мёрзлые породы по трубам или пропускаться по дренажным канавам.

Гидравлические способы подготовки пород к выемке основаны на свойствах пород пропускать через себя воду и растворы. При этом ослабление прочности пород при просачивании воды проявляется в снижении сил сцепления отдельных частиц или скрепляющего их цемента. Применяется при разработке плотных глин способом гидромеханизации.

3.2. Механические способы подготовки пород к выемке

Осуществляется бульдозерами, скреперами, экскаваторами и специальными рыхлителями. Механическое рыхление наиболее эффективно для подготовки мало, средне и сильнотрещиноватых полускальных пород. К достоинству механического рыхления горных пород относятся облегчение раздельной (селективной) выемки маломощных горизонтальных пластов; эффективное регулирование кусковатости горной массы; уменьшение потерь и разубоживания ПИ; безопасность работ.

Наибольшее применение на ОГР получили специальные рыхлители – навесные рыхлители тяжёлого типа на тракторах мощностью более 200 кВт. Рыхлители могут иметь до 5 зубьев с цельными или составными наконечниками. Для подготовки крепких пород используют однозубые рыхлители, а в плотных породах целесообразно использовать многозубные рыхлители. Сущность рыхления состоит в следующем. При опускании рыхлителя в процессе движения трактора происходит заглубление зубьев, а при последующем его перемещении – послойное рыхление. На эффективность механического рыхления оказывает влияние трещиноватость массива. Наиболее производительным является рыхление поперек направления основной трещиноватости. Рыхление массива производится параллельными смежными ходами рыхлителя. Расстояние между ходами определяется по условию обеспечения требуемой кусковатости и эффективной глубины ($h_э$) рыхления, которая меньше глубины заглубления ($h_з$) зуба так, как между смежными ходами в нижней части образуются зоны неразрыхлённой породы. Величина C находится в пределах 110–

160 см. Угол α изменяется в пределах 40–60°. Для увеличения эффективной глубины h_3 применяют дополнительные перекрёстные ходы. Расстояние между этими ходами $C' = (1,2–1,5) C$.

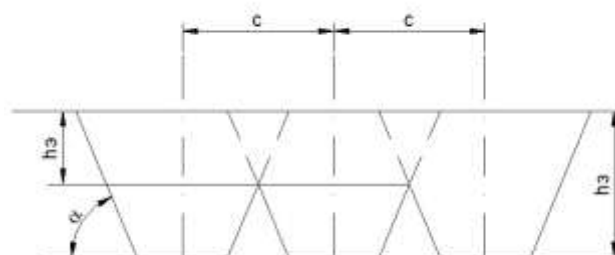


Рис. 3.1. Механическое рыхление пород

3.3. Буровзрывной способ подготовки скальных и полускальных горных пород

3.3.1. Буровые работы

3.3.1.1. Буримость горных пород

Под буримостью горных пород понимается способность пород разрушаться под действием бурового инструмента. Зависит от способа бурения, конструкции бурового инструмента, диаметра скважин и сопротивляемости породы бурению, зависящей только от свойств пород. Оценка буримости горных пород производят по показателю буримости:

$$P_6 = 7 \cdot 10^{-8} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 7 \cdot 10^{-5} \gamma,$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ – соответственно пределы прочности породы на сжатие и сдвиг, Па; γ – плотность пород в естественном состоянии, г/см³.

По показателю буримости горные породы разделяются на пять – классов:

I класс – легкобуримые ($P_6 = 1–5$);

II класс – средней бурения ($P_6 = 5,1–10$);

III класс – труднобуримые ($P_6 = 10,1–15$);

IV класс – весьма труднобуримые ($P_6 = 15,1–20$);

V класс – исключительно труднобуримые ($P_6 = 20,1–25$).

3.3.1.2. Виды бурения

Бурение скважин и шпуров на карьерах производится специальными породоразрушающими машинами – буровыми станками, которые по характеру создания разрушающих напряжений на забой скважины делятся на 3 группы:

- *механическое воздействие* на забой (ударное, вращательное и ударно-вращательное бурение);
- *физическое воздействие* на забой (термическое, гидравлическое, взрывное и др. бурение);
- *комбинированное воздействие* на забой скважины (комбинация первой и второй групп воздействия на забой).

3.3.1.3. Технология бурения скважин

Под технологией бурения понимается последовательность операций для создания скважин. При обурировании взрываемого блока выполняются следующие операции: установка бурстанка на место бурения скважины, собственно бурение, наращивание бурового става по мере углубки скважины, разборка бурового става, замена изношенного бурового инструмента, переезд станка к месту бурения следующей скважины. *Техническая скорость бурения* – это объём бурения за чистое время бурения. Зависит от буримости породы, конструкции и типа бурового инструмента и режима бурения. *Режим бурения* характеризуется величиной развиваемых усилий, частотой ударов, скоростью вращения бурового инструмента и эффективностью удаления буровой мелочи. Каждый вид бурения характеризуется своей технологией и параметрами режима бурения.

Шарошечное бурение получило самое широкое распространение: применяется в породах с $P_6 = 6-15$. Станки типа СБШ. Сменная производительность 50–100 м в породах с $P_6 = 6-15$. Диаметр бурения 190–320 мм, глубина 24–50 м. Породоразрушающий инструмент – долото (шарошки) с зубьями или штырями, армированные твердым сплавом. При вращении долота зубья или штыри скалывают частицы породы, которые выносятся из скважины воздухом или водовоздушной смесью. Ход – гусеничный.

Шнековое бурение осуществляется станками типа СБР. Ход станков у СБР125 – шагающий, у остальных – гусеничный. ими обустраивается около 35 % горной массы на карьерах страны. Применяются в породах с $P_6 = 1-6$. Диаметр бурения 125–200 мм, глубина – до 25 м. Сменная производительность бурстанков 110–150 м в породах с $P_6 = 2-6$. Породоразрушающий инструмент – коронка режущего типа. Передача резцу крутящего момента и усилия подачи, а также удаление буровой мелочи из забоя обеспечивается шнековыми штангами с ребордами винтовой формы.

Пневмоударное бурение применяется ограниченно (6–8 % горной массы на карьерах страны обустраивается станками этого типа) в породах с $P_6 = 5-20$. Сменная производительность 30–35 м, затраты на обустройство 1 м³ в 1,5–2,5 раза больше чем у станков шарошечного бурения. Станки типа СБУ. Диаметр бурения 105–200 мм, глубина от 22 до 36 м. Бурение производится с помощью погружного пневмоударника. Сжатый воздух, поступающий по буровой штанге, приводит в возвратно – поступательное движение поршень с бойком, который наносит удары по хвостовику буровой коронки. Разрушение породы происходит как в момент удара по хвостовику, так и в интервалах между ударами в результате скалывания породы лезвиями вращающейся буровой коронки. Буровой шлам удаляется из скважин сжатым воздухом или водовоздушной смесью.

Термическое бурение (огневое) применяется избирательно (общий объем бурения 3–4 %) в труднобуримых кварцесодержащих породах с $P_6 = 16-25$. Сменная производительность 30–35 м. Станки типа СБО. Диаметр бурения 180–500 мм, глубина 16–20 м. *Породоразрушающий инструмент* – вращающийся термобур, в камере сгорания огнеструйной горелки которого смешиваются горючее и окислитель. В результате образуется газовая струя, которая воздействует на породу со сверхзвуковой скоростью. Топливо – керосин или дизельное топливо, окислитель – кислород или сжатый воздух. Охлаждение горелки и пылеподавление осуществляется водой и сжатым воздухом. Основными технологическими операциями являются: зажигание горелки, подача вращающегося термобура на забой (собственно бурение), расширение нижней части скважины, очистка скважины. Разру-

шение породы происходит за счёт напряжений, возникающих в породе под воздействием высокой температуры.

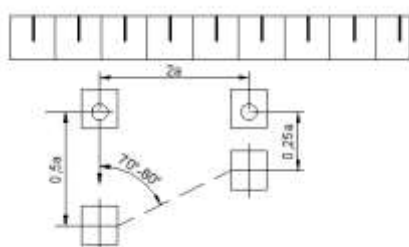
Физические способы бурения находятся на стадии экспериментальных разработок – это, прежде всего, взрывное, плазменное и ультразвуковое. Сущность взрывного бурения заключается в подаче на забой малых порций ВВ и их взрывании. Различают *ампульное (патронное) и струйное бурение*. При ампульном способе бурения заряд жидкого или твёрдого ВВ на забой скважины подается с помощью воды или воздуха и инициируется в результате его удара о забой. При струйном способе бурения к дозирующим устройством взрывобура, расположенном над забоем, по трубкам подается горючее и окислитель, образующие при смешивании в процессе подачи их на забой взрывчатую смесь. В струю подается инициатор, который вызывает взрыв смеси в забое. Сущность плазменного бурения состоит в том, что между двумя электродами создается устойчивая электрическая дуга, которая выдувается из сопла с помощью сжатого воздуха и воздействует на забой скважины. Температура дуги – 6000 °С, скорость истечения газов – 2000 м/с. Под воздействием плазменной струи порода плавится и частично испаряется.

Ультразвуковое бурение основано на использовании создаваемых ультразвуковых колебаний, которые в жидкости образуют пустоты или так называемые кавитационные пузырьки. Огромное давление, возникающее при заполнении образовавшихся пустот, легко разрушает твёрдые породы грунта. Этот способ бурения пока ещё не получил широкого применения, так как он находится в стадии исследований и практического освоения.

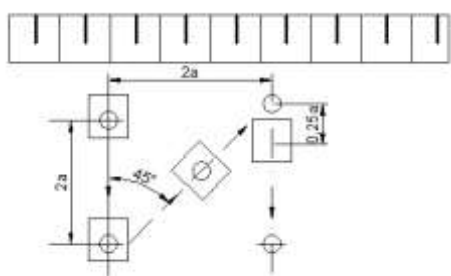
Комбинированное бурение. Различают комбинированное механическое и термомеханическое бурение. Комбинированное механическое: ударно-шарошечное, шарошечно-режущее (первое не нашло применения из-за большого износа шарошки; второе будет применяться в породах с $P_6 > 10$). Принципы термомеханического бурения – вначале порода нагревается, а затем разрушается с помощью различных долот.

3.3.1.4. Схемы перемещения бурстанка

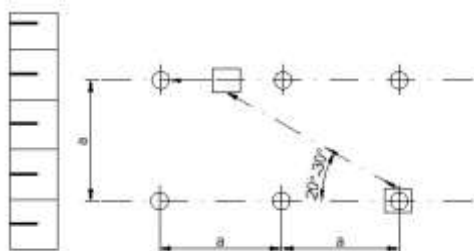
Порядок обустройства блока характеризуется последовательностью бурения отдельных скважин, т. е. схемой перемещения буровых станков. При бурении скважин первого ряда станок должен располагаться перпендикулярно к бровке уступа так, чтобы горизонтирующие домкраты и гусеницы находились вне призмы обрушения уступа. Применяют следующие схемы перемещения станков.



Порядная схема перемещения бурстанков применяется при бурении скважин в один ряд. Общее расстояние передвижки бурстанка между скважинами $l \approx 1,85a$, удельное время передвижки на одну скважину при $a = 7-10$ м равно 10–12 мин, где a – расстояние между скважинами, м.



Поперечно-диагональная схема перемещения бурстанков целесообразна при числе рядов скважин более 3-х и шахматном расположении скважин. При бурении каждых 3-х скважин станок проходит расстояние $l = 5a$ и выполняет два разворота $\approx 45^\circ$. Удельное время передвижки станка 5 мин.



Поперечно-возвратная схема применяется при квадратной сетке скважин. На каждую скважину расстояние переезда бурстанка составляет $l \approx 1,5a$ и приходится примерно 0,7 разворота на угол 25–30°. Поперечные схемы передвижки более экономичные.

При использовании на одном блоке двух и более станков целесообразно их рассредоточивать, выделяя для каждого станка отдельный фронт работ.

3.3.1.5. Производительность буровых станков и расчёт их количества

Сменная производительность бурового станка, м:

$$Q_{\text{смб}} = [T_{\text{см}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{р}})](t_{\text{о}} + t_{\text{в}})^{-1}, \quad (3.1)$$

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

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

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

$$t_{\text{о}} = 1 / \vartheta_{\text{б}}, \quad (3.2)$$

где $\vartheta_{\text{б}}$ – техническая скорость бурения скважины, м/ч. Для станков шарошечного бурения в породах с $P_{\text{б}} = 8 \div 10$: $\vartheta_{\text{б}} = 16 \div 20$ (СБШ); $\vartheta_{\text{б}} = 30 \div 100$ (DM, DML и PV); для станков вращательно-го бурения в породах $P_{\text{б}} = 2 \div 3$: $\vartheta_{\text{б}} = 18 \div 30$ (СБР), м/ч.

Удельные затраты времени на выполнение вспомогательных операций (наращивание и разборка става, снятие станка с домкратов, переезд к новой скважине, постановка на домкраты, замена долота и др.) в соответствии с нормативами составляют: при шнековом (вращательном) бурении $1,2 \div 1,6$ мин/м ($0,02 \div 0,027$ ч/м), при шарошечном, в зависимости от типа станка от $1,3 \div 1,4$ мин/м ($0,022 \div 0,023$ ч/м) до $1,5 \div 1,8$ мин/м ($0,025 \div 0,03$ ч/м) и при пневмоударном бурении – от 4 до 8 мин/м ($0,06 \div 0,12$ ч/м).

Внутрисменные перерывы (простои) связаны главным образом с аварийными остановками станка и его ремонтом, внеплановыми отключениями электроэнергии и т. п. Помимо внутрисменных имеются и целосменные простои станков, вызванные плано-

выми и внеплановыми ремонтами, перегонами станка с одного блока на другой, отсутствием фронта работ и т. д. В результате потери рабочего времени у станков составляют в целом до 35 %. Поэтому с учётом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования буровых станков на карьерах составляет $0,35 \div 0,4$ до $0,55 \div 0,6$, а годовая производительность станка может быть определена по выражению

$$Q_{\text{б год}} = T_{\text{см}} n_{\text{см}} n_{\text{год}} K_{\text{и б}} (t_{\text{о}} + t_{\text{в}})^{-1}, \quad (3.3)$$

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

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

– по коренным породам

$$N_{\text{бк р}} = V_{\text{бк}} / Q_{\text{б год}}; \quad (3.4)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{\text{бп р}} = V_{\text{бп}} / Q_{\text{б год}}, \quad (3.5)$$

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

$$V_{\text{бк}} = V_{\text{к}} / \eta_{\text{к}}; \quad V_{\text{бп}} = A_{\text{п}} / \rho_{\text{п}} \eta_{\text{п}}, \quad (3.6)$$

где $V_{\text{к}}, A_{\text{п}}$ – соответственно годовые объёмы коренных пород и производственная мощность по полезному ископаемому (см. исходные данные), $\text{м}^3/\text{год}$ и $\text{т}/\text{год}$; $\rho_{\text{п}}$ – плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; $\eta_{\text{к}}, \eta_{\text{п}}$ – соответственно выход горной массы с 1-го метра скважины по коренным породам и полезному ископаемому, м^3 .

$$\eta_{\text{к}} = abh / l_{\text{СКВ}}; \quad \eta_{\text{п}} = a_{\text{п}} b_{\text{п}} h_{\text{п}} / l_{\text{СКВ.п}}, \quad (3.7)$$

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

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

$$N_{\text{бк}} = N_{\text{бкр}} f_{\text{б}}; \quad N_{\text{бп}} = N_{\text{бпр}} f_{\text{б}}, \quad (3.8)$$

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

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

3.3.1.6. Совершенствование буровых работ

Разработаны и поступят на карьеры новые буровые станки: СБШ–250–20 (для бурения 20 метровых скважин без наращивания штанг), СБШ–250–32 (для бурения 32 м скважин с наращиванием 2-х штанг), СБШ–250–К–2 (бурение без наращивания штанг до глубины 20 м с одновременным расширением заряжаемой части скважин до 400 мм), которые позволят увеличить производительность труда при бурении на 25–40 %. Создаются станки СБШ–250–55 для работ в условиях с температурой до -55 °С, СБШ–160–60 для заоткоски бортов и уступов карьера.

Шарошечное бурение совершенствуется в следующих направлениях: создание буровых ставов, которые не надо наращивать (что сокращает время вспомогательных операций на 45–55 %); разработка буровых станков, позволяющих изменять частоту вращения долота в диапазоне $1-5 \text{ с}^{-1}$, что увеличивает скорость бурения скважин; создание автоматических устройств, обеспечивающих такой режим бурения, при котором производительность станка является максимальной; снижение вибрации, шума и запыленности на рабочем месте; создание новых шарошечных и комбинированных высокостойких породоразрушающих инструментов, обеспечивающих эффективное бурение различных по крепости и абразивности пород.

Шнековое бурение совершенствуется в направлениях: применение высоких мачт и длинных шнеков с целью уменьшения числа операций по наращиванию шнеков и полной механизацией процессов сборки и разборки шнеков; создание новых породоразрушающих инструментов; совершенствованию способов

очистки скважин; разработка систем охлаждения резцов водой или водовоздушной смесью.

3.3.2. Взрывные работы

3.3.2.1. Технологические требования к качеству взрывных работ

Взрывные работы применяют для разрушения скальных и полускальных пород. От качества, под которым понимается размер грансостава взорванных кусков и параметры развала, в значительной степени зависит производительность горнотранспортного оборудования и в конечном счёте эксплуатационные затраты на разработку вскрыши. К ним предъявляются следующие требования.

Взрывные работы должны обеспечить требуемую степень дробления. Максимальный допустимый размер кусков (м) взорванной породы должен быть ограничен вместимостью ковша экскаватора E (м^3)

$$l_k \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E};$$

вместимостью транспортного сосуда V (м^3)

$$l_k \leq 0,5 \sqrt[3]{V};$$

меньшим размером приёмного отверстия A_d (м) бункера или дробильной установки

$$l_k \leq (0,7 \div 0,8) A_d;$$

шириной B_k ленты (м) конвейера

$$l_k \leq 0,5 B_k - 0,1.$$

Куски, не удовлетворяющие приведённым ограничениям, называются негабаритными.

1. Число негабаритных кусков должно быть минимальным, а дробление – равномерным.

2. Параметры развала должны соответствовать применяемой технологической схеме выемочных работ.

3. Площадки и откосы уступов должны иметь заданные отметки и форму.

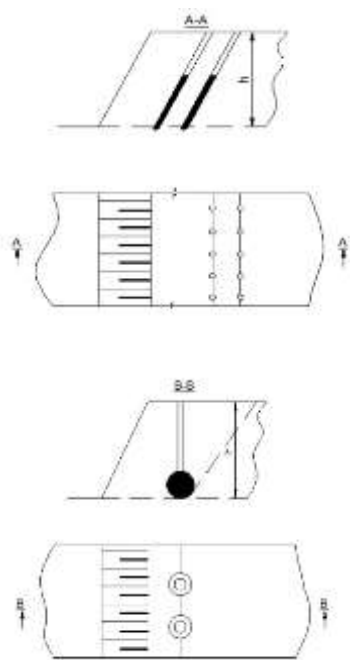
4. Объем взорванной горной массы должен быть достаточным для обеспечения бесперебойной и высокопроизводительной работы выемочно-погрузочных машин.

5. Взрывные работы должны обеспечить допустимое сейсмическое воздействие на здания и сооружения.

6. Взрывные работы должны обеспечить высокую безопасность, экономичность и производительность горных работ.

3.3.2.2. Методы взрывных работ на ОГР

Различают две стадии дробления горных пород (ГП): *первичное дробление*, при которых происходит отделение породы от массива; *дополнительное (вторичное) дробление*, при котором производится дробление негабаритных кусков, выравнивание подошвы уступа, обрушение нависей, заколов. Необходимо стремиться к ведению взрывных работ в I стадию. В зависимости от объекта дробления и назначения взрыва различают следующие методы взрывных работ.

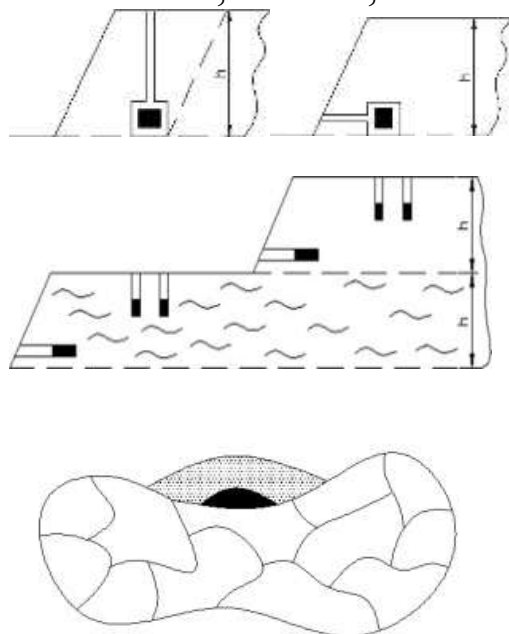


Метод скважинных зарядов предусматривает размещение зарядов ВВ в скважинах диаметром 75–400 мм и глубиной от 5 до 50 м. Он в наибольшей степени удовлетворяет требованиям, предъявленным к взрывным работам на карьерах.

Метод котловых зарядов заключается в размещении сосредоточенных зарядов ВВ массой 400–2000 кг в котлах, образуемых при бурении скважин с помощью расширителей или последовательных взрывов небольших зарядов ВВ. Применяют при проходке полутраншей на косогорах, для сотрясения сильно трещиноватых массивов, обрушения высоких уступов. Недостатки – неравномерное дробление и большой выход негабарита.

Метод камерных зарядов предусматривает размещение сосредоточенных зарядов ВВ массой от первой до сотен тонн в

специальных камерах. Применяются при массовых взрывах на выброс и сброс (в гористых условиях), при создании траншей, котлованов, плотин, насыпей. Недостатки те же.



Метод шпуровых зарядов заключается в размещении зарядов ВВ в шпурах (это цилиндрические полости диаметром до 75 мм и длиной до 5 м), применяется при малых объёмах взрывных работ, при селективной выемке, дробления негабарита. Выравнивание подошвы уступов, заоткоске уступов и др.

Метод накладных зарядов заключается в размещении ВВ на поверхности разрушаемых объектов. Применяется при вторичном дроблении и вспомогательных работах в труднодоступных местах.

3.3.2.3. Типы ВВ и СВ, применяемые на ОГР

К взрывчатым материалам (ВМ) относят бризантные и метательные промышленные взрывчатые вещества (ВВ) и средства их инициирования (СИ). Тип ВВ выбирают исходя из технологических свойств взрывааемых пород, их обводнённости, опыта применения в аналогичных условиях, возможности механизированного или ручного заряжания и стоимости ВВ.

Выбранное ВВ должно быть разрешено Ростехнадзором к применению на открытых горных работах согласно [5, 27] «Перечню взрывчатых материалов ...» (табл. 3.1).

Сравнение действия различных ВВ производят по переводному коэффициенту:

$$K_{\text{ВВ}} = A_{\text{ВВ} \text{ э}} / A_{\text{ВВ}}, \quad (3.9)$$

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

Таблица 3.1

**Типы ВВ, рекомендуемых для применения
на открытых горных работах**

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

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

Значения переводных коэффициентов и плотности ВВ приведены в табл. 3.2. К СИ, которые применяют на открытых горных работах, относят огнепроводный шнур (ОШ), средства его зажигания, капсулы-детонаторы (КД), детонирующий шнур (ДШ), неэлектрические системы инициирования типа «Нонель», СИНВ и Эдилин, пиротехнические реле-замедлители (РП) и промежуточные детонаторы (ПД).

Таблица 3.2

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

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

Примечание* – курсивом выделены наиболее часто применяемые на разрезах Кузбасса ВВ, изготавливаемые на ближайших заводах (ОАО «Знамя», ФГУП «Бийский олеумный завод», ЗАО «Нитро-Сибирь-Кузбасс», ООО «Азот-Черниговец» и др.) или в смесительно-зарядных машинах, непосредственно на месте производства взрывных работ

В настоящее время на разрезах Кузбасса наибольшее распространение получили неэлектрические системы инициирования СИНВ (ФГУП «Новосибирский механический завод «Искра») и Эдилин (ФГУП «Муромский приборостроительный завод»).

Для взрывания крепких углей применяется детонирующий шнур с целью исключения попадания волноводов СИНВ и Эдилин в полезное ископаемое, направляемое на обогатительную фабрику, где они усложняют процесс обогащения.

Характеристика СИ, допущенных Ростехнадзором к применению («Перечень взрывчатых материалов ...» [5]), приведена в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Средства инициирования зарядов ВВ

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

Продолжение табл. 3.3

Неэлектрические системы инициирования		
СИНВ-П (0; 17; 25; 42; 67; 109; 176; 200 мс) ДБИ-2 (0; 17; 25; 42; 55; 67; 109; 125; 150; 176; 200 мс)	Для передачи мгновенного или с замедлением инициирующего импульса на расстояние при ведении взрывных работ на земной поверхности	
СИНВ-С (100; 125; 150; 175; 200; 250; 300; 350; 400; 450; 500 мс) ДБИ-1 (475; 500 мс)	Для внутрискважинного и внутришпурового инициирования с замедлением ПД и боевиков при ведении взрывных работ на земной поверхности	
Промежуточные детонаторы (шашки)		
Наименование изделия	Масса, г	Назначение и условия применения
ТП-400 (тротиловые прессованные)	500	Для инициирования зарядов ВВ в сухих и обводненных скважинах
Т-400Г (тротиловые прессованные гидроизолированные)	400	
ТГ-500 (тротилогексогеновые литые)	500	
ПДП-300, ПДП-400, ПДП-600 (пентолитовые)	300, 400, 600	
БШД-800 и БШД-800У (баллистическое ракетное твердое топливо)	800	
ПТ-П300, ПТ-П500, ПТ-П750 (литая в полимерном корпусе)	300, 500, 750	

3.3.2.4. Взрываемость горных пород

Взрываемостью горных пород называется – способность горных пород сопротивляться взрывному разрушению. Характеризуется удельным расходом ВВ на разрушение единицы объёма породы при стандартных условиях взрывания. Для сопоставления результатов взрывов в качестве эталонного принимается взрыв на дробление 1 м³ породы при 6-ти свободных поверхностях (свободно подвешенный куб) с расположением эталонного ВВ (граммонита 79/21) в центре куба со степенью дробления $Z = 2$. Эталонный удельный расход ВВ определяется по эмпирической формуле

$$g_{\text{э}} = 2(\delta_{\text{сж}} + \delta_{\text{сдв}} + \delta_{\text{рас}}) \cdot 10^{-7} + 2\gamma \cdot 10^{-4},$$

где $\delta_{\text{сж}}$, $\delta_{\text{сдв}}$, $\delta_{\text{рас}}$ – соответственно пределы прочности на сжатие, сдвиг и растяжение, Па; γ – плотность породы, г/см³.

Горные породы по эталонному удельному расходу ВВ делятся на пять классов, а каждый класс на пять категорий:

I класс – легко взрывающиеся породы, $q_3 \leq 10 \text{ г/см}^3$;

II класс – средневзрывающиеся, $q_3 = 10,1-20 \text{ г/см}^3$;

III класс – трудно взрывающиеся, $q_3 = 20,1-30 \text{ г/см}^3$;

IV класс – весьма трудно взрывающиеся, $q_3 = 30,1-40 \text{ г/см}^3$;

V класс – исключительно трудно взрывающиеся, $q_3 = 40,1-50 \text{ г/см}^3$.

Внекатегорийные – $q_3 > 70 \text{ г/см}^3$.

Для конкретных условий расчётный удельный расход ВВ определяется с учётом природных факторов, определяющих сопротивляемость пород взрывному разрушению – прочности и блочности пород, их обводнённости; технологических факторов типа ВВ, степени дробления, диаметра скважин, угла их наклона, высоты уступа и др.

3.3.2.5. Определение удельного расхода ВВ

Рассмотрим определение удельного расхода ВВ для вскрышных пород угольных месторождений. Вскрышные породы этих месторождений по степени сопротивляемости взрывному разрушению делятся на пять категорий по блочности (табл. 3.4).

Таблица 3.4

Категория по взрываемости	Сопротивляемость пород взрывному разрушению	Категория блочности	Блочность пород	Средний диаметр естественной отдельности, м	Предел прочности на сжатие, МПа
I	Легко взрывающиеся	I	Мелкоблочные	до 0,8	до 40
II	Средневзрывающиеся	II	Среднеблочные	0,8–1,2	40–60
III	Средневзрывающиеся	III	Крупноблочные	1,2–1,6	60–80
IV	Трудно взрывающиеся	IV	Весьма крупноблочные	1,6–2,0	80–100
V	Трудно взрывающиеся	V	Исключительно крупноблочные	более 2,0	более 100

Рациональную степень взрывного дробления пород при транспортной технологии определяют из выражения

$$Z_p = 1 + d_e^2 (E^{0,25} + \Pi_{\text{ВВ}})^{-1}, \quad (3.10)$$

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

$$\Pi_{\text{ВВ}} = K_{\text{ВВ}} C_{\text{ВВ}} / C_{\text{ЭТ}}, \quad (3.11)$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов (см. формулу 3.9); $C_{\text{ЭТ}}$, $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость соответственно эталонного и рассматриваемого ВВ, руб.

Значение $\Pi_{\text{ВВ}}$ для конкретного ВВ приведено в табл. 3.2.

Удельный расход ВВ, обеспечивающий рациональную степень дробления пород Z_p , определяют по выражению:

$$q = 5d(Z_p - 1) / d_e, \quad (3.12)$$

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

Величину проектного удельного расхода ВВ (кг/м³) определяют с учётом обводнённости пород:

$$q_{\text{пр}} = K_{\text{В}} q, \quad (3.13)$$

где $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м³; $K_{\text{В}}$ – коэффициент, учитывающий обводнённость взрываеваемого массива.

$$K_{\text{В}} = 1 + 0,15(d_e - 1)h_{\text{В}} / h, \quad (3.14)$$

где $h_{\text{В}}$ – высота столба воды в скважине, м; h – высота уступа, м.

Диаметр скважин выбирается с учётом сопротивляемости вскрышных пород взрывному разрушению и вместимости ковша экскаватора. Скважины малого диаметра (125–150 мм) обычно применяют для трудновзрываеваемых пород и ковшей экскаваторов вместимостью 4–8 м³, большого в легко и средневзрываеваемых породах при использовании экскаваторов с вместимостью ковша более 10 м³. На разрезах для пород с прочностью до 60 МПа рекомендуется применять буровые станки типа СБР, с прочностью более 60 МПа – станки типа СБШ.

Угол наклона скважин зависит от принятой технологии разработки и категории пород по взрываемости. Поэтому при определении угла наклона скважин необходимо руководствоваться следующими рекомендациями:

– при разработке пород по транспортной технологии угол наклона скважин к горизонту следует принимать в легковзрываемых породах при высоте уступов до 12 м – 90° , в других случаях – 75° ;

– при бестранспортной технологии угол наклона выбирается из условия обеспечения максимального эффекта перемещения пород в выработанное пространство и составляет $75\text{--}60^\circ$ к горизонту.

При выборе угла наклона скважин следует помнить, что применение наклонных скважин улучшает качество взрывной подготовки, но увеличивает затраты на бурение и ухудшает условия для механизированной зарядки скважин.

3.3.2.6. Конструкция скважинных зарядов

Взрывание горных пород на открытых горных работах производят сплошными однородными и комбинированными скважинными зарядами, а также рассредоточенными зарядами. В состав сплошных однородных зарядов входят ВВ одной марки и промежуточный детонатор (рис. 3.2, а). Комбинированные сплошные заряды применяют, как правило, при взрывании слабообводненных скважин, при этом обводненная часть скважины заряжается водоустойчивыми ВВ, а сухая часть – неводоустойчивыми ВВ (рис. 3.2, б), что позволяет снизить затраты на буровзрывные работы.

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

Заряд рассредоточивают инертным (рис. 3.2, в) материалом (буровая мелочь, шлак) или воздушными промежутками (рис. 3.2, г).

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

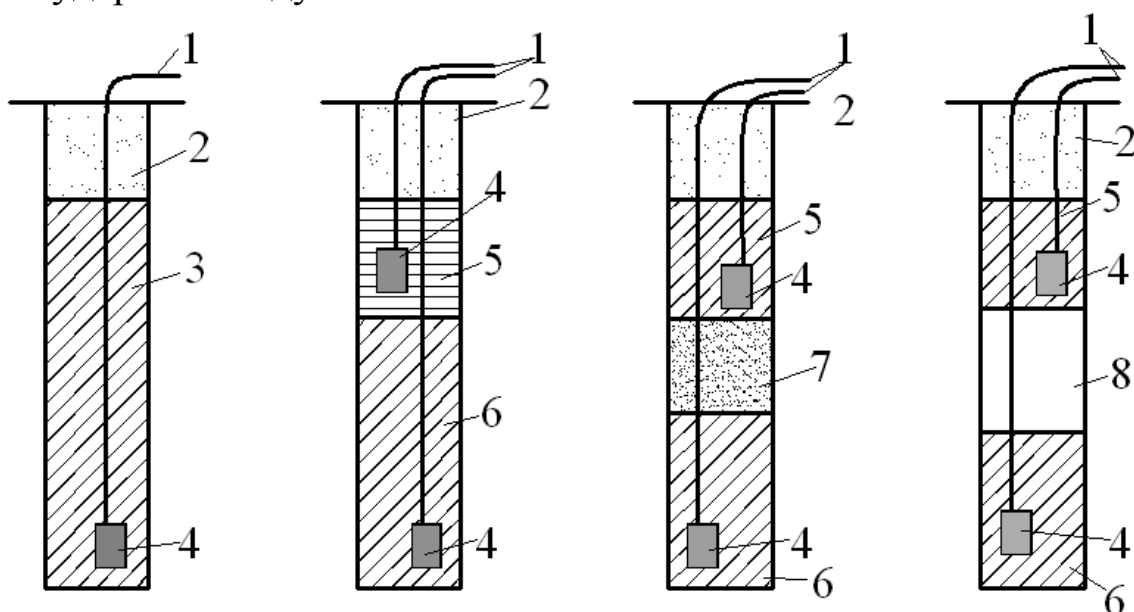


Рис. 3.2. Конструкции скважинных зарядов:

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

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

Длина скважины при взрывании с перебуром:

$$l_{\text{СКВ}} = h / \sin \beta + l_{\text{П}}, \quad (3.15)$$

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

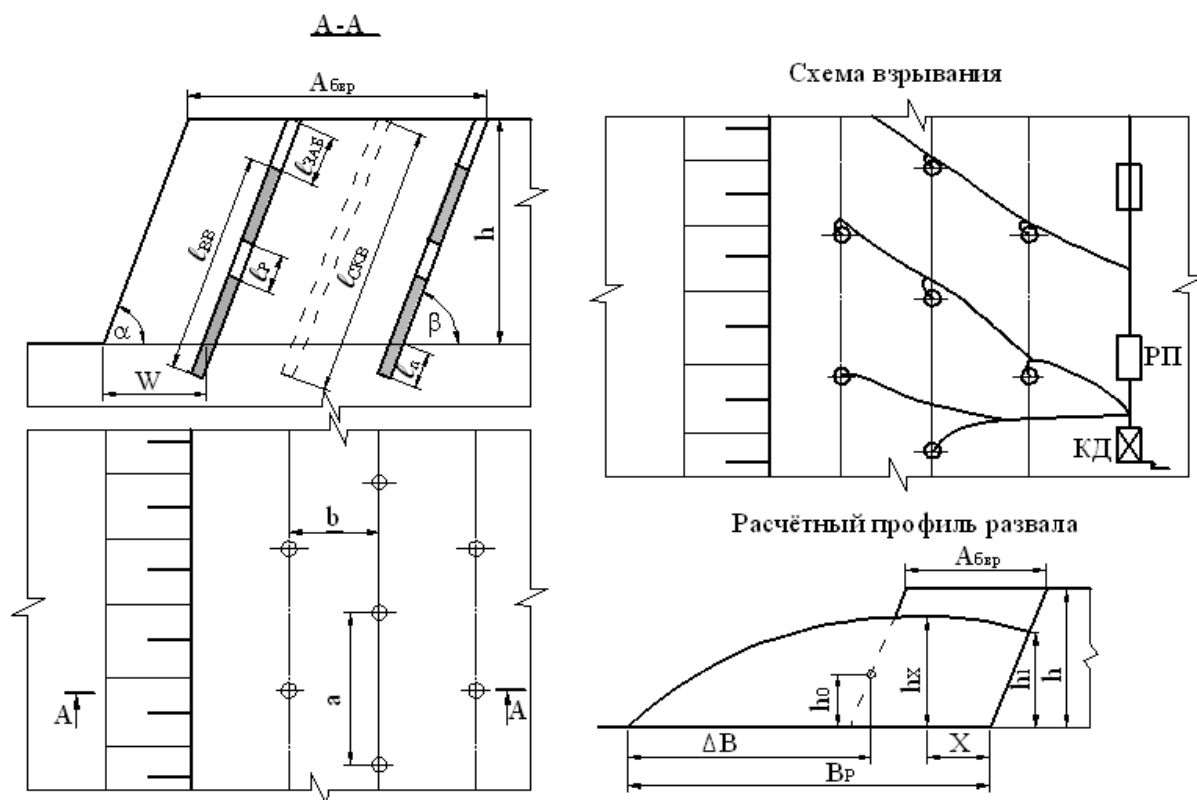


Рис. 3.3. Параметры расположения скважинных зарядов

$$l_{\Pi} = 3d \cdot d_e. \quad (3.16)$$

Угол наклона скважин к горизонту β обычно принимают в породах I категории по блочности и высоте уступа до 12 м, в породах II–VI категории по блочности $\beta = 70^\circ$.

Минимальную длину забойки (м) устанавливают [29] из условия полного охвата взрываеваемого массива дробящим действием заряда сплошной конструкции. При ведении взрывных работ с перебором

$$l_{\text{заб}} = l_n + 11,3d^{0,75}d_e^{-0,5}(\rho_{\text{ВВ}}10^{-3})^{0,5}, \quad (3.17)$$

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

Длина колонки заряда ВВ:

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}, \text{ м.} \quad (3.18)$$

Масса скважинного заряда сплошной конструкции, кг:

$$Q_{\text{СКВ}} = Pl_{\text{ВВ}}, \quad (3.19)$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг/м.

$$P = 0,25\pi d^2 \rho_{\text{ВВ}}. \quad (3.20)$$

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

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

$$\sum l_p = l_{\text{ВВ}} / (2,5d_e + 1), \text{ м.} \quad (3.21)$$

Длина отдельного воздушного промежутка:

$$l_p = (13,5 - 2,5d_e)d, \text{ м.} \quad (3.22)$$

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

$$n_p = [\sum l_p / l_p]. \quad (3.23)$$

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

$$l_{\text{заб.р}} = l_{\text{заб}} \left(1 - \sum l_p^* / l_{\text{СКВ}} \right); \quad (3.24)$$

$$l_{\text{ВВ р}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб р}} - \sum l_p^*, \text{ м,} \quad (3.25)$$

*если $n_p = 1$, то $\sum l_p = l_p$,

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

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

$$l_{\text{ВВ рВ}} = 0,35l_{\text{ВВ р}}; \quad l_{\text{ВВ рН}} = 0,65l_{\text{ВВ р}}, \quad (3.26)$$

где $l_{\text{ВВ рВ}}$, $l_{\text{ВВ рН}}$ – длина соответственно верхней и нижней колонки заряда ВВ, м.

В этом случае масса рассредоточенного заряда ВВ в скважине составит

$$Q_{\text{СКВ р}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ р}}, \quad (3.27)$$

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

$$Q_{\text{СКВ рВ}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ рВ}}; \quad Q_{\text{СКВ рН}} = 0,25\pi d^2 \rho l_{\text{ВВ рН}}. \quad (3.28)$$

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

– при вертикальном расположении скважин

$$l_{\text{ВВ рН}} = 0,5l_{\text{ВВ р}}; \quad (3.29)$$

– при наклонном расположении скважин

$$l_{\text{ВВ рН}} = 0,35l_{\text{ВВ р}}, \quad (3.30)$$

а оставшийся заряд делят на части пропорционально числу интервалов рассредоточения. Массы каждой части рассредоточенного заряда принимают аналогично выражениям ((3.28).

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

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

$$S = S_p, d_{\text{ср р}} = d_{\text{ср}}, \quad (3.31)$$

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

$$q_{\text{пр р}} = q_{\text{пр}} \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1}\right). \quad (3.32)$$

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

2. Если же удельный расход ВВ сохраняется путём изменения параметров расположения скважин, т. е.

$$S > S_p, q_{\text{пр р}} = q_{\text{пр}}, \quad (3.33)$$

то достигается улучшение качества дробления пород, которое определяется из выражений

$$d_{\text{ср р}} = 5dd_e \left[(5 + qd_e) \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1}\right) \right]^{-1} \quad (3.34)$$

или

$$Z_{\text{р р}} = 1 + d_e (5d + q_{\text{пр}}d_e) \left[5dd_e \left(1 - \sum l_p l_{\text{СКВ}}^{-1}\right) \right]^{-1}. \quad (3.35)$$

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

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

$$W_6 \leq W \leq W_{\max}, \quad (3.36)$$

где W_6 – линия сопротивления по подошве уступа из условия обеспечения безопасного бурения первого ряда скважин, м; W_{\max} – максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа, м;

$$W_6 = h \operatorname{ctg} \alpha + C_1 \quad (3.37)$$

$$W_{\max} = (50 - 8,5 d_e) d, \quad (3.38)$$

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

$$C_1 = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq 2, \quad (3.39)$$

где α_y – угол устойчивого откоса уступа, град.

При наклонном расположении скважин

$$W_6 \leq W = e \leq W_{\max}, \quad (3.40)$$

где e – расстояние между рядами скважин, м.

$$W_6 = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq C_1. \quad (3.41)$$

Расстояние между рядами скважин в буровой заходке, м:

– при вертикальном расположении скважин

$$b = (A_{\text{бвр}} - W)/n - 1; \quad (3.42)$$

– при наклонном расположении скважин

$$b = A_{\text{бвр}}/n, \quad C_1 \leq b \leq W_{\max}, \quad (3.33)$$

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

На практике обычно принимают

$$A_{\text{бвр}} \approx A_3 = (1,5 \div 1,7) R_{\text{чy}}, \quad (3.44)$$

где A_3 – ширина экскаваторной заходки, м; $R_{\text{чy}}$ – наибольший радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м.

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

$$\alpha = Q_{\text{скв}} n [A_{\text{бвр}} q_{\text{пр}} (H + h_{\text{п}})]^{-1}, \quad (3.45)$$

где h_{Π} – высота перебура, м.

$$h_{\Pi} = l_{\Pi} \sin \beta. \quad (3.46)$$

Расстояние между скважинами в ряду при рассредоточенных зарядах

- при $S = S_p, d_{срр} = d_{ср},$

$$\alpha = Q_{скв р} n [A_{бвр} q_{пр р} (H + h_{\Pi})]^{-1}; \quad (3.47)$$

- при $S > S_p, q_{пр р} = q_{пр},$

$$\alpha = Q_{скв р} n [A_{бвр} q_{пр} (H + h_{\Pi})]^{-1} \quad (3.48)$$

Число рядов скважин n и расстояние между ними b определяется подбором из выражений с учётом того, что n должно быть числом целым и $a \geq b$.

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

При сложном строении взрывааемых уступов параметры буровзрывных работ (удельный расход, сетку скважин, конструкцию скважинных зарядов) уточняют по методике, приведённой в работах [29].

3.3.2.7. Пример расчёта параметров сетки скважин

Для пояснения метода подбора a , b , W и n приводим пример их расчёта. Исходные данные: экскаватор ЭКГ-10; высота уступа 15 м; угол рабочего откоса уступа – 75° ; угол устойчивого откоса уступа – 60° ; диаметр скважины 0,27 м; диаметр естественной отдельности 1,5 м; масса заряда в скважине 544 кг; длина перебура 1 м; удельный расход ВВ $0,73 \text{ кг/м}^3$.

Линия сопротивления по подошве уступа при наклонном расположении скважин

$$W_0 = 15 (\text{ctg} 60 - \text{ctg} 75) \approx 4,6 \text{ м} > 2 \text{ м};$$

$$W_{\max} = (50 - 8,5 \cdot 1,5) \cdot 0,27 \approx 10 \text{ м};$$

$$4,6 \text{ м} < W_{\text{н}} = b \leq 10 \text{ м}.$$

Ширина буровзрывной заходки изменяется в пределах

$$A_{\text{бвр}} = (1,5 \div 1,7) \cdot 12,6 = (18,9 \div 21,4) \text{ м}.$$

Принимаем $b = 10$ м, тогда число рядов скважин будет изменяться в пределах

$$n = (18,9 \div 21,4) / 10 = (1,9 \div 2,1) \text{ шт.}$$

Расстояние между скважинами в ряду при $n = 2$ и

$$A_{\text{бвр}} = 10 \cdot 2 = 20 \text{ м}$$

$$a = 544 \cdot 2 \cdot [20 \cdot 0,73 \cdot (15 + 0,97)]^{-1} \approx 4,7 \text{ м}.$$

Сравниваем величины a и b

$4,7 < 10$, т. е. условие $a \geq b$ не выполняется.

Принимаем $b = 6,5$ м

$$n = (18,9 \div 21,4) / 6,5 \approx (2,9 \div 3,3) \text{ шт.}$$

При $n = 3$ и $A_{\text{бвр}} = 6,5 \cdot 3 = 19,5$ м

$$a = 544 \cdot 3 \cdot [19,5 \cdot 0,73 \cdot (15 + 0,97)]^{-1} \approx 7 \text{ м}.$$

$7 > 6,5$, т. е. условие $a \geq b$ выполняется.

Окончательно принимаем: $W_{\text{н}} = 6,5$ м; $n = 3$ шт.;

$$a \times b = 7 \times 6,5 \text{ м}; A_{\text{бвр}} = 19,5 \text{ м}.$$

3.3.2.8. Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления

При многорядном (два и более рядов) взрывании скважин на угольных разрезах нашли практическое применение (рис. 3.4) порядная, диагональная, поперечная и врубовые схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ), которые принято считать базовыми.

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

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

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

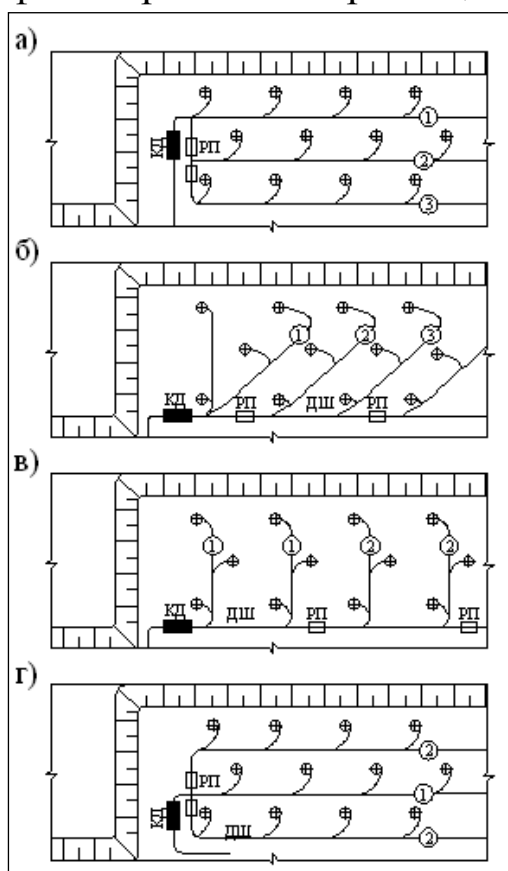


Рис. 3.4. Схемы КЗВ:

- а – порядная;
- б – диагональная;
- в – поперечная;
- г – врубовая

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

Время замедления рекомендуют принимать в следующих пределах: при взрывании мелкоблочных пород – $70 \div 80$ мс; средне- и крупноблочных – $40 \div 50$ мс; весьма и исключительно крупноблочных – $30 \div 35$ мс [4].

В последующем при изучении дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ» студенты познакомятся с более дифференцированными оценками по обоснованию интервалов замедления.

3.3.2.9. Качество подготовки пород взрывом

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

Проектную ширину развала взорванной породы (B_p , м) (рис. 3.5) определяют как

$$B_p = A_{\text{бвр}} + \Delta B - h_0 \text{ctg} \alpha, \quad (3.49)$$

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

Дальность взрывного перемещения породы (м) зависит от схемы КЗВ; при *порядной* схеме КЗВ (ΔB_0) её определяют по формуле

$$\Delta B_0 = \cos \varphi^{-1} \left[P_1 + \left(P_1^2 + \frac{2h_0 \vartheta_0^2 \sin^2 \beta}{g \cos \varphi} \right)^{0,5} \right] - h_0 \text{tg} \varphi; \quad (3.50)$$

$$P_1 = \vartheta_0^2 (\text{ctg} \beta - \text{tg} \varphi) \sin^2 \beta / g,$$

где φ – угол наклона плоскости, на которой формируется развал, град; g – ускорение свободного падения, м/с²; ϑ_0 – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы, м/с.

$$h_0 = 0,5(h_3 - h_{\text{II}}) + M, \quad (3.51)$$

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

$$h_3 = l_{\text{ВВ}} \sin \beta; \quad h_{\text{II}} = l_{\text{II}} \sin \beta \quad (3.52)$$

$$\vartheta_0 = 2\vartheta_c [q_1 (\pi \rho_{\text{ВВ}})^{-1}]^{0,5n_1}, \quad (3.53)$$

где ϑ_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.

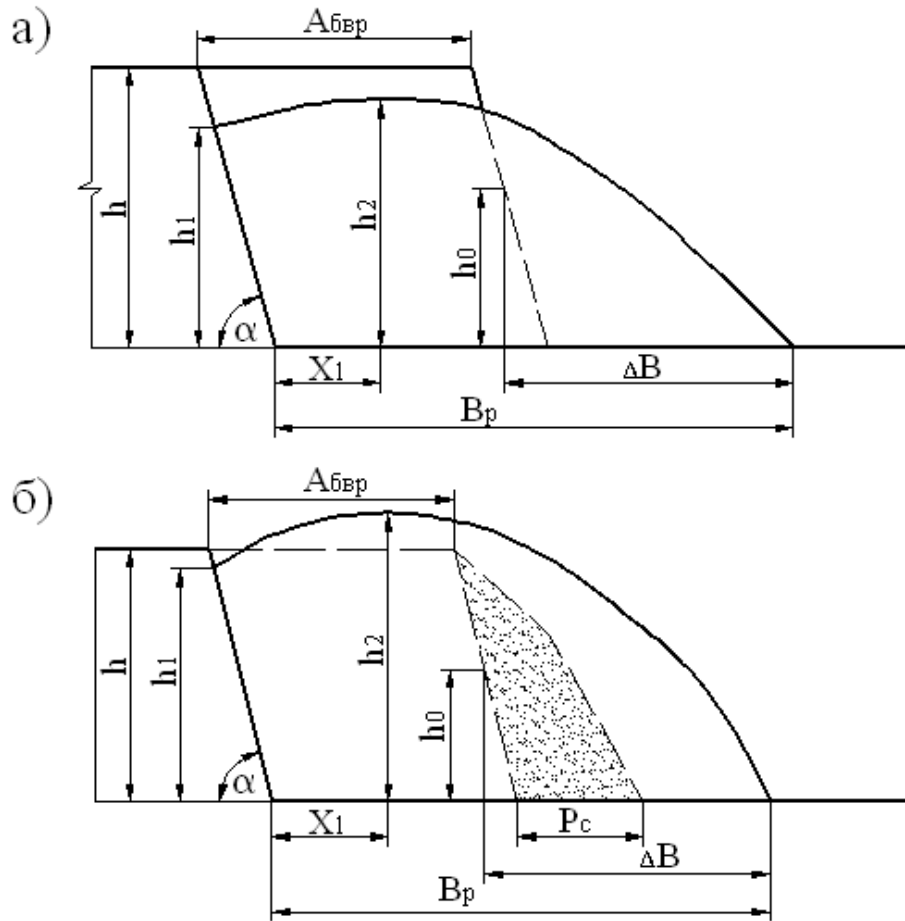


Рис. 3.5. Схемы к построению профиля развала:
a – при транспортной системе разработки;
б – при взрывании на подпорную стенку

$$\vartheta_c = 4370 - 1050d_e; n_1 = 1,35 - 0,06d_e; q_1 = \eta q_{\text{пр}}, \quad (3.54)$$

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

Дальность взрывного перемещения породы при других схемах КЗВ определяют как

$$\Delta B_{\psi} = \Delta B_0(0,73 + 0,27 \cos 2\psi), \quad (3.55)$$

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

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

$$\Delta B_{\text{д}} = 0,73\Delta B_0, \quad (3.56)$$

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

$$\Delta B_{\text{п}} = 0,46\Delta B_0. \quad (3.57)$$

При взрывании с подпорной стенкой (см. рис. 3.5, б) и поперечных схемах КЗВ дальность взрывного перемещения породы (м) определяется из условия:

$$\Delta B_{\text{пс}} = \begin{cases} 0,46\Delta B - 1,6P_c; & P_c \leq 0,29\Delta B_0; \\ 0; & P_c > 0,29\Delta B_0, \end{cases} \quad (3.58)$$

где P_c – ширина подпорной стенки по низу, м.

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

$$A_{\text{бвр}} + \Delta B_{\text{пс}} = N_3 A + P_c, \quad (3.59)$$

или

$$A_{\text{бвр}} + 0,46 B_0 - 1,6P_c = N_3 A_3 + P_c, \quad (3.60)$$

где N_3 – число проходов экскаватора по развалу, шт.; A_3 – ширина экскаваторной заходки, м.

Тогда величина подпорной стенки определится по выражению

$$P_c = 0,38(A_{\text{бвр}} + 0,46\Delta B_0 - N_3 A_3). \quad (3.61)$$

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

– высота развала по линии последнего ряда скважин, м

$$h_1 = 0,5m_1 h(3 - m_1^2)[(1 - m_1)^2 + 1]; \quad (3.62)$$

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

$$h_i(x) = h_1(1 - x)^{(1 - m_1)^2}; \quad 0 < x < B_p; \quad m_1 = A_{\text{бвр}}/B_p. \quad (3.63)$$

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

$$h_1 = 0,5m_1 h(3 - m_1^2); \quad (3.64)$$

$$h_1(x) = h_1(1 + 2x - 3x^2)^{1-m_1}, \quad (3.65)$$

а максимум высоты развала определяют точкой $x_1 = 1/3B_p$ (см. рис. 3.5, б).

Среднее значение коэффициента разрыхления:

– в профиле развала

$$K_p = 0,5(3 - m_1^2); \quad (3.66)$$

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

$$K_p = 1 + 0,5 q_{\text{пр}} (d_e + q_{\text{пр}})^{-1}. \quad (3.67)$$

Качество дробления:

- средний диаметр куса взорванной горной массы, м

$$d_{\text{ср}} = 5 d d_e (5d + q_{\text{пр}} d_e)^{-1}; \quad (3.68)$$

– выход негабаритной массы по ковшу экскаватора, %

$$\varphi(x_H) = 100 e^y, \quad (3.69)$$

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

$$x_H = 0,75 E^{0,33}; \quad y = [-1,25(x_H / d_{\text{ср}})]^{2,5}. \quad (3.70)$$

3.4. Взрывное дробление негабаритных кусков породы

Интервал изменения среднего негабаритного куса взорванной горной массы колеблется в пределах $x_H - d_e$. Доля негабаритных кусков в объёме взрывающегося блока составляет $\varphi(x_H)$. При этом средневзвешенный объём негабаритного куса составляет (м^3):

$$V_{\text{срн}} = 0,8 d_{\text{срн}}; \quad V_{\text{н max}} = 0,8 d_e^3.$$

Дробление негабаритных кусков породы можно осуществлять с помощью шпуровых и наружных (накладных или кумулятивных) зарядов. Производится это, как правило, во время массового взрыва.

Дробление негабарита методом шпуровых зарядов осуществляют как с помощью обычных россыпных или патронированных ВВ и забойки шпуров буровым шламом, так и микровзрывами. Сущность технологии дробления негабарита с помощью микровзрывов заключается в размещении ВВ массой 20÷50 г в водоустойчивой оболочке в шпуре, который после заряжения ВВ заполняется водой. Данный способ дробления негабарита по сравнению с обычным уменьшает удельный расход ВВ в 5÷15 раз.

При дроблении негабаритных кусков породы методом шпуровых зарядов расход бурения и ВВ принимают по объёму куска (табл. 3.5).

В случае дробления негабаритных кусков накладными россыпными или патронированными ВВ удельный расход ВВ составляет 0,8÷2,5 кг/м³. Причем с увеличением объёма негабаритного куска он уменьшается.

Применение кумулятивных зарядов позволяет уменьшить удельный расход ВВ по сравнению с накладными россыпными или патронированными в 5÷8 раз, а их тип и количество принимают по данным табл. 3.6.

Таблица 3.5

Расход бурения шпуров и ВВ

Параметры	Объём негабаритного куска, м ³								
	1	2	4	6	8	10	15	20	25
Длина шпура, м	0,5	0,6	0,8	1,0	1,0	1,1	1,2	1,2	1,3
Количество шпуров, шт.	1	1	1	1	2	2	2	3	3
Масса заряда ВВ в шпуре при использовании россыпных или патронированных ВВ, кг	0,1	0,2	0,4	0,6	0,4	0,5	0,75	0,65	0,8
Масса заряда ВВ в шпуре при взрывании микро-зарядами, кг	0,02	0,025	0,03	0,035	0,03	0,035	0,04	0,04	0,045

Таблица 3.6

Рекомендуемые типы кумулятивных зарядов

Тип Заряда	Масса заряда, кг	Предельный объем негабаритного куска, м ³	Тип заряда	Масса заряда, кг	Предельный объем негабаритного куска, м ³
ЗКН-500	0,5	1,0	ЗКП-400	0,475	1,6
ЗКН-1000	1,0	2,0	ЗКП-1000	1,230	4,0
ЗКН-2000	2,0	3,1	ЗКП-2000	2,180	6,0
ЗКН-4000	4,0	5,0	ЗКП-4000	4,2	10,0

3.5. Взрывная подготовка угля

Первичное дробление угольных массивов выполняют, как правило, методом скважинных зарядов, вторичное – механическим разрушением.

Рекомендуемые значения удельного расхода ВВ и диаметра скважин в зависимости от блочности угля приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Рациональные значения удельного расхода ВВ и диаметра скважин при взрывании угольного массива

Категория угля по блочности	Плотность угля, кг/м ³	Временное сопротивление сжатию, МПа	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Диаметр скважины, м
Мелкоблочные	1100–1300	20–30	0,10–0,15	0,15–0,16
Крупноблочные	1300–1600	30–40	0,15–0,20	0,125–0,15

С целью исключения возгорания угля для его взрывания следует применять ВВ с кислородным балансом, близким к нулю, типа граммонит 79/21, гранулиты, игданиты и др. Промежуточный детонатор должен быть мощным (типа тротиловой шашки ТП-400) и расположен при использовании ВВ типа игданит в верхней и нижней частях колонки ВВ, а в случае применения граммонитов и гранулитов – только в нижней части.

Параметры сетки скважин (a и b) устанавливают следующим образом:

$$a = (33 \div 35)d; b = 30d. \quad (3.71)$$

Массу заряда в скважине определяют по выражению:

$$Q_{\text{СКВ}} = qh_y ab, \quad (3.72)$$

где $Q_{\text{СКВ}}$ – масса заряда ВВ в скважине, кг; h_y – высота угольного уступа, м.

Длину колонки ВВ $l_{\text{ВВ}}$ сплошного заряда находят по формуле

$$l_{\text{ВВ}} = Q_{\text{СКВ}} / P. \quad (3.73)$$

Длину скважины $l_{\text{СКВ}}$ и забойки $l_{\text{заб}}$ определяют по формулам

$$l_{\text{СКВ}} = h_y / \sin \beta; l_{\text{заб}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{ВВ}}. \quad (3.74)$$

Величину линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП):

– для вертикальных скважин

$$W = (43 \div 50)d; \quad (3.75)$$

– для наклонных скважин

$$W = b. \quad (3.76)$$

Качество взрывной подготовки угля значительно улучшается, если скважинный заряд ВВ рассредоточить воздушными промежутками, суммарную длину которых определяют из выражения

$$\sum l_p = (0,8 \div 1,0)l_{\text{ВВ}}, \quad (3.77)$$

а максимальное их количество рекомендуют принимать не более двух.

В этом случае

$$\sum l_p = 2l_p. \quad (3.78)$$

При взрывной подготовке угля рекомендуют применять схемы КЗВ с интервалом замедления между отдельными группами скважинных зарядов $50 \div 70$ мс.

3.6. Определение размеров опасных зон

Расчёт размеров опасных зон и допустимой величины массы одновременно взрывающегося заряда производят в соответствии с требованиями ПБ 113-407-01 «ЕПБ при взрывных работах» [8]. Определяют радиусы следующих опасных зон: сейсмического действия взрыва; действия ударной воздушной волны (УВВ); разлета кусков породы при взрыве.

3.6.1. Расчёт расстояний, опасных по разлету кусков породы

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

$$\tau_{раз} = 1250 \eta_3 \left\{ 0,1 \sigma_{сж} d [(1 + \eta_{заб}) a]^{-1} \right\}^{0,5}, \quad (3.79)$$

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

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

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

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

При $\eta_{заб} = 1$ выражение 2.71 приобретает вид

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

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a , $\eta_{заб}$, η_3 расчёт $\tau_{раз}$ по

формуле 3.71 следует производить, принимая наименьшие значения a , $\eta_{заб}$ и наибольшие η_3 из всех имеющихся в данной серии.

В условиях превышения верхней отметки взрывающегося участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $\tau_{раз}$ в направлении вниз по косогору должны быть увеличены и определяются согласно требованиям раздела VIII ПБ 113-407-01 [8].

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

Сравниваем полученное значение $\tau_{раз}$ с минимально допустимыми радиусами опасных зон для людей в соответствии с требованиями таблиц 5 (табл. 3.10) и 6 Приложения 1 ПБ 113-407-01 [8].

3.6.2. Расчёт радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны

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

$$\tau_в \geq K_в Q_c^{1/3} \leq [\tau_c], \quad (3.80)$$

где $K_в$ – коэффициент пропорциональности, значения которого зависят от массы мгновенно взрывающегося заряда, а также степени допустимых повреждений зданий (сооружений); Q_c – общая масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ, кг; τ_c – фактическое расстояние до охраняемого объекта, м.

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

$$Q_c = N Q_{скв}, \quad (3.81)$$

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

$$N \leq [\tau_c]^3 (K_B^3 Q_{\text{СКВ}})^{-1}. \quad (3.82)$$

Полученное значение N округляется до целого числа в меньшую сторону, а с целью упрощения монтажа взрывной сети на блоке N рекомендуется принимать кратным числу рядов скважин. Определенное таким образом значение Q_c является предельной допустимой массой мгновенно взрывающегося заряда ВВ.

3.6.3. Расчёт расстояний, опасных по сейсмическому действию взрыва

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

$$r_c = N^{1/6} K_T K_c Q_c^{1/3} \leq [r_c], \quad (3.83)$$

где K_T – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта (табл. 3.8); K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки (табл. 3.9); Q_c – общая масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ в серии, кг. Для конкретных условий ведения взрывных работ K_T , K_c и расстояние до охраняемого объекта $[r_c]$ известны. Рассчитана ранее и масса $Q_{\text{СКВ}}$ скважинного заряда ВВ.

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

По результатам расчёта $\tau_{\text{раз}}$, τ_c и τ_B на ситуационном плане наносятся опасные зоны для людей, машин и механизмов, зданий и сооружений. Но в любом случае безопасные расстояния для людей должны быть не меньше, чем указанные в табл. 3.10 [8].

Таблица 3.8

Значения коэффициентов K_r

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

Таблица 3.9

Значения коэффициента K_c

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

Таблица 3.10

Допустимые безопасные расстояния для людей при взрывных работах на земной поверхности

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

Кроме изложенной методики расчёта радиусов опасных зон по ЕПБ при взрывных работах [8], размеры сейсмически опасной зоны могут быть также определены по рекомендациям лаборатории сейсмики Магнитогорского государственного горно-металлургического университета [26] или на основании экспериментальных исследований и рекомендаций специализированной

организации, в частности новационной фирмы «КУЗБАСС-НИИОГР».

За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из рассчитанных по ударной воздушной волне и разлету кусков породы. Массовые взрывы зарядов ВВ на карьерах необходимо производить в соответствии с требованиями ПБ 113-407-01 «ЕПБ при взрывных работах» [8] и «Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности» [10].

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

В пояснительной записке к техническому расчёту указывают: место проведения взрыва; объём взрываемого блока; геологическое описание; наименование взрываемых пород и их параметры сопротивляемости взрывному разрушению, обводнённость; буровое и выемочное оборудование для данного блока; расстояние до охраняемых объектов и их характеристику; диаметр скважин; наименование ВВ и средств взрывания; проектный удельный расход ВВ; параметры расположения и конструкцию зарядов скважин; схему короткозамедленного взрывания и интервалы замедления; расход взрывчатых материалов; радиусы опасных зон; прочие сведения.

К пояснительной записке прилагают следующий графический материал: план расположения скважин на взрываемом блоке; поперечные профили по взрываемому блоку (рис. 3.3); конструкцию скважинных зарядов (рис. 3.2) с указанием места расположения боевиков, схему короткозамедленного взрывания, ситуационный план местности с указанием размеров опасных зон, охраняемых объектов, ЛЭП, коммуникаций и др., схему расположения постов охранной зоны, мест укрытия взрывников.

Распорядок проведения массового взрыва составляют для конкретного блока с указанием даты и времени его проведения.

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

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

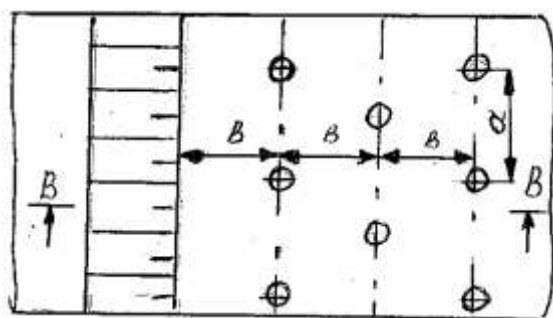
3.7. Организация БВР

На карьерах взрывные работы осуществляются специальными взрывными участками (цехами) или специализированными фирмами «Союзвзрывпром», «Кривбассвзрывпром» и др. Подготовка и проведение массовых взрывов на карьерах включает комплекс взаимосвязанных работ, к которым относятся: маркшейдерская съёмка взрываемого блока; составление проекта на взрыв; подготовка блока к обурированию; обурирование блока; контроль глубины пробуренных скважин; добурирование скважин; доставка ВВ и СВ на блок; зарядание скважин; доставка забоечного материала; забойка скважин; проверка готовности зарядов начальником взрыва; подготовка негабаритов к взрыву (экскаватором); доставка ВВ и СВ к негабаритам; зарядание и забойка в негабаритных кусках породы; отгон буровых станков; отгон экскаваторов; демонтаж дополнительного оборудования (трансформаторных киосков, емкостей для ГСМ и др.); демонтаж ЛЭП, контактной сети; инструктаж и выставление оцепления; монтаж взрывной сети; выполнение предупредительных сигналов; выполнение взрыва; проветривание места взрыва; проверка и ликвидация отказов; снятие оцепления; устройство подъездов к блоку; осмотр и восстановление ЛЭП, контактной сети; монтаж дополнительного оборудования; подгон экскаватора к блоку; подготовка забоя к работе.

Эффективным средством проведения в сжатые сроки большого и сложного комплекса работ, связанного со взрывом, с чёткой взаимоувязкой действий всех исполнителей во времени и пространстве является сетевой график.

3.8. Паспорт БВР

В соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и «Инструкцией по производству массовых взрывов», взрывные работы должны производиться по типовым проектам. Типовой проект определяет технику, технологию и организацию буровзрывных работ на карьерах. Он содержит исходные данные по взрываемости горных пород, типовые параметры, являющиеся основой расчёта взрывов, метод и порядок взрывных работ. В соответствии с типовым проектом на каждый взрыв отдельно составляется технический проект (паспорт БВР), учитывающий конкретные условия и задачи данного взрыва, который утверждается техническим директором карьера. Паспорт БВР включает план расположения скважин на взрываемом блоке, его характерные поперечные и продольные сечения, конструкцию заряда ВВ в скважине, схему взрывания и расчётный профиль развала (рис. 3.6).



№ п/п	Наименование показателя	Ед. измер.	Кол-во
1	Диаметр скважин	мм	214
2	Длина скважин	м	17,0
3	Длина заряда	м	10,5

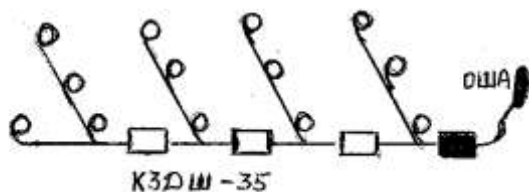
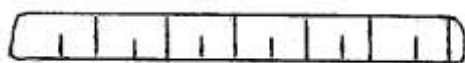


Рис. 3.6.

Все чертежи выполняются в масштабе с указанием на них численных размеров. Эти же значения расчётных параметров, а также параметры, неуказанные на чертежах, сводятся в таблицу,

которая является неотъемлемой частью паспорта БВР. Сюда же прилагаются выкопировка из плана горных работ, границы опасной зоны и постов оцепления, перечень организационных мероприятий по проведению взрыва и обеспечения безопасных условий, список ответственных за взрыв и подлежащих оповещению.

3.9. Механизация вспомогательных работ при ведении БВР

К вспомогательным работам при бурении и взрывании скважин относятся планировка площадок уступов для передвижения и установки буровых станков, доставка к месту работ бурового инструмента и материалов, перемещение бурового оборудования с уступа на уступ, погрузочно-разгрузочные работы на складах ВМ, подготовка компонентов и приготовление простейших ВВ, транспортирование ВВ к месту заряжания, заряжание и забойка скважин.

Подготовка площадок уступов к бурению заключается в освобождении их от ЛЭП, оборудования, очистке от снега и навалов породы, планировке площадок и устройстве дорог для передвижения буровых станков и автотранспорта. Эти работы выполняются с помощью бульдозеров и вспомогательного оборудования (грейдеров, перфораторов и др.). Доставка бурового инструмента, материалов и запасных частей осуществляется автомашинами или на железнодорожных платформах, оборудованных кранами, тальями и др. При концентрации на небольшой площади нескольких бурстанков целесообразно оборудовать простейшие передвижные мастерские.

Для приготовления простейших ВВ типа игданит на крупных карьерах применяют стационарные установки, а на карьерах небольшой мощности – передвижные установки. При автомобильной доставке аммиачной селитры в автомашинах типа «Цементовоз», она доставляется к базисному складу ВВ в рассыпном виде. Из автомашины сжатым воздухом аммиачная селитра подается на ленточный конвейер и далее на склад для постоянного хранения. В здании склада по мере надобности селитра мостовым краном с бадьей перемещается в бункер с роторной дробилкой, откуда по ленточному конвейеру в вместительную установку. В смесителе она перемешивается с дизельным топливом и через

бункер загружается в зарядную машину, которая доставляет его на взрывае́мый блок и производит зарядку скважин.

При доставке аммиачной селитры железнодорожным транспортом в мешкотаре для выгрузки мешков из вагонов используют машины с вакуумным захватом, которая перегружает их на ленточный конвейер, а он транспортирует их к растаривающему устройству. После растаривания аммиачная селитра хранится на базисном складе. Все дальнейшие процессы выполняются по выше описанной схеме. Существуют и другие схемы механизации приготовления простейших ВВ.

В целях улучшения погрузочно-разгрузочных работ на складах взрывчатых материалов применяют различные схемы. Например, вагоны с мешками ВВ поступают на базисный склад и остаются там в качестве «хранилищ». За счёт обменного фонда карьер возвращает МПС аналогичные порожние вагоны. При необходимости вагоны ВВ подаются на площадку вблизи карьера, где производится механизированное растаривание с помощью передвижных погрузочно-растаривающих установок и погрузка в транспортно-зарядные машины. Более совершенной является схема, когда ВВ с завода изготовителя поступает в специальных контейнерах с пневмодиафрагмами на базисный склад и разгружаются краном на площадку для хранения. По мере надобности контейнеры устанавливаются на шасси зарядных машин и доставляются к месту зарядания. Для механизации отдельных видов работ серийно выпускаются вибро-ленточные конвейеры, разгрузочно-транспортные машины с вакуумным и игольчатым захватом, аккумуляторные погрузчики, погрузочно-растаривающие установки, стационарные и передвижные пакетобразующие машины.

В качестве зарядно-транспортных машин используются следующие марки (табл. 3.11).

В качестве забоечного материала используют песок, мелкий щебень, «Хвосты» обогатительных фабрик. При большом расходе забоечного материала сооружаются специальные комплексы по его приготовлению. Для доставки забоечного материала и механизированной забойки скважин используются следующие серийно выпускаемые машины (табл. 3.12).

Таблица 3.11

Тип машины	Базовый автомобиль	Грузоподъемность	Производительность при непрерывной работе	Рекомендуемый диаметр заряжания, мм
МЗС-1М	МАЗ-509П	6	4	100–250
СУЗН-5А	КрАЗ-222	8	10,5	100–250
МЗ-4	БелАЗ-540А	25	25	160
МЗ-5	БелАЗ-548	40	38	200

Таблица 3.12

Тип машины	Рекомендуемый диаметр заряжания, мм	Глубина скважин, м	Производительность, т/ч	Вместимость бункера, м ³
ЗС-1Б	100 и более	до 25	15–20	5
СУЗН-1Б	100 и более	до 25	90	4,3
ЗС-2	100 и более	до 25	102	8

IV. Выемочно-погрузочные работы

4.1. Основные виды выемочно-погрузочных работ

Сущность выемочно-погрузочных работ на карьерах заключается в перемещении горной массы из забоя выемочно-погрузочным оборудованием в средства транспорта или непосредственно в отвал.

Выемка и погрузка горных пород из массива или развала может производиться одной машиной или комплексом машин. В качестве выемочно-погрузочного оборудования на карьерах используются экскавационные машины циклического и непрерывного действия.

В машинах циклического действия рабочий орган состоит только из одного ковша или режущего инструмента, периодически выполняющего функцию выемки и перемещения горной массы. К машинам этого типа относятся одноковшовые экскаваторы, скреперы, бульдозеры, погрузчики одноковшовые, грейферы

ры. Черпание или набор породы, её перемещение к месту разгрузки и разгрузка осуществляется машинами циклического действия последовательно. В совокупности эти операции составляют рабочий цикл.

В машинах непрерывного действия рабочий орган состоит из нескольких ковшей, перемещающихся по замкнутой траектории и создающий непрерывный поток грузов. К основным видам этих машин относятся роторные и многоковшовые цепные экскаваторы, бурошнековые машины и буровые комбайны.

По функциональному признаку карьерные выемочные машины делятся на выемочно-погрузочные и выемочно-транспортирующие. К выемочно-погрузочным машинам относятся все экскаваторы и другие машины за исключением скреперов и бульдозеров, которые относятся к выемочно-транспортирующим машинам.

Одноковшовые погрузчики в зависимости от выполняемых функций могут относиться к погрузочным и транспортирующим машинам.

4.2. Типы забоев

Выемка мягких, сыпучих и плотных пород производится непосредственно из массива, а выемка разрушенных пород – из развала или разрыхленного слоя. Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется забоем. Забоями могут быть следующие поверхности уступа или развала: торец уступа, откос уступа и площадка уступа. Соответственно различают следующие типы забоев: тупиковый (траншейный), торцевой (боковой), фронтальный (продольный) и забой площадку (рис. 4.1).

Тупиковый забой применяется при проведении траншей выемочно-погрузочными машинами в основном при использовании автомобильного и конвейерного, реже железнодорожного транспорта.

Торцевой забой наиболее характерен для одноковшовых экскаваторов. При этом типе забоя достигается максимальная производительность экскаваторов. Это объясняется небольшим

средним углом поворота экскаватора к разгрузке (не более 90°), удобной подачей транспортных средств под погрузку и минимальными простоями при перемещении и наращивании транспортных коммуникаций. Фронтальный забой этими типами выемочных машин используется редко, в основном при разработке разнородных заходок. При фронтальном забое средний угол поворота одноковшовых экскаваторов к разгрузке составляет $120\text{--}140^\circ$.

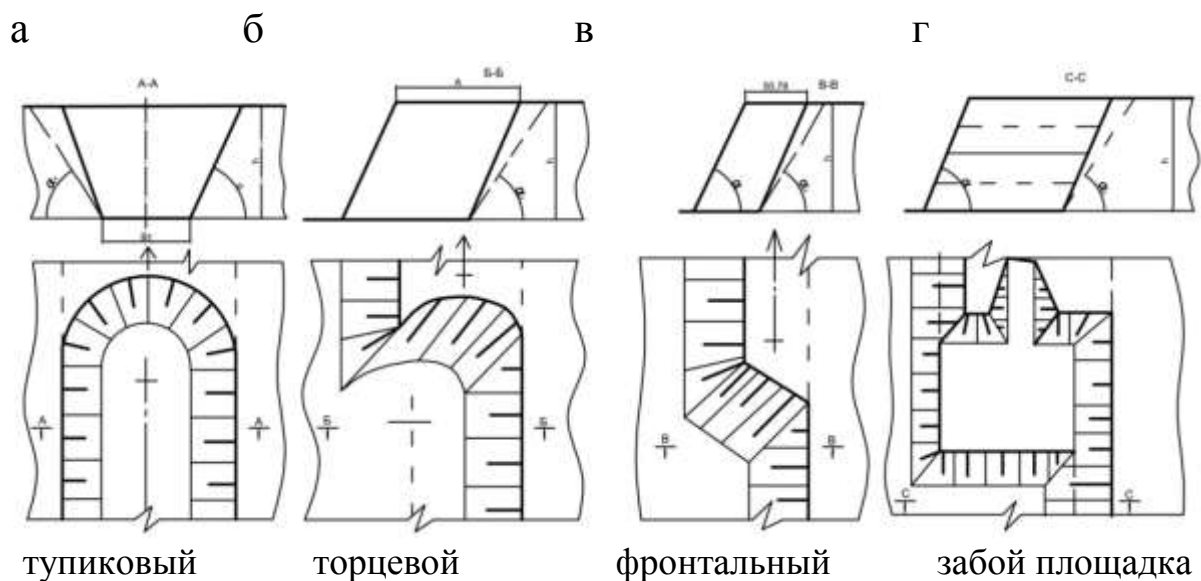


Рис. 4.1.

Из-за малой ширины заходки возникает необходимость более частого наращивания и перемещения транспортных коммуникаций. По этим причинам производительность экскаваторов резко снижается.

Фронтальный забой наиболее характерен для многоковшовых цепных и роторных экскаваторов. Забой-площадка применяется при разработке горных пород выемочно-транспортирующими машинами (бульдозерами, скреперами).

Забои всех типов по структуре могут быть однородными (простыми), если в их пределах породы имеют сравнительно одинаковые свойства, и разнородными (сложными), если в их пределах перемежаются вскрышные породы с существенно различными свойствами или вскрышные породы с полезными ископаемыми, или полезные ископаемые разных типов и сортов. В простых забоях производится валовая (сплошная) выемка пород,

в сложных забоях – как валовая, так и селективная (раздельная). Наибольшая производительность экскаваторов достигается при использовании простых забоев.

Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса. В мягких породах при разработке их мехлопатами торцевой забой имеет округлую форму в плане и вогнутую в профиле и крутой откос ($70\text{--}80^\circ$), соответствующий траектории ковша.

К забою принято относить также призабойное пространство в пределах радиусов действия этих машин. Поэтому часто говорят «обмен транспортных средств в забое», «нет транспорта в забое» и др.

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

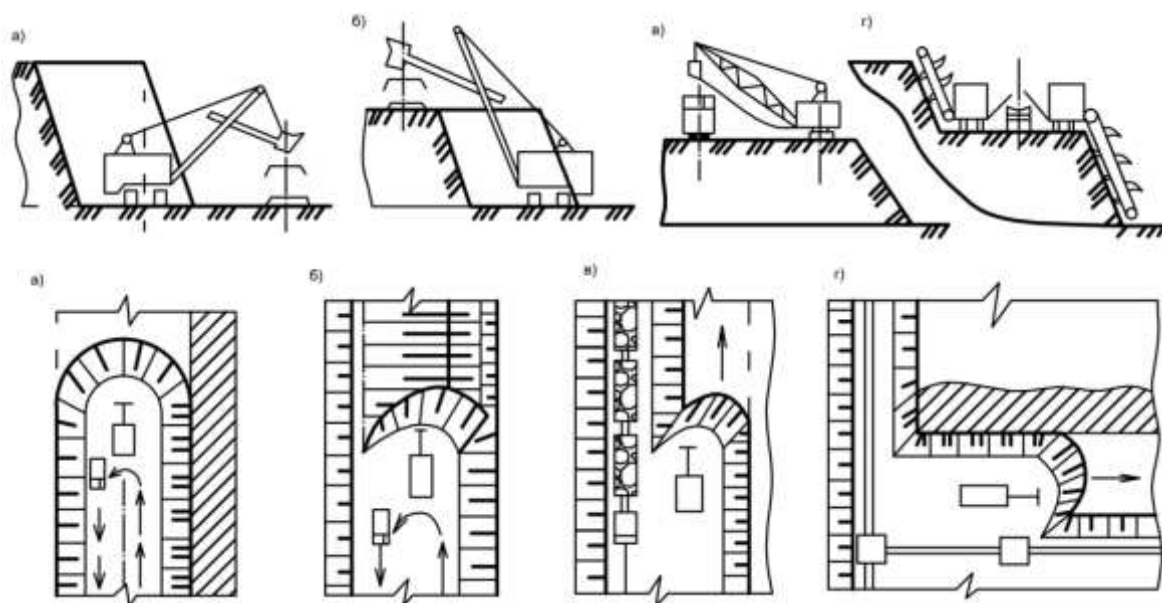


Рис. 4.2.

Аналогично различают и способы погрузки: на уровне стояния (а, в), верхнюю (б) и смешанную (г). Смешанная погрузка одновременно или поочередно включает погрузку на уровне стояния и верхнюю погрузку на промежуточный транспортный горизонт.

4.3. Типы заходок

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

По расположению относительно фронта работ уступа заходки подразделяются на продольные (рис. 4.3, а) (ориентированы вдоль фронта работ уступа), поперечные (рис. 4.3, б) (ориентированы в крест фронта уступа) и диагональные (рис. 4.3, в), (ориентированы под углом меньше 90° к фронту работ уступа).

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

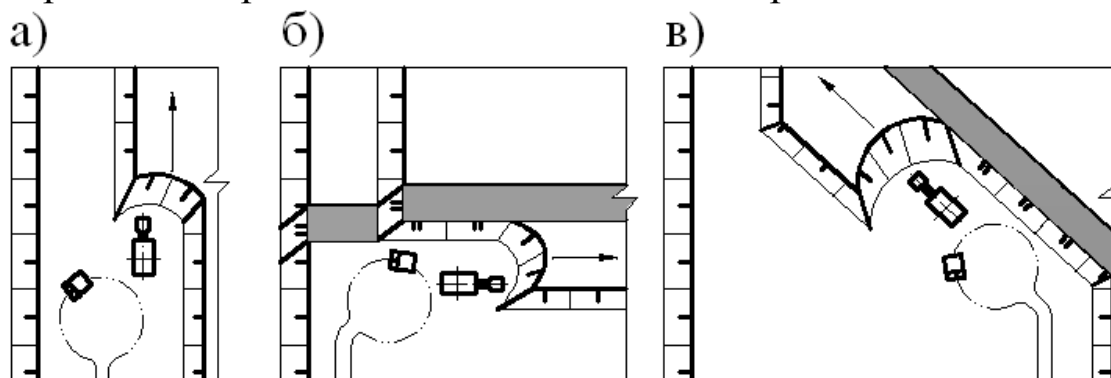


Рис. 4.3

По ширине заходки (А) делятся на нормальные (A_n), узкие (A_u) и широкие ($A_{ш}$). В нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров.

Узкие заходки отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров машин. Широкие заходки характеризуются переменным положением оси движения выемочных машин в плане по длине заходки (рис. 4.4). По структуре заходки могут быть однородными, разнородными и сложно-разнородными. Разнородные заходки характеризуются последовательной перемежаемостью по длине заходки пустых пород и полезного ископаемого или различных сортов полезного ископаемого. Забои в этих заходках простые и выемка валовая.

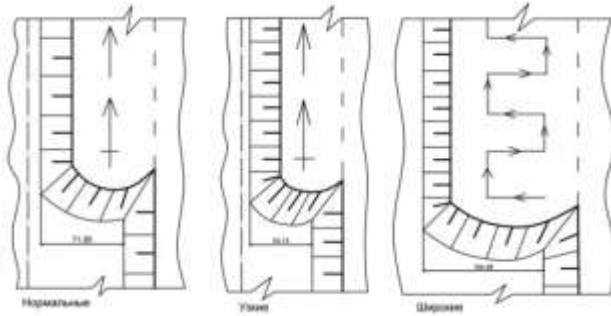


Рис. 4.4.

Сложноразнородными называются заходки, в пределах которых невозможно выделить отдельные участки только с пустыми породами или только с отдельными сортами ПИ.

Забои в этих заходках сложные, а выемка – селективная.

Часть заходки, выемка которой характеризуется законченным циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется блоком. Обычно блок называют по виду выемочной машины, например экскаваторный блок, скреперный блок и т. д. Понятие «блок» относится только к массиву горных пород в пределах уступа, но не развалу.

4.4. Экскавируемость горных пород

Выемка (копание) породы производится последовательным отделением стружек от забоя. Процесс копания в общем случае включает резание (скол) стружки и перемещение срезанной породы по поверхности экскавирующего органа (рис. 4.5). Расчётная площадь поперечного сечения *стружки*

$$F_p = b \cdot t,$$

где b , t – соответственно ширина и толщина стружки, м. Процесс копания характеризуется величиной удельного сопротивления копания (K_F , МПа)

$$K_F = P_k \cdot 10^{-3} / F_p,$$

где P_k – касательная сила сопротивления породы копанию, кН.

Форма поперечного сечения стружек (тел выколки) и их фактические замеры зависят от схемы копания, типа и структуры экскавируемых пород.

Каждая модель выемочной машины характеризуется расчётным (номинальным) усилием копания и, следовательно, номинальной площадью или размерами стружки.

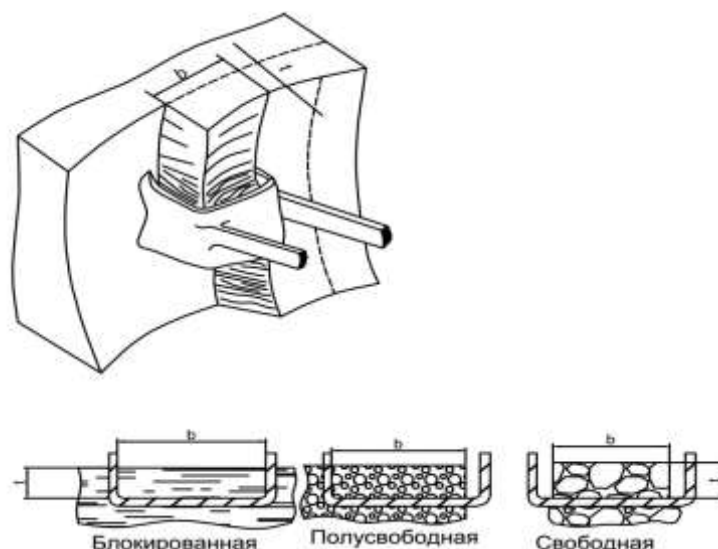


Рис. 4.5.

Снижение требуемого усилия копания достигается: уменьшением толщины стружки; применением свободной схемы копания, особенно при выемке скальных включений; использованием силы тяжести породы в верхней части забоя для её самообрушения; уменьшением длины стружек, что при выемке машинами циклического действия достигается выводом экскавируемого органа из забоя, а у машин непрерывного действия – увеличением числа режущих органов с уменьшением расстояния между ними. Таким образом, на эффективность выемки влияют физико-технические характеристики пород, тип выемочной машины и параметры забоя.

4.5. Классификация экскаваторов и их техническая характеристика

Из всех видов выемочных машин наибольшее применение получили экскаваторы. Конструктивно экскаваторы состоят из рабочего, механического, ходового и силового оборудования, рамы, кузова и механизмов управления.

По признаку конструктивной связи ковша со стрелой различают: одноковшовые экскаваторы – с жесткой связью (прямая и обратная лопата, гидравлический экскаватор), с гибкой связью (драглайн, грейфер); многоковшовые экскаваторы – цепные (ковши укрепленные на бесконечной цепи); роторные (рабочий орган – роторное колесо с ковшами).

По типу ходового оборудования: одноковшовые экскаваторы делятся на гусеничные, пневмоколесные, шагающие, плавающие; многоковшовые – на гусеничные, шагающие – рельсовые на железнодорожном ходу.

Одноковшовые экскаваторы в зависимости от назначения и конструктивных особенностей разделяются на:

- экскаваторы строительные гусеничные и пневмоколесные с ковшом вместимостью 0,16–2,5 м³ (тип ЭС);
- экскаваторы карьерно-строительные гусеничные с ковшом вместимостью 1,25–8 м³ (тип ЭКГС);
- экскаваторы карьерные гусеничные с ковшом вместимостью 2–20 м³ (тип ЭКГ);
- экскаваторы карьерные гидравлические гусеничные с ковшом вместимостью 12–20 м³ (тип ЭГ);
- экскаваторы вскрышные гусеничные с ковшом вместимостью 4–100 м³ (тип ЭКГу);
- экскаваторы шагающие (драглайны) с ковшом вместимостью 4–120 м³ (тип ЭШ).

По типу силового оборудования одноковшовые и многоковшовые экскаваторы бывают электрические, дизельные, дизель – гидравлические и электрогидравлические.

Прямые мехлопаты благодаря жесткой связи стрелы с ковшом развивают большие усилия черпания (до 3500 Н/см) и характеризуется большой прочностью рабочего оборудования. По объёмам выполняемых работ на карьерах прямые мехлопаты занимают доминирующее положение. Основной недостаток цикличность рабочего процесса. Строительные экскаваторы характеризуются универсальностью оборудования и большой маневренностью. Они оборудованы дизельным и дизельно-электрическим приводом и имеют гусеничный или пневмоколесный ход. Используется преимущественно на земляных работах в строительстве или на небольших карьерах по добыче глины, песка, гравия и других строительных горных пород. На крупных карьерах эти машины используются для раздельной выемки ПИ или различных сортов его, а также на вспомогательных работах. Экскаваторы карьерно-строительного типа являются промежуточными между строительными и карьерными. Применяются в основном при выполнении больших объёмов земельных работ в строитель-

стве. Карьерные мехлопаты являются основным выемочно-погрузочным оборудованием на карьерах. Они имеют рабочее оборудование прямой мехлопаты с ковшом 2–20 м³, много моторный электрический привод. В последнее время все более широкое применение получают гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием прямой и обратной лопаты.

Гидравлические экскаваторы имеют следующие конструктивные и технологические преимущества по сравнению с мехлопатами:

- дополнительная степень свободы рабочего оборудования (одновременная подвижность стрелы, рукоятки и ковша), обеспечивающая получение регулируемой характеристики черпания и слоевую (сверху вниз) разработку пород;

- в 1,5–2,5 раза меньшая удельная (на 1 м³ вместимости ковша) металлоемкость конструкции;

- быстрый монтаж, демонтаж рабочего оборудования, позволяющий использовать на одной машине различные его конструкции, что обеспечивает в заданный момент соответствие технологических параметров экскаватора условиям разработки.

Обратные гидравлические экскаваторы по сравнению с прямыми мехлопатами имеют следующие преимущества:

- большой радиус черпания на уровне стояния;

- возможность верхнего и нижнего черпания и погрузки транспортных средств на уровне стояния экскаватора, ниже и выше его;

- лучшую возможность селективной выемки пород при установке экскаватора на кровле разрабатываемого уступа и возможность выемки из-под слоя воды.

У вскрышных экскаваторов стрела и рукоять имеют увеличенную длину. Они предназначены в основном для перемещения породы в отвал. Экскаваторы ЭКГу с ковшом вместимостью до 15 м³ применяются также для погрузки горной массы в транспортные средства, расположенные выше горизонта установки экскаватора.

Драглайны, благодаря гибкой подвески рабочего органа, обеспечивают перемещение горной массы на большее расстояние, чем мехлопаты, но они развивают меньшие усилия черпания. Применяются для выемки и перевалки в выработанное простран-

ство мягких и разрыхленных (мелковзорванных) скальных и полускальных пород, а драглайны с ковшом менее 10 м^3 используют также для погрузки горной массы в транспортные средства.

Цепные многоковшовые и роторные экскаваторы используются для выемки мягких и плотных пород в условиях мягкого климата. Непрерывность выемки и безударность загрузки позволяют применять их в комплексе с ленточными конвейерами. Удельная производительность цепных многоковшовых экскаваторов (на 1 т их массы) на 25–30 % выше, чем у одноковшовых. Основным недостатком этих экскаваторов является большой износ направляющих устройств и черпаковой цепи. Роторные экскаваторы по сравнению с цепными в 1,2–1,4 производительнее и развивают большее усилие черпания.

4.6. Технологические параметры одноковшовых экскаваторов

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются: вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, удельное давление и рабочие параметры. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус, высоту черпания и разгрузки, глубину копания (рис. 4.6).

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

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

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

Глубина копания ($H_{\text{к}}$) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при нижнем черпании.

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

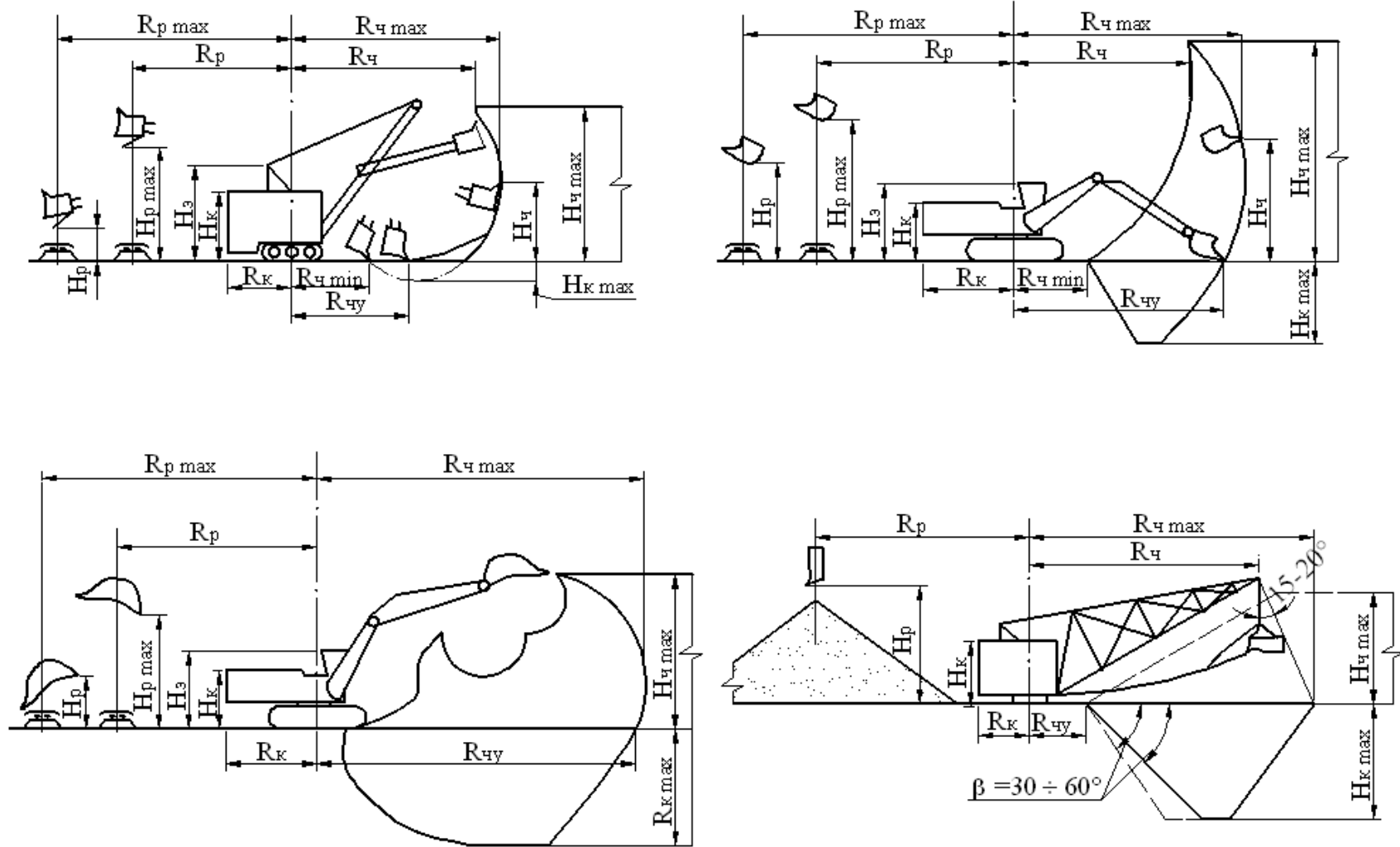


Рис. 4.6. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов: а – прямая мехлопата; б – прямая гидравлическая лопата; в – обратная гидравлическая лопата; г – драглайн

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

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

4.7. Технология выемки и погрузки пород механическими лопатами

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

Технологическая схема разработки верхним черпанием с погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора (рис. 4.7, а) может использоваться при применении любого вида транспорта и экскаваторов типа прямая мехлопата (ЭКГ).

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

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

$$h_H \leq H_{ч\max}, \quad (4.1)$$

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

Если мощность рыхлых отложений значительна, то её можно обрабатывать несколькими уступами.

Ширина заходки экскаватора по мягким породам, м:

$$A_{эH} = 1,5R_{чy}. \quad (4.2)$$

Углы устойчивого и рабочего откосов уступа определяют на основе результатов исследований физико-механических свойств горных пород. Для учебных расчётов значения углов откосов

уступов по мягким породам (наносам) можно принимать следующие, град:

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

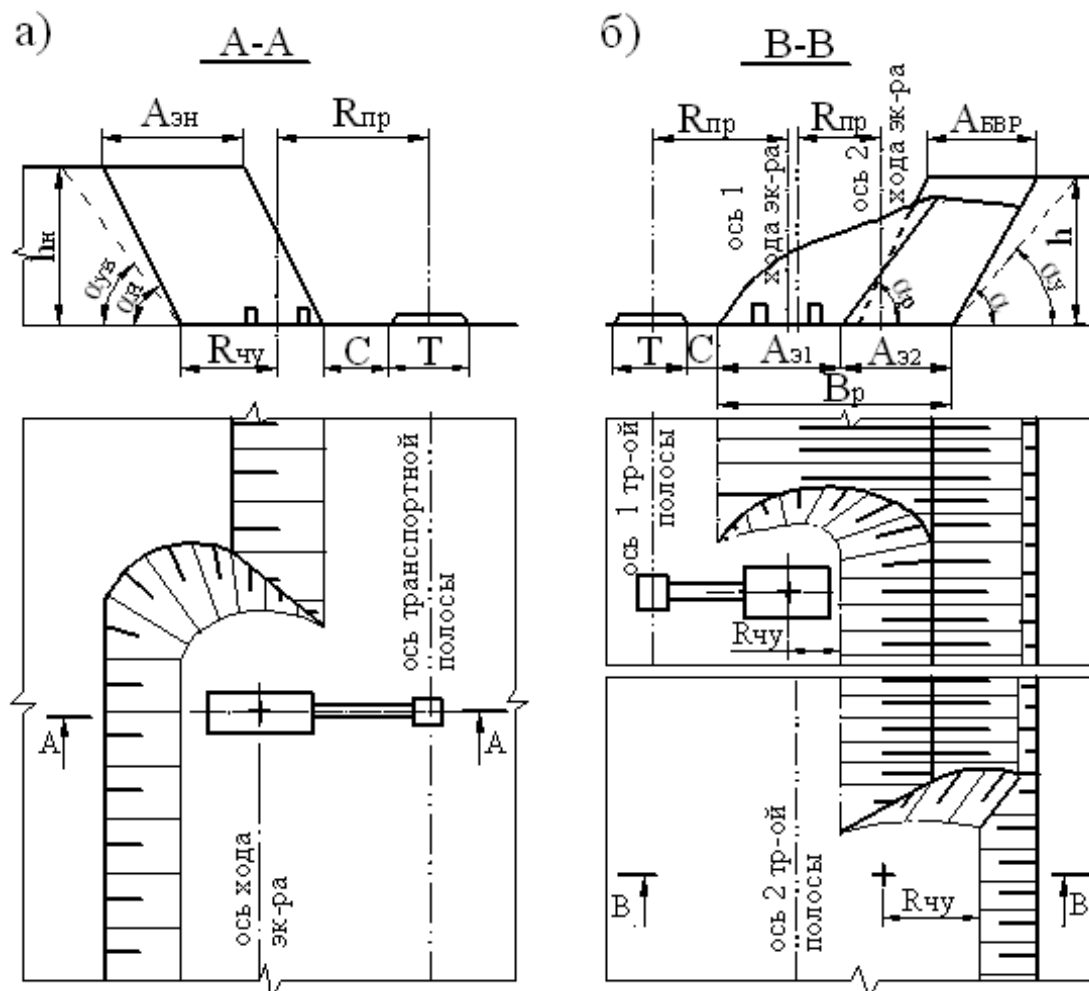


Рис. 4.7. Технологические схемы выемки мягких (а) и взорванных скальных пород (б) в боковом забое

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

$$R_{\text{пч}} = R_{\text{чу}} + h \text{ctg} \alpha \leq R_{\text{чmax}} \quad (4.4)$$

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

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

$$R_{\text{к}} + m \leq R_{\text{пр}} = A_{\text{эН}} - R_{\text{чу}} + C + \frac{T}{2} \leq R_{\text{р max}}, \quad (4.5)$$

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

При схеме подъезда автосамосвалов с кольцевым или тупиковым разворотами ось автодороги может находиться (см. рис. 4.3, а, в) в пределах ширины экскаваторной заходки (A_3).

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

Расчёт параметров этой схемы (рис. 4.7, б) ведётся для условий, когда марка экскаватора типа мехлопата задана в исходных данных, либо когда экскаватор необходимо выбрать по заданной высоте уступа.

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

Тогда высота уступа в массиве коренных пород (м) исходя из требований правил безопасности [24]

$$h \leq 1,5H_{\text{ч max}}. \quad (4.6)$$

Для второго случая исходными данными являются высота уступа (h). При этом осуществляется подбор марки экскаватора, обеспечивающего эффективную отработку развала взорванных горных пород параметры которого (ширина развала $B_{\text{р}}$ и высотные отметки развала $h_{\text{р}}$).

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

Высота забоя экскаватора по развалу, м

$$h_p \leq H_{ч\max}. \quad (4.7)$$

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

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

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

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

Ширина зигзагообразного хода экскаватора при железнодорожном транспорте ограничивается выражением:

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

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

- в массиве коренных пород:

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

- в развале:

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

Место установки транспорта под погрузку определяется через разгрузочный параметр ($R_{пр}$), который определяется по формуле (4.5).

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

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

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

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

Технологические схемы работы мехлопаты поперечными заходками могут применяться для разработки развала взорванных пород (рис. 4.8, а) большой ширины, а также полезного ископаемого (рис. 4.8, б) значительной мощности при использовании автомобильного транспорта и экскаваторов типа прямая мехлопата.

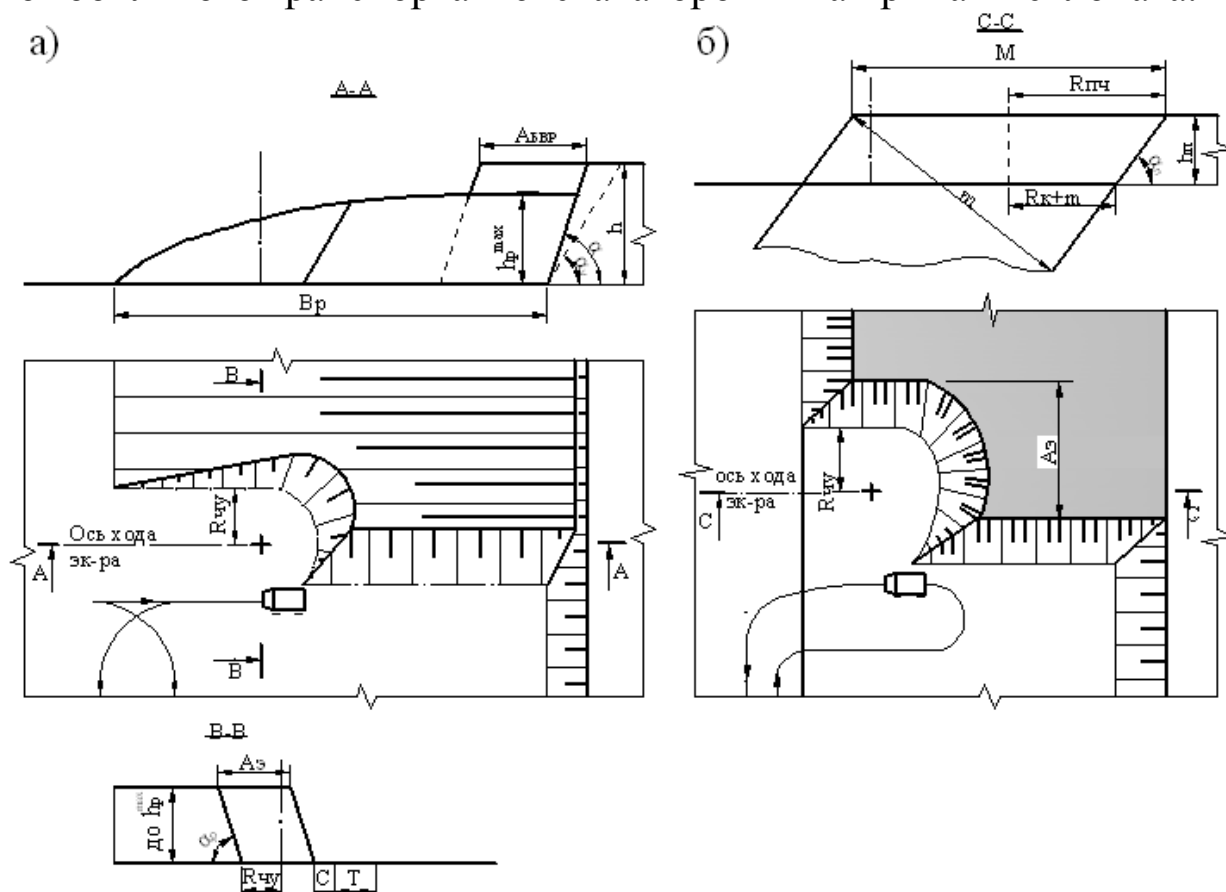


Рис. 4.8. Схемы работы мехлопаты при разработке взорванных пород и мощного пласта полезного ископаемого поперечными заходками верхним черпанием и погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Расчёт параметров технологической схемы по разработке взорванных пород ведется аналогично подходам, изложенным в пункте 4.7, а схемы по разработке полезного ископаемого (например, угля) также как для схемы разработки мягких пород (п. 4.7).

При этом следует иметь в виду, что при выемке угля возможно приближение экскаватора к нижней бровке вновь формируемого откоса уступа на расстояние $(R_k + m)$, тогда условие (4.4) записывается в виде

$$R_{пч} = (R_k + m) + h_{пч} \operatorname{ctg} \alpha_{пч} \leq R_{ч\max}, \quad (4.13)$$

где h_{Π} – высота уступа по полезному ископаемому, м.

Если ширина развала (B_p) или горизонтальная мощность полезного ископаемого ($M = \frac{m}{\sin \alpha_{\Pi}}$) позволяют осуществлять

кольцевой разворот автосамосвалов, определяемый по формуле (4.23), то принимают кольцевой (петлевой) разворот, если нет, то принимают тупиковый разворот (3.24). При этом разгрузочный параметр (4.5) не определяется.

Ширину поперечной экскаваторной заходки ($A_{\text{эп}}$) по взорванным скальным породам и углю определяют соответственно по формулам (4.8) или (4.2).

Для разработки как мягких, так и взорванных пород возможно также применение экскаваторов типа прямая гидравлическая лопата (ЭГ).

Отличием является то, что высота уступа принимается с учётом технологических параметров гидравлического экскаватора.

Радиус черпания на уровне стояния $R_{\text{чу}}$ принимается по значению радиуса черпания (копания) $R_{\text{ч max}}$ гидравлического экскаватора.

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

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

Для выемки пород в траншейном забое могут использоваться экскаваторы типа прямая механическая лопата, прямые и обратные гидравлические экскаваторы, а также драглайны. Работы могут вестись с верхним и нижним черпанием, при этом погрузка может быть на уровне стояния экскаватора, верхняя и нижняя.

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

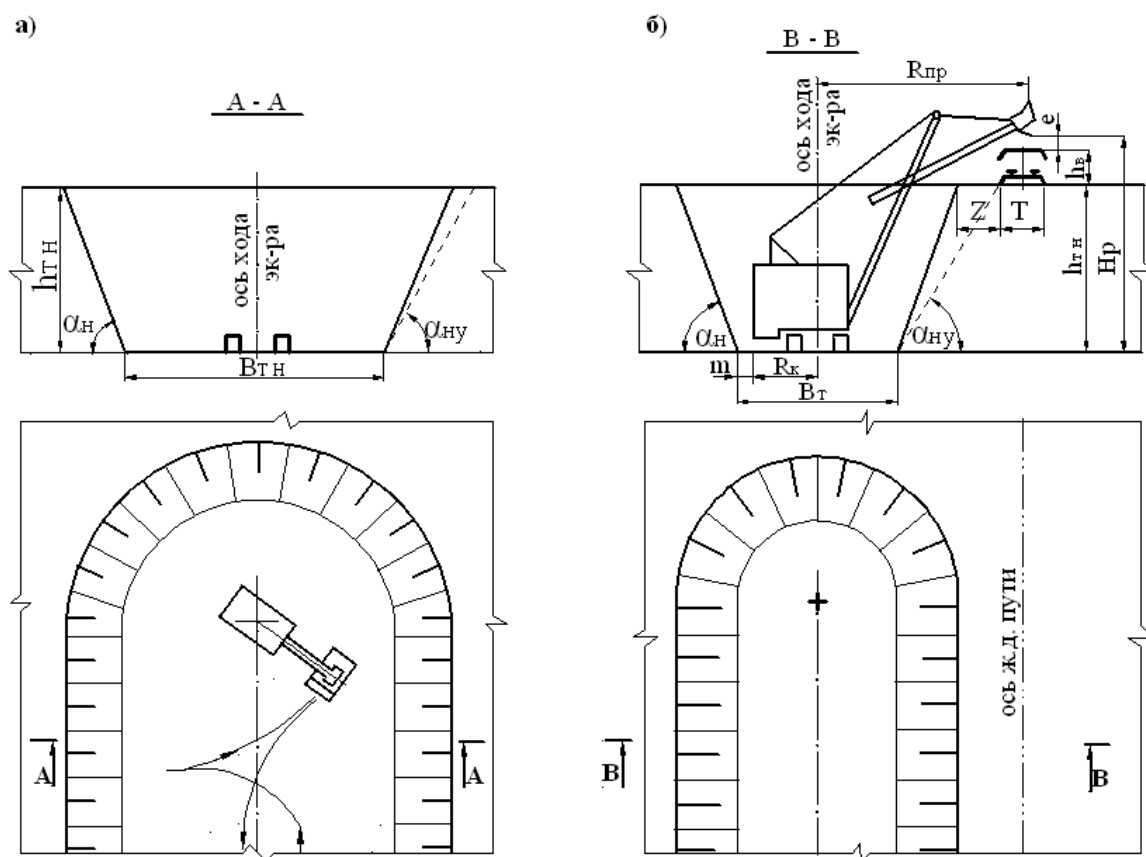


Рис. 4.9. Схемы работы мехлопаты при разработке мягких пород в траншейном забое: а – верхним черпанием и погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора; б – верхним черпанием и верхней погрузкой в средства транспорта

При проведении траншеи её глубину определяют по формуле (4.1), а углы откоса в диапазоне (4.3). При этом следует иметь в виду, что глубина траншеи должна обеспечивать подготовку уступа по мягким породам необходимой (эффективной) высоты. Если рыхлые отложения разрабатываются двумя и более уступами, то траншея проходится также двумя и более слоями.

Экскаватор, как правило, устанавливается посередине траншеи. Марка автосамосвала выбирается исходя из вместимости ковша экскаватора и дальности транспортирования вскрыши в соответствии с рекомендациями табл. 5.9.

Ширина траншеи по низу, м:
– по возможностям экскаватора
минимальная

$$B_{\text{ТН min}} = 2(R_{\text{к}} + m); \quad (4.14)$$

максимальная

$$B_{\text{ТН max}} = 2R_{\text{чy}}; \quad (4.15)$$

– по условиям разворота автотранспорта:
при кольцевой (петлевой) схеме подачи автосамосвалов

$$B_{\text{ТН петл}} = 2(R_{\text{а}} + 0,5b_{\text{а}} + m); \quad (4.16)$$

– при тупиковой схеме подачи автосамосвалов

$$B_{\text{ТН туп}} = R_{\text{а}} + 0,5b_{\text{а}} + 0,5l_{\text{а}} + 2m, \quad (4.17)$$

где $R_{\text{к}}$ – радиус вращения кузова экскаватор, м; m – безопасный зазор между кузовом экскаватора или автосамосвала и нижней бровкой уступа ($m = 0,5 \div 1,0$), м; $R_{\text{а}}$ – радиус поворота автосамосвала, м; $b_{\text{а}}$ – ширина автосамосвала, м; $l_{\text{а}}$ – длина автосамосвала, м (см. табл. 5.8).

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

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

В случае проведения траншеи по мягким породам (наносам) с использованием железнодорожного и реже автомобильного транспорта применяют технологические схемы работы экскаватора-мехлопаты верхним черпанием и верхней погрузкой в транспорт, находящийся на верхней площадке уступа (рис. 4.9, б).

Углы откосов траншеи по мягким породам определяются аналогично значениям, приведённым (4.3). Глубина траншеи должна обеспечить подготовку уступа по мягким породам, разрабатываемого боковым забоем, высота которого определяется по выражению (4.1). Если рыхлые отложения обрабатываются двумя и более уступами, то траншея также проходится двумя и более слоями.

Ширина траншеи по дну принимается, как правило, минимальной по возможностям экскаватора (см. формулу 4.21).

Для схемы, приведённой на рис. 4.9, б необходимо выполнить ряд проверочных расчётов.

По высоте разгрузки экскаватора ($H_{p\max}$, м)

$$H_{p\max} \geq h_H + h_B + e, \quad (4.18)$$

где h_H – высота транспортного средства, м (см. разд. 5); e – безопасный зазор между открытым днищем ковша экскаватора и кузовом транспортного средства в момент разгрузки ($e = 0,7-1,0$ м); h_H – высота уступа по наносам, м.

По радиусу разгрузки экскаватора ($R_{p\max}$), м

$$R_{p\max} \geq 0,5B_{TH} + h_H \operatorname{ctg}\alpha_H + Z_H + 0,5T, \quad (4.19)$$

где T – ширина транспортной полосы, м (см. разд. 4); Z_H – берма безопасности по наносам.

По радиусу черпания ($R_{ч\max}$), м

$$R_{ч\max} \geq R_{пч} = \frac{B_{TH}}{2} + h_H \operatorname{ctg}\alpha_H. \quad (4.20)$$

Если хотя бы одно из вышеназванных условий не выполняется, то необходимо либо уменьшить глубину траншеи, либо выбрать другой экскаватор.

Схема работы экскаватора типа обратная лопата при разработке мягких пород в траншейном забое с нижним черпанием и погрузкой горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора может применяться с использованием экскаваторов типа обратная гидравлическая лопата (ЭГО), как с автомобильным (рис. 4.10), так и с железнодорожным транспортом.

Глубина траншеи не должна превышать максимальной глубины черпания экскаватора ($H_{ч\max}$) и быть равной высоте уступа по наносам, обрабатываемого боковым забоем.

Ширина траншеи по дну (B_{TH}) должна быть минимальной и обеспечивать размещение оборудования при отработке следующей заходки боковым забоем

$$B_{TH\min} = C + T + II. \quad (4.21)$$

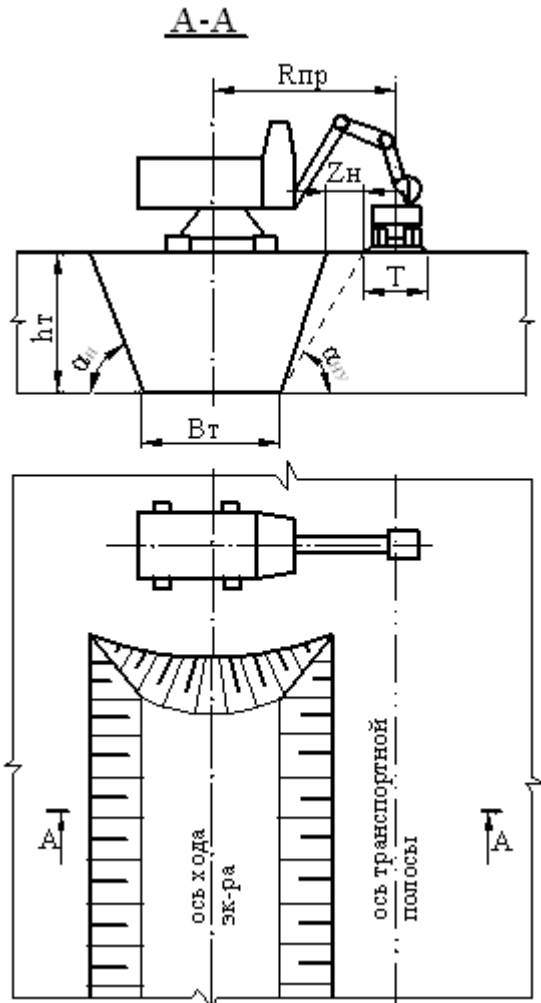


Рис. 4.10. Схема проведения разрезной траншеи по мягким породам нижним черпанием гидравлическим экскаватором типа обратная лопата с погрузкой на уровне стояния экскаватора

При применении железнодорожного транспорта он располагается на верхней площадке за пределами бермы безопасности (Z_H). Для схемы с применением железнодорожного транспорта делается проверочный расчёт по радиусу разгрузки

$$R_{p \max} \geq 0,5B_{\text{тн}} + h_{\text{н}} \operatorname{ctg} \alpha_{\text{н}} + Z_{\text{н}} + 0,5T \quad (4.22)$$

Если условие не выполняется, то уменьшают глубину траншеи или принимают другой экскаватор.

При применении автотранспорта эта проверка не требуется.

Проведение траншеи по коренным взорванным породам может осуществляться любым типом одноковшовых экскаваторов в комплексе с любым транспортом. При применении железнодорожного транспорта экскаватор будет работать, как правило, с верхней погрузкой (рис. 4.11), а при использовании автомобильного транспорта (рис. 4.12) – с погрузкой на уровне стояния экскаватора.

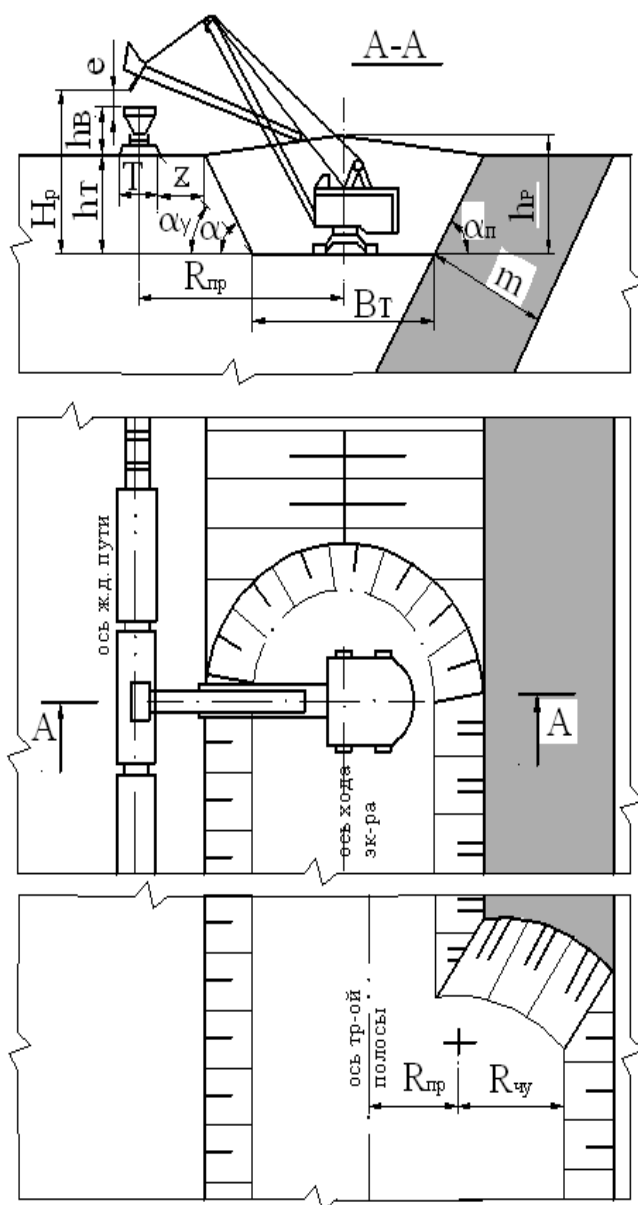


Рис. 4.11. Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород в траншейном забое верхним черпанием и верхней погрузкой горной массы в средства транспорта

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

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

$$H_{ч\max} \geq h_{р\tau}, \quad (4.23)$$

где $h_{р\tau}$ — высота развала в траншее (м) и позволять нарезать уступ по коренным породам высотой h , обеспечивающей эффективную работу экскаватора по отработке взорванных коренных пород боковыми забоями (см. п. 4.7). Высота развала при взрывании в за-

жатой среде обычно равна $h_{рТ} = k_p h$, при этом k_p определяют по формуле (2.59).

Ширину траншеи по коренным породам определяют по выражениям 4.14–4.17 и принимают минимальной по возможностям экскаватора.

Углы откоса борта траншеи по вскрышным породам (α и α_y) определяют по выражениям (4.10) и (4.11). Как правило, разрезную траншею по коренным породам проводят на контакте с залежью полезного ископаемого, поэтому угол второго откоса борта траншеи будет равен углу падения залежи (α_{II}). В траншее, проводимой на контакте с залежью полезного ископаемого, следует проверять, достаточны ли параметры экскаватора для черпания породугольного контакта, не остается ли в верхней части траншейного забоя породный «треугольник».

Для схемы 4.11, так же как для схемы по проведению траншеи по наносам (рис. 4.7, б), необходимо выполнить ряд проверочных расчётов.

По высоте разгрузки экскаватора ($H_{p\max}$, м)

$$H_{p\max} \geq h + h_B + e, \quad (4.24)$$

где h_B – высота транспортного средства, м; e – безопасный зазор между открытым днищем ковша экскаватора и кузовом транспортного средства в момент разгрузки ($e = 0,7-1,0$) м; h – высота уступа по наносам, м.

По радиусу разгрузки экскаватора ($R_{p\max}$), м

$$R_{p\max} \geq R_{чy} + hctg\alpha + Z + 0,5T, \quad (4.25)$$

где T – ширина транспортной полосы, м (см. разд. 4); Z – берма безопасности.

По радиусу черпания ($R_{ч\max}$), м

$$R_{чч} = \frac{B_T}{2} + hctg\alpha. \quad (4.26)$$

Если хотя бы одно из вышеназванных условий не выполняется, то необходимо либо уменьшить глубину траншеи, либо выбрать другой экскаватор.

При применении автомобильного транспорта (рис. 4.12) следует определить параметры траншеи аналогично подходам, изложенным в п. 4.7 (выражения 4.21–4.24), а также сделать проверку по формуле (4.27).

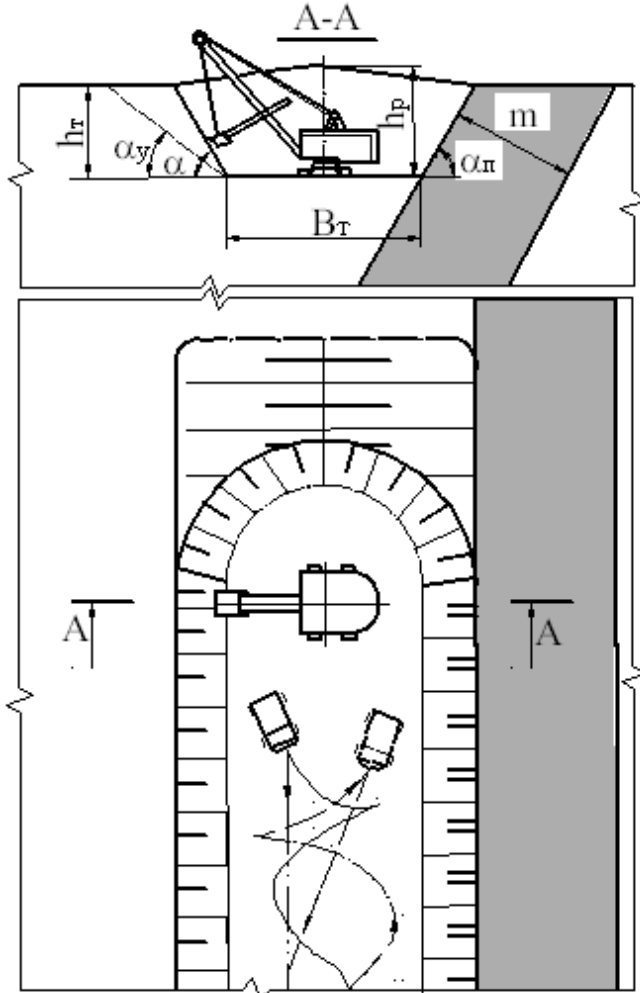


Рис. 4.12. Схема работы мехлопаты при разработке взорванных пород в траншейном забое при погрузке на уровне стояния экскаватора

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

$$R_{\text{пч}} = R_K + m + h \text{ctg} \alpha_{\text{п}} \leq R_{\text{ч max}} \quad (4.27)$$

В случае, когда качественное (полное) прочерпывание не обеспечивается, это может привести к разубоживанию и увеличению потерь добываемого полезного ископаемого. В этом случае траншею проводят слоями, иногда 2÷4 слоями (рис. 4.13).

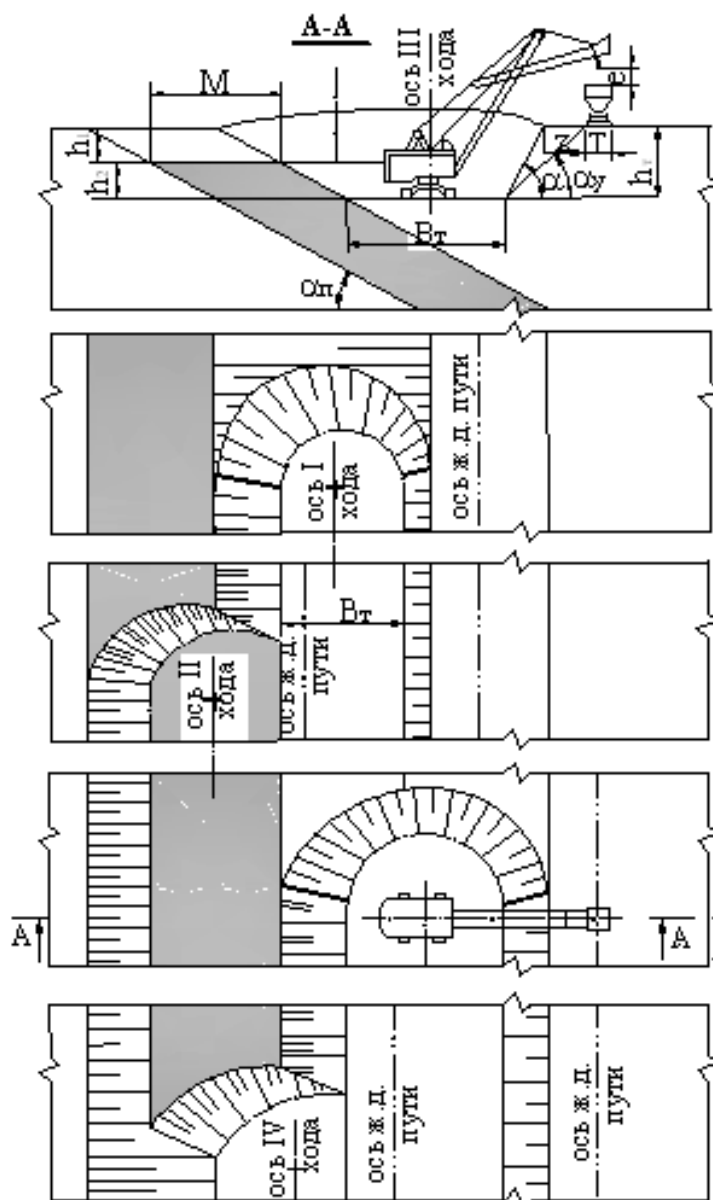


Рис. 4.13. Схема проведения разрезной траншеи по взорванным породам и выемки полезного ископаемого слоями

Параметры забоев по взорванным породам, приведённых на рис. 4.13, определяют по уже рассмотренным выше зависимостям.

Параметры забоев по полезному ископаемому, в случае когда его выемка не требует предварительного рыхления.

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

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

$$Q_{\text{ЭП}} = 3600E/t_{\text{ЦП}}, \quad (4.28)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ; $t_{\text{цп}}$ – паспортная продолжительность цикла, с.

Технической производительностью ($\text{м}^3/\text{ч}$) является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях:

$$Q_{\text{эч}} = 3600E K_{\text{э}} K_{\text{з}}/t_{\text{ц}}, \quad (4.29)$$

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

$$t_{\text{ц}} = (1,1 - 1,2)t_{\text{цп}}, \quad (4.30)$$

$$K_{\text{э}} = K_{\text{нк}}/K_{\text{рк}}, \quad (4.31)$$

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

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

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

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $K_{\text{иэ}}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены (табл. 4.1).

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

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

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

Таблица 4.1

Значения коэффициента $K_{иэ}$

Вид транспорта	Схема подачи транспортных средств	$K_{иэ}$
Железнодорожный	тупиковая	0,55÷0,65
	сквозная	0,7÷0,8
Автомобильный	тупиковая	0,6÷0,65
	кольцевая	0,7÷0,75
	сквозная	0,75÷0,85

Годовая производительность экскаватора, м³/год:

$$Q_{э год} = n_{год} Q_{э сут}, \quad (4.33)$$

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

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

Рабочий парк экскаваторов, шт.:

– по наносам

$$N_{э р н} = V_{н год} / Q_{э н год}; \quad (4.34)$$

– по коренным породам

$$N_{э р к} = (V_{к год} - V_{т к год}) / Q_{э к год}; \quad (4.35)$$

– по полезному ископаемому

$$N_{э р п} = V_{п год} / Q_{э п год}; \quad (4.36)$$

– при проходке траншеи по коренным породам

$$N_{э р т к} = V_{т к год} / Q_{э т к год}, \quad (4.37)$$

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

$$V_{т к год} = 0,5 h_{т к} [2B_{т к} + h_{т к} (\text{ctg} \alpha + \text{ctg} \alpha_{п})] L_{т к}, \quad (4.38)$$

где $h_{т к}$, $B_{т к}$ – соответственно глубина и ширина разрезной траншеи по низу по коренным породам, м; $\alpha_{п}$ – угол падения за-

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

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

$$L_{\phi} = L_{TK} = A/Mhr_{\Pi}, \quad (4.39)$$

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

$$M = m / \sin \alpha_{\Pi}; \quad (4.40)$$

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

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

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

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

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

4.8. Технология выемки пород драглайнами

Драглайны разрабатывают мягкие и мелко взорванные породы в основном в торцевом и тупиковых забоях. При этом он может располагаться на кровле уступа промежуточной площадке или на почве уступа.

Наибольшая производительность драглайна достигается при установке его на кровле уступа (рис. 4.17, а). В этом случае весь уступ отрабатывается с нижним черпанием, при котором производительность драглайна на 10–15 % выше, чем при верхнем черпании. Горная масса может разрушаться в отвал или в транспортные средства. Забой драглайна имеет криволинейные про-

филь, соответствующий траектории движения ковша. Высота уступа определяется глубиной черпания.

$$h \leq H_{\text{ч}}.$$

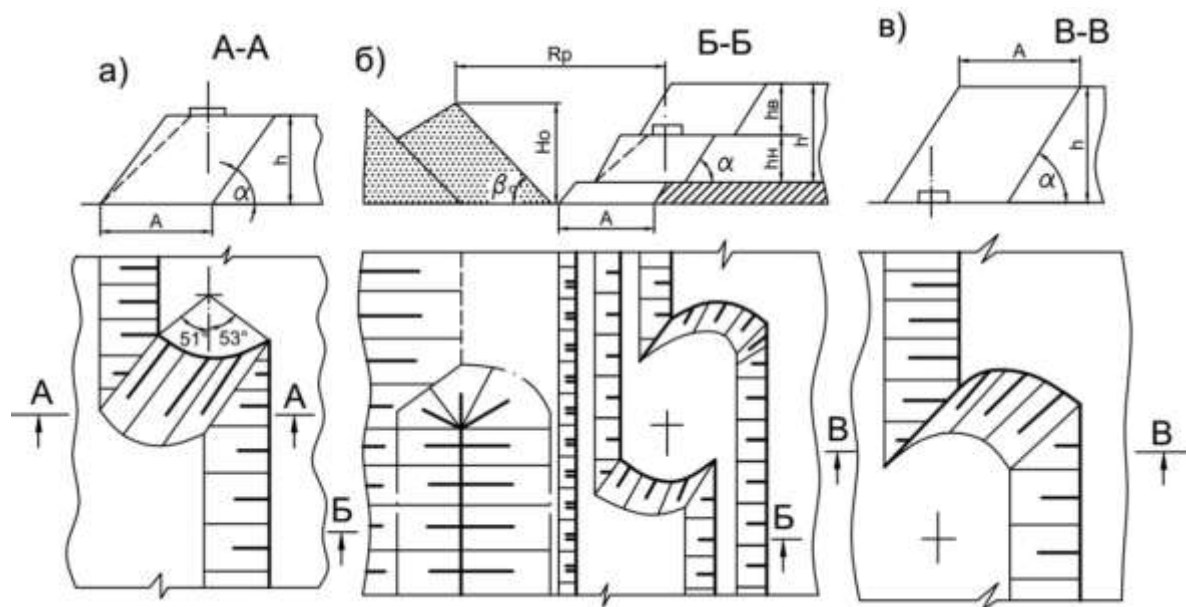


Рис. 4.14.

Ширина заходки максимальная

$$A_{\text{max}} = R_{\text{ч}} (\sin\varphi_1 + \sin\varphi_2),$$

где $\varphi_1 \approx \varphi_2 = 30 \div 45$ – угол поворота драглайна от оси его хода соответственно в сторону массива и выработанного пространства, градус.

Обычно при работе в отвал $\varphi_1 = 0$ и тогда

$$A = R_{\text{ч}} \sin\varphi_2.$$

Для драглайнов ЭШ–8/60, ЭШ–15/90, ЭШ–90/100 ширина заходки равна соответственно 23, 29, 42 и 47 м.

Схема с установкой драглайна на промежуточной площадке позволяет более полно использовать параметры экскаватора для увеличения высоты забоя. На почве драглайны устанавливаются редко, в основном при разработке неустойчивых пород. Драглайны составляют около 15 % парка экскаваторов страны. Ими выполняется около 15 % объёмов горных и земляных работ.

4.9. Технологические параметры многоковшовых экскаваторов

Ценные многоковшовые экскаваторы выпускаются на железнодорожном, гусеничном и пневмоколесном ходу.

Пневмоколесным ходом снабжаются только малые модели. Выпускаются экскаваторы с одной ковшовой цепью для верхнего или нижнего черпания, а также с двумя для верхнего и нижнего черпания. Экскаваторы могут быть неповоротными, неполно- и полноповоротными. У полноповоротного экскаватора верхняя часть с направляющей рамой может поворачиваться на 360° , что обеспечивает возможность попеременной разработки уступа верхним и нижним черпанием с одной рабочей площадки. По способу разгрузки различают экскаваторы с нормальной и боковой разгрузкой, которая применяется при погрузке в средства железнодорожного транспорта. Направляющая рама может быть жесткой или шарнирной. Экскаваторы с жесткой рамой применяются для валовой выемки, а с шарнирной – для отдельной выемки. Технологическая характеристика цепных экскаваторов представлена в табл. 4.2. Производство цепных экскаваторов – ГДР.

Таблица 4.2

Технологические параметры цепных экскаваторов

Показатели	ТИП ЭКСКАВАТОРА								
	Дс=800	Дс=1600	Дс=1120	Дс=2240	Дс=3150	Дс=4500	Дс=560	Дс=1200	Дс=2240
Теоретическая производительность по рыхлой массе м ³ /ч	1050	2100	1980	2800	7800	1150	1000	2850	5500
Высота черпания, м	22	22	17	23	17	33	17	20	32
Глубина черпания, м	20,5–23,5	23–26,5	17–20	20–23	25–17	33	17,5	20	32
Вместимость ковша, л	800	1600	1120	2240	3150	4500	560	1200	2240
Скорость передвижения, м/мин	5–15	3–10	2,8–9	4–8	2–6	3–9	3–8	5,6–8	2–6
Масса, т	1100	2180	1210	2600	3680	4100	950	1600	3500

Роторные экскаваторы выпускаются малой производительностью (до 630 м³/ч), средней (630–2500 м³/ч), большой (2500–

5000 м³/ч и более). По удельному усилию черпания (на 1 см длины режущей кромки ковша) различают экскаваторы с нормальным усилием черпания (600–900 Н/см) и с повышенным (1200–2100 Н/см). Последние используются для разработки каменного угля, полускальных и мёрзлых пород.

Роторные экскаваторы могут разрабатывать уступы верхним черпанием до 50 м, нижнем черпанием – до 10 м. Стрела экскаваторов может быть выдвигной и невыдвигной. Экскаваторы с невыдвигной стрелой имеют массу на 20–25 % меньше и более надёжны. Однако они могут использоваться только для валовой выемки. Технологическая характеристика отечественных роторных экскаваторов представлена в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Технологические параметры отечественных экскаваторов

Показатели	Тип экскаватора					
	ЭРГ–400	ЭР–1250	ЭР–1250Д	ЭРШР–1600	ЭРШДР–500	ЭРШР–12500
Теоретическая производительность, м ³ /ч	1370	600	1250	5000	5000	12500
Высота черпания, м	17	7	16	40	30	32
Глубина черпания, м	1,5	1,5	1,5	7	3	4
Диаметр колеса, м	6,43	6,45	6,45	16,3	13	18
Вместимость ковша, м ³	0,4	0,4	0,4	1,6	1	3,5
Скорость передвижения м/мин	2,9–5,8	6,25	6,25	2–3	2–3	2,1–2,7
Масса, т	578	690	695	4244	4200	5700

4.10. Технология выемки пород цепными многоковшовыми экскаваторами

Многоковшовые цепные экскаваторы на рельсовом ходу разрабатывают уступы фронтальными забоями, на гусеничном ходу – торцевыми.

При разработке уступа фронтальным забоем выемка породы производится параллельными однорядными (а), многорядными (б) или треугольными (в) стружками по вееру (рис. 4.15). Необходимое положение ковшей достигается путем изменения рабочей скорости движения экскаватора или регулированием толщины срезаемой стружки.

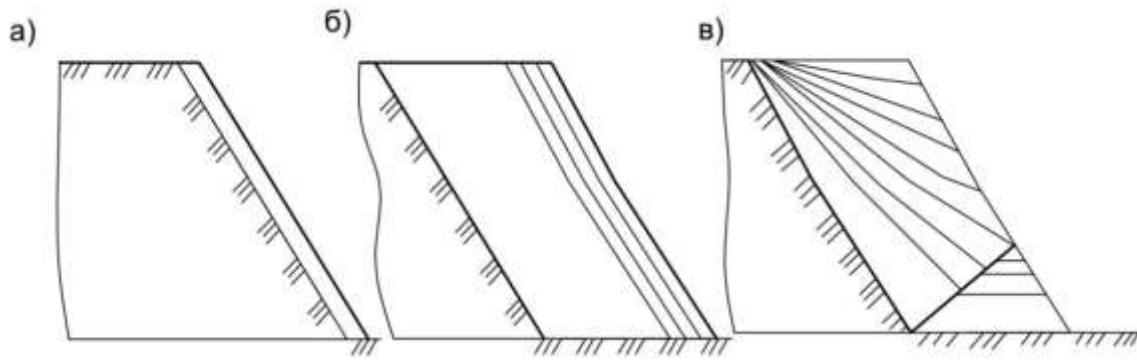


Рис. 4.15.

Параметры забоя толщина и ширина стружки определяют вместе с конструктивными характеристиками экскаватора его производительность.

$$Q_{п.э} = 60V_э \cdot l_3 \cdot \delta,$$

где $Q_{п.э}$ – паспортная производительность экскаватора, м³/ч; $V_э$ – скорость движения экскаватора, м/мин; l_3 – наклонная высота забоя, м; δ – толщина срезаемой стружки, м ($\delta = 0,5-1,0$).

$$l_3 = h/\sin\alpha,$$

где α – угол откоса уступа, градус; h – высота уступа, м.

Выемка параллельными стружками обеспечивает эффективную постоянную производительность. После отработки стружки путевая решетка экскаватора непрерывно перемещается путепередвижением непрерывного действия в новое положение. При разработке забоя треугольными стружками по вееру перед началом выемки рама находится в горизонтальном положении, последовательно опускается после отработки каждой стружки. Вследствие неодинаковой толщины стружки наполнение ковшей неравномерное и поэтому производительность экскаватора по сравнению при работе параллельными стружками снижается на 5–8 %. Однако передвижка экскаваторных путей происходит реже.

Торцевой забой типичен для цепных поворотных экскаваторов на гусеничном и шагающем ходу и отрабатывается многорядными серповидными параллельными и веерными стружками с одной точки стояния экскаватора (рис. 4.16). Применяют как верхнее, так и нижнее черпание. Ширина заходки определяется при заданных длине и угле наклона ковшовой рамы углами её

поворота от оси движения экскаватора в сторону выработанного пространства.

Угол поворота экскаватора $\varphi_1 = 73\text{--}76^\circ$ при нижнем черпании, $\varphi_1 = 81\text{--}86^\circ$ при верхнем черпании и в сторону уступа $\varphi_2 = 42\text{--}47^\circ$. Угол наклона рамы определяется устойчивостью пород и не превышает 45° .

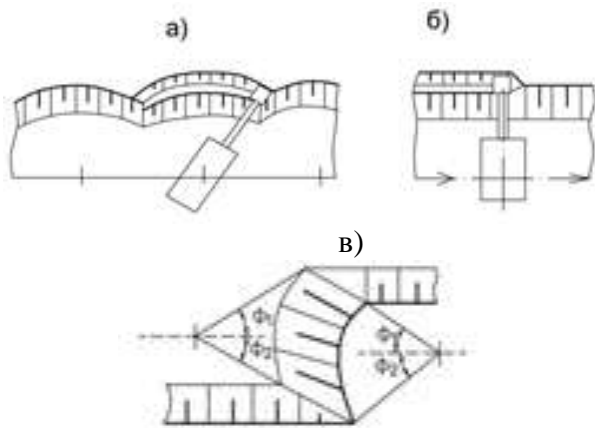


Рис. 4.16.

Высота забоя ценных экскаваторов зависит от длины их ковшовых рам и углов откоса уступа и обычно не превышает при верхнем черпании 30 м, при нижнем — 40 м. Цепные многоковшовые экскаваторы с многошарнирными телескопическими рамами могут применяться для

раздельной выемки горизонтальных и пологих пластов.

Рабочим органом роторного экскаватора является роторное колесо, которое может перемещаться поступательно к забою посредством выдвижения стрелы или ходового механизма и параллельного забою с помощью поворота платформы.

Фронтальный забой используется редко; в основном экскаваторами на рельсовом ходу, а также при раздельной выемке пород. Работы ведутся с одно- и двухсторонним (а) поворотом стрелы при циклическом перемещении экскаватора или без поворота стрелы при непрерывном перемещении экскаватора (б). Наиболее типичен для роторных экскаваторов на гусеничном и шагающе-рельсовом ходу торцевой забой. В торцевом забое (в) экскаватор стоит на месте, а стрела с ротором поворачивается относительно оси экскаватора непрерывно в горизонтальной плоскости на угол $90\text{--}135^\circ$ и периодически в вертикальной плоскости. Выемка породы в забое производится вертикальными или горизонтальными стружками.

По виду и последовательности различают вертикальные однорядовые (а) и многорядные (б), горизонтальные (в) и комбинированные (г, д) стружки (рис. 4.17).

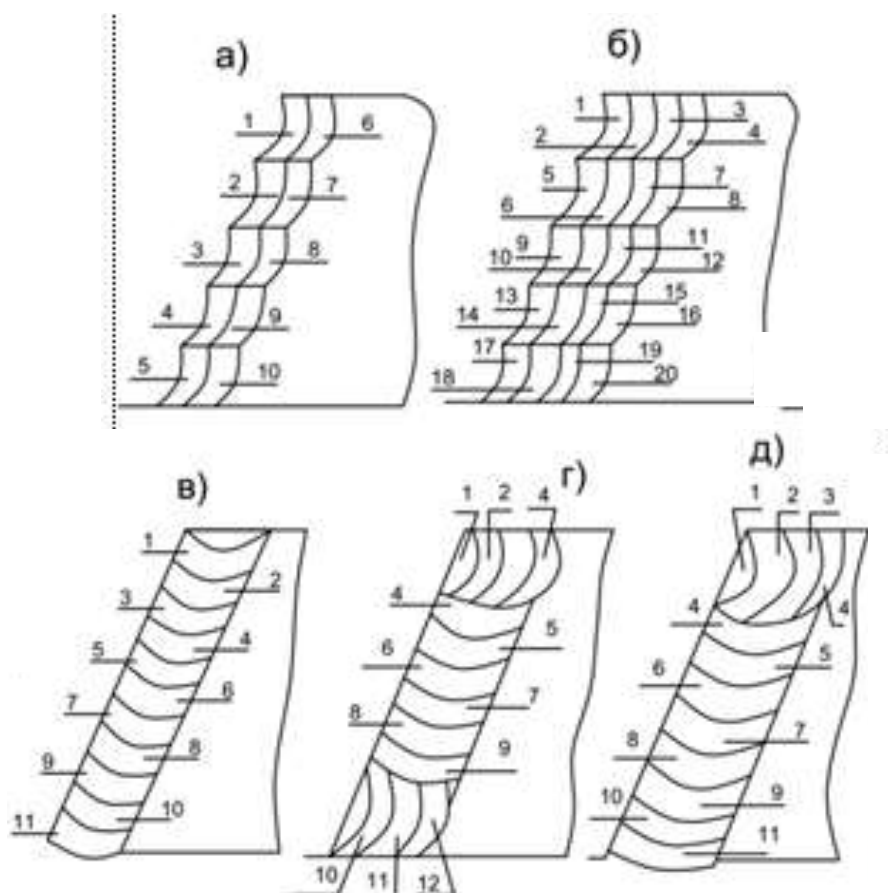


Рис. 4.17.

При выборе схемы выемки учитывают следующие факторы: при применении горизонтальных стружек уменьшается возможная высота выемки разрабатываемого уступа, увеличивается энергоемкость (до 30 %) и нагрузка на роторное колесо (на 10–30 %); при разработке вертикальными стружками давление экскаватора на основание выше, чем при разработке горизонтальными стружками. Поэтому в устойчивых породах применяются вертикальные стружки, а горизонтальные применяются при разработке рыхлых и сыпучих пород.

Комбинация вертикальных и горизонтальных стружек применяется для создания пологих откосов в неустойчивых породах и при отдельной выемке.

Основными параметрами стружки являются ширина стружки и толщина (рис. 4.18).

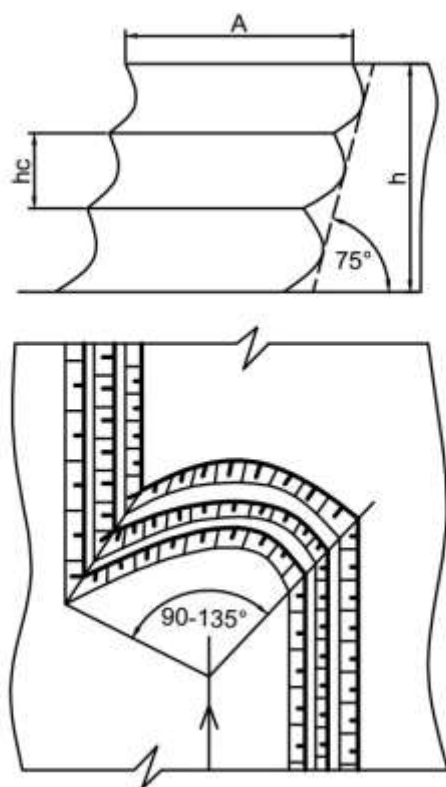


Рис. 4.18.

Толщина стружки зависит от мощности экскаватора и изменяется от 0,3 до 0,8 м. Высота срезаемого слоя равна $0,4 \div 0,7$ диаметра роторного колеса. Ширина стружки определяется скоростью поворота роторной стрелы, частотой вращения роторного колеса и числом ковшей. Максимальная ширина заходки $A = 1,5R_{ч \max} - hctg\alpha$. Высота уступа определяется длиной стрелы (L_c), углом её наклона (γ) и составляет до $+(5 \div 50)$ м и (-10) м.

4.11. Выемка пород бульдозерами, скреперами и одноковшовыми погрузчиками

Бульдозер – агрегат, состоящий из базового гусеничного или колесного трактора (тягача) и навесного бульдозерного оборудования (отвала, система привода отвала). Отвал может быть поворотным (редко) и неповоротным, а управление – канатное или гидравлическое. По мощности тягача бульдозеры делятся на сверхмощные (более 250 кВт), мощные (110–250 кВт), средней мощности (75–110 кВт) и легкие (до 75 кВт).

На карьерах бульдозера используют для производства вспомогательных работ (зачистка кровли пласта, планировка трасс транспортных коммуникаций, рабочих площадок, сооружений насыпей и др.), реже для вскрышных и добычных работ. Рабочий цикл бульдозера состоит из операций зарезки горизонтального или наклонного слоя, резания этого слоя для получения призмы волочения, перемещения её к месту разгрузки, разгрузки и возвращения к исходному положению. Продолжительность цикла (с).

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{н}} + t_{\text{дг}} + t_{\text{дп}} + t_{\text{в}} = \frac{L_{\text{н}}}{V_{\text{н}}} + \frac{L_{\text{п}}}{V_{\text{дг}}} + \frac{L_{\text{п}}}{V_{\text{дп}}} + t_{\text{в}},$$

где $t_{\text{н}}$ – продолжительность набора породы, с; $t_{\text{дг}}$, $t_{\text{дп}}$ – продолжительность движения бульдозера в груженом и порожнем направлениях, с; $t_{\text{в}}$ – продолжительность переключения скоростей и опускания отвала, с; ($t_{\text{в}} = 5-10$); $L_{\text{н}}$, $L_{\text{п}}$ – расстояние набора и перемещения породы, м; $V_{\text{н}}$, $V_{\text{дг}}$, $V_{\text{дп}}$ – средняя скорость перемещения породы при наборе породы с грузом и без груза.

Часовая производительность бульдозера ($\text{м}^3/\text{ч}$).

$$Q_{\text{чб}} = 3600 \cdot V_{\text{п}} K_{\text{д}} / t_{\text{ц}} K_{\text{рп}},$$

где $V_{\text{п}}$ – объём призмы волочения, м^3 ; $K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий дальность и угол перемещения; $K_{\text{рп}}$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

Работа бульдозеров наиболее эффективна при перемещении породы на расстояние до 80 м. Например при $L_{\text{п}} = 15-20$ м сменная производительность бульдозеров мощностью 75–200 кВт в мягких породах составляет 800–1300 м^3 , а при $L_{\text{п}} = 100$ м она уменьшается до 200–350 м^3 .

Колесный скрепер – самоходный или прицепной к тягачу агрегат, служащий для зачерпания, перемещения и разгрузки породы. Рабочий орган скрепера – ковш, который может быть телескопическим или грейферным. По способу разгрузки ковша различают скреперы со свободной, принудительной или полупринудительной разгрузкой породы. При свободной разгрузке порода разгружается путем опрокидывания ковша вперед или назад. Принудительная нагрузка породы заключается в её выталкивании задней стенкой ковша. Полупринудительная разгрузка осуществляется опрокидыванием ковша вперед и частичным выталкиванием породы. Скреперы бывают одно- и двухосные. Наиболее перспективны для открытых работ мощные полуприцепные или самоходные скреперы, созданные на базе колесных тягачей и обладающих скоростью 40–60 км/ч без груза и 20–30 км/ч с грузом и большой маневренностью. Прицепные скреперы с гусеничными тягачами используются в плохих дорожных условиях и из-за наибольшей скорости передвижения применяются при транспортировании породы до 300 м.

Скреперы используются при производстве вскрышных и добычных работ, проходке траншей и сооружении насыпей, зачистке кровли пластов полезных ископаемых в процессе рекультивации, при различных вспомогательных работах. Объект разработки – мягкие породы. Скреперными забоями являются забой-площадки. Разработка породы производится горизонтальными или наклонными слоями.

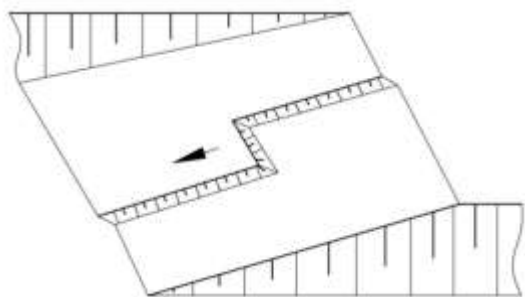


Рис. 4.19.

Скреперы имеют простую надёжную конструкцию небольшой массой и стоимостью. Сменная производительность скрепера с вместимостью ковша 15 м^3 и дальностью транспортирования 200 м составляет 1000–

1500 м^3 . **Одноковшовый погрузчик** представляет собой самоходное шасси с короткой стрелой, на которой шарнирно закреплён ковш. Он предназначен для работы в качестве выемочно-погрузочного, выемочно-транспортного или вспомогательного оборудования. Черпание породы происходит при опущенной стреле под действием ходового механизма или под действием гидравлического напора. После наполнения ковша слегка поднимается, и погрузчик отъезжает к месту разгрузки. Разгрузка может быть передняя, задняя и боковая. Погрузчики могут быть на пневмоколёсном или гусеничном ходу. Погрузчики на пневмоколёсном ходу могут передвигаться со скоростью до 45 км/ч без груза и до 25 км/ч – с грузом; скорость погрузчиков на гусеничном ходу составляет соответственно 15 и 10 км/ч. Привод погрузчиков может быть дизельным, дизель-электрическим и дизель-гидравлическим; по мощности привода различают погрузчики малой мощности (до 75 кВт), средней (75–150 кВт) и большой (150 кВт).

Высота забоя погрузчиков составляет 1–9 м, высота разгрузки до 5 м. Часовая производительность погрузчика ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется

$$Q_{\text{п.ч}} = 60 \cdot EK_3 / t_{\text{ц}},$$

где E – вместимость ковша, м^3 ; K_3 – коэффициент экскавации; $t_{\text{ц}}$ – время цикла, с.

Эксплуатация погрузчиков, по сравнению с экскаваторами, обходится в 2–3 раза дешевле. Основными недостатками погрузчиков являются небольшие рабочие параметры и относительно небольшое напорное усилие, которое недостаточно для разработки крупнокусковых пород. Наибольшее распространение погрузчики получили на карьерах строительных материалов и цветных металлов.

4.12. Вспомогательные работы при выемке, и погрузке их механизация

К наиболее трудоёмким вспомогательным работам при выемке одноковшовыми экскаваторами относятся планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов, очистка ковшей и ходовой части экскаваторов от намерзшей и налипшей породы, обеспечение проходимости экскаватора, зачистка кровли залежи от просыпей и недобора вскрыши, оборка откоса уступа, подавление пыли в экскаваторных забоях, перемещение питающего кабеля вслед за движущимся экскаватором, мелкий ремонт и смазка оборудования.

Очистка ковшей производится в основном механическим способом с помощью специальных скребков, отбойных молотков и т. д. В зимний период для этих целей применяют местный нагрев пламенем, а также электрообогрев наружных стенок ковша. Подогрев открытым пламенем требует тщательного соблюдения режима нагрева. Резкий подогрев, а потом резкое охлаждение приводят к выходу ковша из строя из-за образования трещин в его стенках.

Для обеспечения проходимости экскаватора при недостаточной несущей способности мягких пород устраивают деревянные настилы или используют металлические щиты, переносимые экскаватором с помощью канатных петель. В сильно обводнённых породах, когда простое применение щитов недостаточно, в начале производят предварительное осушение, а затем подсыпают взорванные коренные породы.

Зачистка кровли залежи производится бульдозерами, скреперами, обратными лопатами и др.

Планировка трассы экскаваторов и выравнивание подошвы уступов производится бульдозерами. При разработке крепких пород бульдозеры используются только после рыхления неровностей буровзрывным способом. Для бурения скважин и шпуров в этом случае используют легкие буровые станки или колонковые перфораторы.

Уборка породных просыпей при погрузке мехлопатами осуществляется отвальными плугами со специализированными лемехами или лопатами-скребками, надеваемыми на зубья экскаваторного ковша. Уборка просыпей лопатой – скребком производится возвратно – поступательным движением рукояти только с противоположной стороны железнодорожного пути. Со стороны экскаватора путь очищают тягой ковша при подтягивании рукояти.

Ликвидация навесей, козырьков и заколов в экскаваторных забоях осуществляется с помощью лопат-скребков различных конструкций или навесных установок к тракторам с различными рабочими органами. Перемещение отключенного кабеля на значительное расстояние производится с помощью тракторов. На небольшое расстояние кабель одноковшовых экскаваторов перемещается ковшом с использованием эластичных петель или изоляционных клещей. На экскаваторах устанавливают специальные барабаны.

Доставка запчастей материалов производится на специализированных платформах и автомобилях, оборудованных средствами малой механизации: применением кранов, подъёмников и др.

4.13. Организация выемочно-погрузочных работ

При работе выемочно-погрузочного оборудования различают рабочее состояние (основная работа); вспомогательные работы и состояние простоя.

Во время основной работы производится выемка и погрузка горной массы в средства транспорта или перевалка её в отвал. Вспомогательные работы включают подготовку забоя к выемке, горные работы, погрузочно-подъёмные работы, перемещение

экскаваторов и их ремонт. В зависимости от причин возникновения вспомогательные работы включают разборку забоя, сортировку негабаритных кусков, перелопачивание, переэкскавацию, планировку подошвы и заоткоску уступа, работы экскаватора в качестве крана при переукладке путей, передвижки экскаватора в забое, перегоны из забоя в забой и в связи с проведением взрывов или ремонтом, работы по уходу за экскаватором, профилактические и ремонтные работы. К простоям относятся ожидание работы в резерве (простой экскаватора в полной готовности к работе из-за отсутствия потребности в горной массе), неготовность к работе (простой из-за неисправности самого экскаватора или отсутствия экипажа), незапланированные простои (простой экскаватора из-за непогодных условий, неготовности забоя, подвижного состава, ЛЭП, отвала и др.).

Все организационные задачи делятся на плановые (заранее предусмотренные и намеченные к выполнению) и неплановые (по ликвидации нарушения технологического процесса и вызванных ими неплановых простоев оборудования). Неплановые простои составляют 20–50 % календарного времени; 30–50 % неплановых простоев относится непосредственно к процессу выемки и погрузки.

К плановым организационным задачам непосредственно выемочно-погрузочного процесса относятся выбор порядка обработки конкретных забоев, блоков и заходов, установление необходимости или целесообразности плановых перегонов экскаваторов, перестроек ЛЭП, ПНР экскаваторов, установление объёмов указанных работ, мест и сроков выполнения, непосредственная организация и обеспечение принятых к выполнению работ.

Целью организации выемочно-погрузочного процесса являются качественное и интенсивное выполнение основной и вспомогательной работ с максимальным совмещением последних, а также предотвращение неплановых простоев, а при возникновении их – быстрая ликвидация.

У. Перемещение карьерных грузов

5.1. Виды и особенности работы карьерного транспорта

Производство ОГР во времени и пространстве сопровождается перемещением горной массы. При взрывании она перемещается энергией взрыва, при выемке и погрузке – экскаваторами, при доставке к месту приёмки – средствами транспорта, при складировании – средствами отвалообразования. Однако основным и наиболее трудоемким, с точки зрения перемещения горной массы, является процесс перемещения с помощью карьерного транспорта.

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы от забоев до пунктов разгрузки. Затраты на транспортирование составляет 45–50 %, а в отдельных случаях до 65–70 % общих затрат на добычу.

В зависимости от принципа действия различают три вида карьерного транспорта:

- прерывный с циклом: погрузка – движение с грузом – разгрузка – движение к месту погрузки (железнодорожный, автомобильный, тракторный, скиповой, кабельный);

- непрерывный, в котором операции погрузки, движения и разгрузки совмещены (конвейерный, гидравлический, канатные дороги) и комбинированный (любая комбинация двух видов транспорта (автомобильного и железнодорожного)).

Работе карьерного транспорта присущи следующие особенности: значительный объём и сосредоточенная направленность перемещения карьерных грузов; относительно небольшая дальность транспортирования; движение в грузовом направлении осуществляется, как правило, с преодолением значительных подъёмов; периодическая подвижка транспортных коммуникаций в связи с изменением пунктов погрузки и разгрузки; повышенная прочность и мощность двигателей карьерных транспортных средств.

5.2. Понятие грузопотока и грузооборота карьера

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется грузооборотом карьера V_k , который определяется количеством груза, перемещаемого в единицу времени:

$$V_k = \frac{V_r}{T}, \quad (5.1)$$

где V_r – количество груза, т или м³; T – учётное время, часы, смены, м, сут, год.

Грузооборот карьера складывается из объёмов перевозок вскрыши, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов (горючесмазочные материалы, запчасти, стройматериалы и др.). Грузооборот карьера или часть его, характеризующий устойчивым во времени направлением перемещения, называется грузопотоком. Грузопоток называется сосредоточенным, если все грузы перемещаются из карьера на поверхность в одном направлении по одним транспортным коммуникациям, в противном случае грузопоток называется рассредоточенным. Разовые и эпизодические перемещения карьерных грузов в одном направлении грузопотока не составляют.

Целесообразность применения сосредоточенного или рассредоточенного грузопотока обосновывается экономическими расчётами и зависит от схемы вскрытия карьера, его протяженности и величины грузооборота и др. Грузооборот карьера и грузопотоки изменяются по мере развития горных работ. Обычно стремятся к разделению грузов по качественному признаку (вскрыша, полезное ископаемое и др.).

5.3. Требования, предъявляемые к карьерному транспорту

Условия эксплуатации карьерного транспорта предъявляют к нему следующие требования:

1) расстояние перемещения карьерных грузов должно быть минимальным;

2) транспортные коммуникации должны быть по возможности стационарными, требующими минимума переустройства в период эксплуатации;

3) на одном карьере желательно использовать минимальное число видов транспорта и типов транспортных средств для облегчения их взаимозаменяемости, организации эксплуатации и ремонтов;

4) вместимость и прочность транспортных средств должны соответствовать мощности выемочно-погрузочных и разгрузочных средств, а также физико-техническим свойствам перемещаемых пород;

5) применяемый транспорт должен обеспечить надёжность работы, минимальные простои основного оборудования и возможно большую степень поточности процессов перемещения;

6) выбранный транспорт должен обеспечить безопасность работ;

7) принятый транспорт должен обеспечивать минимальные затраты на открытую разработку месторождения. При этом возможны случаи, когда увеличение стоимости транспортирования обеспечивает снижение затрат на разработку месторождения в целом за счёт экономии по другим производственным процессам.

5.4. Технологическая характеристика карьерных видов транспорта

На карьерах применяются следующие виды транспорта: железнодорожный, автомобильный, конвейерный, гидравлический, гравитационный, скиповой, тракторный, кабельный, подвесные канатные дороги и др. Из них наибольшее распространение получили железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

Рациональный вид карьерного транспорта для конкретных условий выбирается исходя из физико-технических свойств транспортируемых пород, горно-геологических условий, величины грузооборота, дальности транспортирования, параметров погрузочного оборудования, срока существования карьера и др. Наиболее характерными показателями технических возможностей карьерного транспорта являются экономически целесообразный максимальный преодолеваемый подъём и минимальный

радиус кривых. Именно эти показатели определяют объёмы горно-капитальных работ и возможность расположения транспортных коммуникаций в пределах границ карьерного поля.

Железнодорожный транспорт целесообразно применять на карьерах с большим грузооборотом (более 15 млн. т в год) и на расстоянии транспортирования более 4 км. К достоинству железнодорожного транспорта следует отнести небольшой расход энергии вследствие малого удельного сопротивления движению подвижного состава по железнодорожным путям; возможность обеспечения практически любой величины грузооборота при любом расстоянии перевозок; возможность применения АСУ; надёжность работы в любых климатических и горно-геологических условиях; надёжность и значительный срок службы (до 25 лет); низкие затраты.

Недостатки: большие радиусы кривых (100–120 м); малые допустимые уклоны (40–60 ‰); значительная протяженность фронта работ на уступах (не менее 400–500 м); большой объём горно-капитальных работ при строительстве карьера; значительные затраты на содержание транспортных коммуникаций; сложная организация движения.

Автомобильный транспорт применяется в основном на карьерах с годовым грузооборотом до 15–20 млн. т и дальностью транспортирования до 4 км. Достоинства: автономность энергисточника; гибкость; манёвренность; взаимная независимость работы автосамосвалов, что упрощает схемы движения; малые радиусы кривых (не более 25 м); большие углы преодолеваемых уклонов (до 120 ‰); небольшие затраты работ на отвалообразование; простая организация работ. *Недостатки:* большой парк машин и штат водителей; большие расходы на ремонт и содержание автомашин; жёсткая зависимость от климатических условий и состояния автодорог; загазованность воздуха.

Конвейерный транспорт может применяться на карьерах с любым грузооборотом. Достоинства: непрерывность и ритмичность перемещения груза; высокая производительность выемочно-погрузочного и отвального оборудования; простая организация труда; большая производительность конвейеров; большие углы преодолеваемых уклонов (до 18°); простота устройства пере-

мещения и ремонта конвейеров; благоприятные условия для автоматизации процесса. *Недостатки:* ограниченная область применения (кусок не более 400 мм); жёсткая зависимость от климатических условий (зима); большие капзатраты.

Предпочтительные условия применения основных видов колесного транспорта даны в табл. 5.2.

5.5. Подвижной состав железнодорожного транспорта

Подвижной состав на карьерах состоит из вагонов и локомотивов.

Для перевозки полезного ископаемого используются вагоны типа «гондола» (рис. 5.1, а) грузоподъёмностью 63, 94 и 123 т и типа «хоппер» (рис. 5.2, б) грузоподъёмностью 60 т. У вагонов типа «гондола» дно состоит из отдельных щитов, вращающихся на шарнирах вокруг хребтовой балки. Опущенные щиты образуют наклонные плоскости на обе стороны, по которым ссыпается груз. «Хопперы» имеют наклонные боковые стенки и разгружаются через люки. Груз ссыпается между рельсами или на стороны. Для перевозки породы применяются саморазгружающиеся вагоны – думпкары грузоподъёмностью от 60 до 180 т. Разгрузка думпкаров – боковая (рис. 5.1, в).

Все карьерные вагоны имеют открытый кузов и должны выдерживать большие ударные нагрузки, обеспечивать быструю разгрузку и иметь повышенную устойчивость.

Основными параметрами карьерных вагонов являются грузоподъёмность (максимально допустимое количество груза в тоннах); вместимость (геометрический объём кузова); коэффициент тары (отношение собственной массы к грузоподъёмности); нагрузка на ось (вес вагона с грузом, делённый на число осей, обычно 260–300 кН); число осей; радиус вписывания в кривые (80 м).

Локомотивы – это тяговые установки, предназначенные для перемещения составов по железнодорожным путям. *Состав* – это совокупность вагонов. В качестве локомотивов на карьерах применяются электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Таблица 5.2

Предпочтительные условия применения основных видов колесного транспорта

Показатели	Железнодорожный			Автомобильный
	тепловозы	электровозы	тяговые агрегаты	автосамосвалы
Тип месторождения	нагорное	глубинное	глубинное	глубинное, нагорное
Залегание	горизонтальное, наклонное	горизонтальное, наклонное	наклонное, крутое	горизонтальное, наклонное, крутое
Размер карьера в плане, км	2–3 и более	1–2 и более	1–1,5 и более	0,3–3 и более
Глубина карьера, м	до 150	до 180	до 300	до 150
Наклон транспортных коммуникаций, ‰	до 20	до 40	до 60	до 80
Производственная мощность карьера, млн. т горной массы в год	до 100	до 150	до 50	до 70
Срок службы карьера, лет	до 25	до 40	до 25	до 20
Дальность транспортирования, км	5–8	7–10	3–7	0,5–6

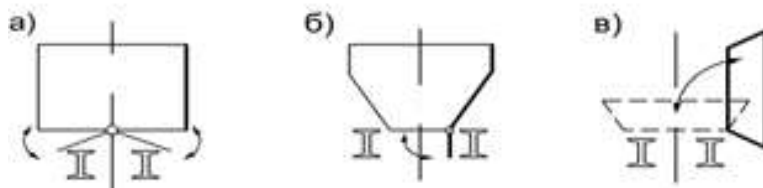


Рис. 5.1.

Наибольшее распространение получили электровозы. Их достоинства – высокий КПД 14–16 %; высокая скорость на руководящем подъеме; способность преодолевать подъем до 40 ‰; постоянная готовность к работе; простое обслуживание и надёжная работа в суровых условиях. *Недостатки:* зависимость от источника энергии; значительные затраты на строительство контактной сети и тяговой подстанции; сложная организация взрывных; выемочно-погрузочных работ; более сложная переукладка забойных и отвальных путей.

В качестве контактного используется медный провод сечением 65, 85 и 100 мм², который может подвешиваться на деревянных, металлических или железобетонных опорах. В основном применяются электровозы, работающие на постоянном токе напряжением 1500 и 3000 В.

Тепловозы – локомотивы, оборудованные двигателями внутреннего сгорания (дизелями). *Достоинства:* высокий КПД до 28 %; автономность питания; небольшой расход условного топлива; не надо строить контактную сеть, стоимость которой составляет 12–15 % от общей стоимости ж/д полотна. *Недостатки:* малая величина преодолеваемых подъёмов до 30 ‰; быстрый износ дизелей и сложный их ремонт; резкое снижение скорости на подъёмах. На карьерах большого распространения не получили.

Тяговые агрегаты – это сочетание электровоза управления, секции автономного питания (дизельная секция) и нескольких обматоренных думпкаров. Наличие дизельной секции в составе агрегата позволяет перемещаться по передвижным путям без контактной сети, а обматоренных думпкаров – значительно увеличить сцепной вес и полезную массу поезда (в 2–2,5 раза по сравнению с электровозами) и руководящий подъем до 60 ‰. Тяговые агрегаты широко применяются на карьерах страны и область их применения будет возрастать.

Локомотивы характеризуются сцепным весом, мощностью, силой тяги, нагрузкой на ось и проходимостью по кривым. Сцепным весом локомотива называется часть его веса, приходящаяся на движущие оси.

$$P_{\text{сц}} = P_{\text{л}} n_1/n, \text{ кН} \quad (5.2)$$

где $P_{\text{л}}$ – вес локомотива, кН; n и n_1 – число общих и число движущих осей локомотива.

Сила тяги – это внешняя сила, затрачиваемая в основном на преодоление сопротивления движению

$$F_{\text{сц}} = 1000g P_{\text{сц}} \cdot K_{\text{сц}}, \text{ КН} \quad (5.3)$$

где g – ускорение свободного падения, $g = 9,8 \text{ м/с}^2$; $K_{\text{сц}}$ – коэффициент сцепления движущихся колес с рельсами.

5.6. Железнодорожные пути

По условиям эксплуатации карьерные железнодорожные пути делятся на стационарные (сохраняющие свое положение в течение длительного времени) и временные (периодически перемещаемые). Стационарные пути обычно располагаются на транспортных бермах, капитальных траншеях и поверхности, временные на уступах и отвалах.

Главным параметром железнодорожного пути является ширина колеи (внутреннее расстояние между головками рельс), стандартная – 1524 (больше +6, меньше –4) мм, узкоколейная – 750, 900 и 1000 мм за рубежом – 1435 мм. Железнодорожный путь в плане характеризуется радиусом кривых, а в профиле – углом подъема. Минимальный радиус кривых определяется типом подвижного состава и должен быть для стационарных путей не менее 200 м, временных – 100 м. Максимальный подъем в грузовом направлении называется руководящим (ограничивающим) и не превышает 60 % для железнодорожного транспорта. Железнодорожный путь состоит из нижнего и верхнего строения. Балласт – лучше всего щебень крупностью 20–79 мм и толщиной 25–40 см на стационарных путях, 15–20 см – на временных. Шпалы – деревянные, металлические и железобетонные. Стационарная длина шпалы – 2700 мм. На 1 км железнодорожного пути укла-

дывается в зависимости от нагрузки на ось от 1440 до 2000 шпал. По условиям ремонта минимальное расстояние между шпалами должно быть не менее 25 см.

Рельсы – стандартная длина – 12,5 и 25 м. Тип – $P = 50$, $P = 65$ и $P = 75$ (цифра – масса 1 м в килограммах). Между собой рельсы соединяются накладками, а к шпалам прикрепляются костылями, шурупами или болтами. Наилучшее крепление – болтами. Скорость движения на стационарных путях составляет 30–40 км/ч, на временных – 15–20.

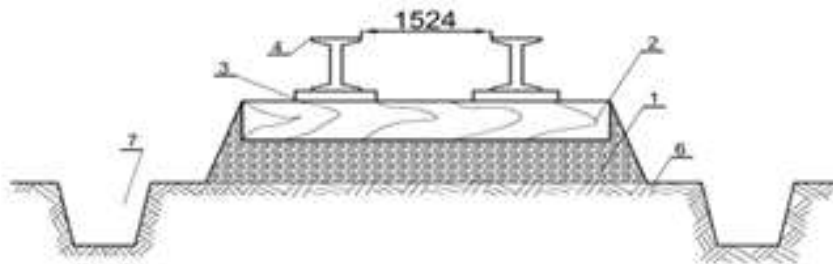


Рис. 5.2. Верхнее строение: 1 – балласт; 2 – шпала; 3 – подкладка; 4 – рельсы со скреплениями и противоугонами. Нижнее строение: 6 – земляное полотно; 7 – водоотводные канавки

5.7. Технология работы железнодорожного транспорта

Технология работы железнодорожного транспорта заключается в перевозке горной массы к местам разгрузки. При движении порожнего состава под погрузку в забой локомотив находится в конце состава. Погрузку начинают с последнего вагона периодической подвижкой их по сигналу машиниста экскаватора. Ввиду того, что на карьере в одновременной работе может находиться несколько экскаваторов, то сбор информации о состоянии погрузки, как правило, централизован. Диспетчер через радиосвязь или с помощью ЭВМ определяет время погрузки состава и начало времени движения его. Исходя из минимума простоев экскаваторов и подвижного состава, диспетчер определяет маршрут поезда. При движении состава на отвал локомотив находится в голове поезда. Разгрузку поезда на отвале начинают с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения её на отвале железнодорожные пути передвигают. В среднем на

100 тыс. м³ горной массы передвигают 0,8–1 км железнодорожных путей. В зависимости от уровня механизации передвижка пути может выполняться либо с разборкой железнодорожного пути либо без неё. В состав путевых работ входят возведение и планировка трассы; укладка или переукладка железнодорожных путей; перемещение опор контактной сети; соединение звеньев; балластировка; рихтовка; устранение повреждений крепления рельс к шпалам; текущее содержание пути.

5.8. Расчёт подвижного состава железнодорожного транспорта

Технологический расчёт железнодорожного транспорта заключается в определении прицепной и полезной массы поезда, числа транспортных средств и их производительности, пропускной и провозной способности пути, а также организации движения поездов.

Технологические параметры карьерных электровозов, тепловозов и тяговых агрегатов, вагонов для перевозки карьерных грузов даны в табл. 5.3, 5.4, 5.5.

Прицепная масса (весовая норма) поезда – это масса груза вместе с массой вагонов, которую может перемещать локомотивосостав за один рейс.

Прицепную массу поезда определяют из условия равномерного движения по руководящему уклону с полным использованием тяговых возможностей локомотива, а также по условию трогания на уклоне по следующим формулам:

$$Q_B = \frac{P_{\text{сц}}(1000\psi - \omega'_o \pm \omega_{ip} - \omega_R)}{\omega'' \pm \omega_{ip} + \omega_R}, \quad (5.4)$$

$$Q_T = \frac{P_{\text{сц}}(1000\psi_{\text{тр}} - \omega'_o \pm \omega_{ip} - \omega_{\text{тр}} - 108a)}{\omega''_o \pm \omega_{ip} + \omega_{\text{тр}} + 108a}, \quad (5.5)$$

где Q_B, Q_T – масса прицепной части поезда соответственно для условия равномерного движения и трогания, т; $P_{\text{сц}}$ – сцепная масса локомотива, т; $\psi, \psi_{\text{тр}}$ – коэффициент сцепления приводных колёс локомотива с рельсами соответственно при равномерном движении поезда и при трогании с места ($\psi = 0,22 \div 0,24$ и

Таблица 5.3

Технологические параметры карьерных электровозов и тепловозов

Показатели	Электровозы				Тепловозы			
	переменного тока	постоянного тока						
	Д-94	Е-1	21-Е	26-ЕМ	ТЭМ-2	ТЭМ-3	ТЭМ-7	ТГМ6А
Сцепной вес, кН	940	1500	1500	1800	1224	1270	1800	900
Часовой режим:								
мощность, кВт	1650	2020	1510	2480	–	–	–	–
сила тяги, кН	200	242	198	317	205	205	350	255
скорость, км/ч	30,0	30,5	28,0	28,7	11,0	20,0	20,0	–
Номинальное напряжение, кВ	10	1,5	1,5	1,5				
Длина по осям автосцепок, мм	16400	21320	20960	21470	16970	16970	21500	14300
Нагрузка от оси на рельсы, кН	235	250	250	300	204	210	225	225
Минимальный радиус кривой, м	75	60	60	60	40	40	40	40

Таблица 5.4

Технологические параметры тяговых агрегатов

Показатели	Тяговые агрегаты постоянного тока		Тяговые агрегаты переменного тока				
	ПЭ-2М	ПЭ-3Т	ОПЭ-1	ОПЭ-1А	ОПЭ-1Б	ОПЭ-2	ЕЛ-20
Сцепной вес, кН	3680	3720	3600	3720	3720	3720	3720
Состав тягового агрегата	ЭУ+МД+ +МД(БС)	ЭУ+ДС+ +МД(БС)	ЭУ+ДС+МД(БС)			ЭУ+МД+МД(2БС)	
Часовой режим:							
мощность, кВт	5460/2570	5410/2160	6480	5325	5325	5325	5520
сила тяги, кН	694	662	810	662,4	662,4	662,4	690
скорость, км/ч	28,9/12,5	30/24	28,5	29,8	29,8	29,8	28,0
Наибольшая скорость, км/ч	65,0	65,0	65,0	65,0	65,0	65,0	50,0
Номинальное напряжение сети, кВ	3,0/1,5	3,0/1,5	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Нагрузка от оси на рельсы, кН	310	310	300	310	310	310	310
Длина по осям автосцепок, м	51,306	51,306	59,900	51,300	51,300	51,300	52,300
Минимальный радиус кривой, м	80	80	80	80	80	80	80

Примечание: ЭУ – электровоз управления; ДС – дизельная секция; МД – мотор-думпка; БС – бустерная секция

Таблица 5.5

Техническая характеристика вагонов для перевозки карьерных грузов

Показатели	Думпкары						Универсальные полувагоны		
	6BC-60	BC-85	2BC-105	BC-136	BC-145	2BC-180	ПС-63	ПС-94	ПС-125
Грузоподъёмность, т	60,0	85,0	105,0	136,0	145,0	180,0	63,0	94,0	125,0
Вместимость кузова, м ³	30,0	38,0	50,0	68,0	68,0	58,0	73,0	106,0	140,0
Масса, т	27,0	35,0	48,5	67,5	78,0	68,0	22,7	32,9	46,9
Коэффициент тары	0,45	0,41	0,46	0,5	0,54	0,38	0,36	0,35	0,375
Число осей	4	4	6	8	8	8	4	6	8
Нагрузка на рельсы от оси, кН	212,7	294,0	256,0	249,0	273,17	304,0	213,0	201,0	215,0
Ширина кузова наружная, м	3210	3520	3750	3460	3500	3460	3130	3200	3130
Высота от поверхности рельса, м	2,860	3,236	3,241	3,620	3,635	3,285	3,482	3,790	3,970
Длина по осям автосцепок, м	11,830	12,170	14,900	17,630	17,630	17,580	13,920	16,400	20,240

$\psi_{\text{тр}} = 0,24 \div 0,28$ – для электровозов постоянного тока, работающих от сети напряжения 3000 В; $\psi = 0,25 \div 0,26$ и $\psi_{\text{тр}} = 0,3 \div 0,35$ – для электровозов переменного тока и электровозов постоянного тока, работающих от сети напряжения 1500 В); ω'_0 и ω''_0 – основное удельное сопротивление движению на прямом горизонтальном участке пути соответственно локомотива и вагона (в приближённых расчётах допускается принимать $\omega_0 \approx \omega'_0 \approx \omega''_0 = 20 \div 30$ Н/т для постоянных путей, для передвижных – на 20÷25 % больше), Н/т; $\omega_{i\text{пр}}$ – дополнительное удельное сопротивление движению от уклона пути (численно равно величине уклона пути, выраженного в *промилле*, например, при уклоне пути $i = 25 \text{ ‰}$ $\omega_i = 25$), Н/т; ω_R – дополнительное удельное сопротивление движению от кривизны пути (для кривой с радиусом $R \geq 300$ м на постоянных путях $\omega_{r\text{ст}} = 700/R$, на передвижных – $\omega_{r\text{п}} = 1300/R$; для кривой с радиусом $R < 300$ м на постоянных путях $\omega_{r\text{ст}} = 900/(100 + R)$; на руководящем уклоне, выполняемом, как правило, прямолинейным, $\omega_r = 0$), Н/т; $\omega_{\text{тр}}$ – удельное сопротивление при трогании поезда с места для подвижного состава (на подшипниках скольжения $\omega_{\text{тр}} = 800/q'_0$, здесь q'_0 – нагрузка от оси на рельсы, кН), Н/т; $\omega_{i\text{пр}}$ – удельное сопротивление от приведённого уклона, Н/т; $\alpha = 0,025 \div 0,05$ – ускорение при трогании, м/с².

При движении по криволинейному уклону удельное сопротивление от приведённого уклона определяют по выражению

$$\omega_{i\text{пр}} = \omega_{\text{тр}} + \omega_R, \quad (5.6)$$

где $\omega_{\text{тр}}$ – удельное сопротивление от уклона трогания, Н/т.

Число вагонов (думпкаров) в составе поезда находят по меньшему Q_{min} из значений прицепной массы поезда $Q_{\text{В}}, Q_{\text{Т}}$ (см. формулы 5.4 и 5.5) по выражению

$$n_{\text{д}} = Q_{\text{min}} / (q_{\text{Т}} + q_{\text{Гр}}), \quad (5.7)$$

где n_d – число думпкаров в составе поезда, шт.; q_T – собственная масса думпкара, т; $q_{Гр}$ – фактическая грузоподъемность думпкара, т.

При полном использовании вместимости думпкара его грузоподъемность определяют по выражению

$$q_{Гр}^V = V_{П} K_{шд} \rho / K_{рд}, \quad (5.8)$$

где $V_{П}$ – паспортная геометрическая вместимость думпкара, м³; $K_{шд}$ – коэффициент наполнения думпкара «с шапкой» ($K_{шд} = 1,12 - 1,17$); ρ – плотность транспортируемой породы в целике, т/м³; $K_{рд}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове думпкара, $K_{рд} = 1,05 K_{рi}$, где $K_{рi}$ – соответствующий коэффициент разрыхления породы по наносам, по взорванным породам на отгоне борта и в траншейном забое, а также по полезному ископаемому.

Возможны два случая, когда при:

$$q_{Гр}^V \leq q_{П}, V_{д} = V_{П} K_{ш} / K_{рд}, q_{Гр} = q_{Гр}^V, \quad (5.9)$$

$$q_{Гр}^V > q_{П}, V_{д} = q_{П} K_{рд} / \rho, q_{Гр} = q_{П}, \quad (5.10)$$

где $q_{П}$ – паспортная грузоподъемность думпкара, т; $V_{д}$ – фактическая вместимость думпкара, м³.

В первом случае (формула 5.9) загрузку думпкара осуществляют по объёму при недоиспользовании паспортной грузоподъемности думпкара, а во втором (формула 5.10) – по паспортной грузоподъемности с недоиспользованием вместимости думпкара.

Фактический коэффициент тары думпкара определяют по выражению

$$K_T = q_T / q_{Гр}. \quad (5.11)$$

Количество вагонов в составе округляют до целого числа в меньшую сторону.

Тогда *полезная масса* груза в прицепной части поезда будет равна

$$Q_{\text{гр}} = n_{\text{д}} q_{\text{гр}}, \quad (5.12)$$

где $Q_{\text{гр}}$ – полезная масса груза, перевозимого поездом, т.

Объём породы, перевозимой одним локомотивосоставом, составит

$$V_{\text{гр}} = n_{\text{д}} V_{\text{д}}. \quad (5.13)$$

Длина локомотивосостава:

$$L_{\text{лс}} = n_{\text{д}} l_{\text{д}} + L_{\text{л}}, \quad (5.14)$$

где $l_{\text{д}}$ – длина думпкара по осям автосцепок, м; $L_{\text{л}}$ – длина локомотива (тягового агрегата с мотор-думпкарами или бустерной секцией), м.

Число рейсов локомотивосостава за час:

$$N_{\text{р}} = 60/T_{\text{р}}, \quad (5.15)$$

где $T_{\text{р}}$ – продолжительность рейса, мин.

$$T_{\text{р}} = t_{\text{п}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{ож}}, \quad (5.16)$$

где $t_{\text{п}}, t_{\text{раз}}$ – соответственно время погрузки и разгрузки локомотивосостава, мин; $t_{\text{гр}}, t_{\text{пор}}$ – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; $t_{\text{ож}}$ – время простоев локомотивосостава в ожидании погрузки, разгрузки и на остановках на отдельных пунктах за один рейс ($t_{\text{ож}} = 5 \div 10$), мин.

$$t_{\text{пор}} = V_{\text{гр}} t_{\text{ц}} / 0,9 E K_{\text{н}} 60, \quad (5.17)$$

или более укрупненно

$$t_{\text{пор}} = 60 V_{\text{гр}} / Q_{\text{эч}}, \quad (5.18)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскаватора, с; $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора; $Q_{\text{эч}}$ – часовая производительность экскаватора, м³/ч.

$$t_{\text{раз}} = n_{\text{д}} \tau_{\text{р}}, \quad (5.19)$$

где τ_p – продолжительность разгрузки думпкара, мин (в летнее время $\tau_p = 1,5 \div 2$ мин, в зимнее $\tau_p = 3 \div 5$ мин).

$$t_{гр} = 60K_{пр} \left(\begin{array}{l} L_{заб}/\mathcal{G}_{зг} + L_{тр}/\mathcal{G}_{трг} + \\ + L_n/\mathcal{G}_{пг} + L_{зо}/\mathcal{G}_{зог} + L_o/\mathcal{G}_{ог} \end{array} \right), \quad (5.20)$$

$$t_{пор} = 60K_{пр} \left(\begin{array}{l} L_o/\mathcal{G}_{оп} + L_{зо}/\mathcal{G}_{зоп} + \\ + L_{п}/\mathcal{G}_{пп} + L_{тр}/\mathcal{G}_{трп} + L_{заб}/\mathcal{G}_{зп} \end{array} \right), \quad (5.21)$$

где $L_{заб}, L_o, L_{зо}, L_{тр}, L_{п}$ – соответственно средневзвешенные длины временных забойных и отвальных путей, стационарных путей заезда на отвал, в капитальной траншее и на поверхности, км; $\mathcal{G}_{зг}, \mathcal{G}_{ог}, \mathcal{G}_{зог}, \mathcal{G}_{трг}, \mathcal{G}_{пг}, \mathcal{G}_{зп}, \mathcal{G}_{оп}, \mathcal{G}_{зоп}, \mathcal{G}_{трп}, \mathcal{G}_{пп}$ соответственно скорости движения по временным забойным и отвальным путям, по стационарным путям при заезде на отвал, в траншее и на поверхности в грузовом и порожнем направлениях, км/ч:

$$\left(\begin{array}{l} \mathcal{G}_{зг} \approx \mathcal{G}_{ог} = 15 \div 20; \mathcal{G}_{трг} \approx \mathcal{G}_{зог} \approx \mathcal{G}_{зп} \approx \mathcal{G}_{оп} = 20 \div 25; \\ \mathcal{G}_{пг} = 25 \div 30; \mathcal{G}_{трп} \approx \mathcal{G}_{зоп} \approx \mathcal{G}_{пп} = 30 \div 40 \end{array} \right). \quad (5.22)$$

Указанные в формулах (5.20) и (5.21) расстояния транспортирования определяются в каждом конкретном случае индивидуально в зависимости от схемы вскрытия, системы разработки, параметров карьера и др.

Для учебных расчётов можно принять

$$\begin{aligned} L_{заб} &= L_{ки} / 2; L_{отв} = L_o / 2; L_{п} = L_{ко}; \\ L_{тр} &= 1000H_{i \max} / i_p; L_{зо} = 1000H_o / i_p, \end{aligned} \quad (5.23)$$

где $L_{ки}, L_o, L_{ко}$ – соответственно длина карьера на i -м горизонте, отвала и транспортных коммуникаций на поверхности, км (см. исходные данные); H_o – высота отвала ($H_o = 30 \div 60$ соответственно при одном или двух ярусах), м; i_p – руководящий уклон (для железнодорожного транспорта i_p до 40, для автомобильного i_p до 60÷80), ‰.

Техническая производительность локомотивосостава, м³/ч:

$$Q_{лч} = V_{зр} N_p. \quad (5.24)$$

Эксплуатационная производительность локомотивосостава:
– сменная, м³/смену:

$$Q_{л см} = V_{гр} N_p T_{см} K_{ил}; \quad (5.25)$$

– суточная, м³/сутки:

$$Q_{л сут} = Q_{л см} n_{см}; \quad (5.26)$$

– годовая, м³/год:

$$Q_{л год} = Q_{л сут} N_{год}, \quad (5.27)$$

где $T_{см}$ – продолжительность работы железнодорожного транспорта в смену ($T_{см} = 8$), ч; $K_{ил}$ – коэффициент использования локомотивосостава в течение смены ($K_{ил} = 0,85 \div 0,95$); $n_{см}$ – число смен в сутки (согласно режиму работы предприятия), обычно $n_{см} = 3$; $N_{год}$ – число рабочих дней локомотивосостава в году.

Производительность железнодорожного транспорта во многом зависит от пропускной и провозной способности пути.

Под *пропускной способностью карьерных путей* понимают наибольшее число поездов, пропущенных по ограничивающему перегону в единицу времени:

– для однопутного перегона, пар поездов/смену:

$$N_{по} = T_{см} / (L_{п} / \vartheta_{пг} + L_{пп} / \vartheta_{пп} + 2\tau), \quad (5.28)$$

– для двухпутного перегона в грузовом направлении, поездов/смену:

$$N_{пг} = T_{см} / (L_{п} / \vartheta_{пг} + \tau), \quad (5.29)$$

– для двухпутного перегона в порожнем направлении, поездов/смену:

$$N_{пп} = T_{см} / (L_{п} / \vartheta_{пп} + \tau), \quad (5.30)$$

где $\vartheta_{пп}$, $\vartheta_{пг}$ – соответственно скорость движения поездов по ограничивающему перегону в порожнем и грузовом направлени-

ях, км/ч; L_{Π} – длина ограничивающего перегона, км; τ – время на связь (при автоматической связи $\tau = 0$, при телефонной $\tau = 0,05 \div 0,1$, ч).

Обычно длина ограничивающего перегона равна длине капитальной траншеи

$$L_{\Pi} = L_{\text{КТ}} = 1000H_{\text{КТ}} / i_{\text{р}}, \quad (5.31)$$

где $H_{\text{КТ}}$ – глубина внешней капитальной траншеи (согласно заданию), м.

В этом случае $\vartheta_{\text{шп}} = \vartheta_{\text{трп}}$, $\vartheta_{\text{пг}} = \vartheta_{\text{трг}}$.

Провозная способность – это количество груза, которое может быть перевезено по ограничивающему перегону за единицу времени, м³/смену:

$$M_{\text{см}} = N_{\Pi} V_{\text{гр}} / K_{\text{рп}}, \quad (5.32)$$

где N_{Π} – пропускная способность пути за смену; $K_{\text{рп}}$ – коэффициент резерва пропускной способности ($K_{\text{рп}} = 1,2 \div 1,25$); $V_{\text{гр}}$ – объём груза (наносы, полезное ископаемое, коренные породы), перевозимого одним локомотивосоставом (принимается средневзвешенное значение), м³.

Провозная способность ограничивающего перегона должна быть больше или равна величине планового грузооборота карьера (м³) в смену:

$$M_{\text{см}} \geq P_{\text{гр см}}. \quad (5.33)$$

В противном случае необходимо либо увеличивать количество путей на ограничивающем перегоне, либо уменьшать длину перегона, либо добиваться увеличения скорости движения поездов за счёт улучшения качества пути, либо принимать локомотив с большим сцепным весом, либо уменьшать плановые объёмы вскрышных и добычных работ.

Необходимое количество локомотивосоставов в работе:

- по наносам:

$$N_{\text{лнр}} = K_{\text{нер}} V_{\text{н год}} / Q_{\text{лн год}}; \quad (5.34)$$

- по коренным породам на отгоне борта:

$$N_{\text{л к р}} = K_{\text{нер}} V_{\text{к год}} / Q_{\text{л к год}}; \quad (5.35)$$

• по коренным породам при проведении разрезной траншеи:

$$N_{\text{л тк р}} = K_{\text{нер}} V_{\text{тк год}} / Q_{\text{л тк год}}; \quad (5.36)$$

• по полезному ископаемому:

$$N_{\text{л п р}} = K_{\text{нер}} A / \rho_{\text{п}} Q_{\text{л п год}}; \quad (5.37)$$

где $Q_{\text{л н год}}$, $Q_{\text{л к год}}$, $Q_{\text{л тк год}}$, $Q_{\text{л п год}}$ – соответственно годовая производительность локомотивосостава по наносам, коренным породам на отгоне борта и проведении разрезной траншеи, а также полезному ископаемому, м³/год; $K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы транспорта ($K_{\text{нер}} = 1,1 \div 1,2$).

Рабочий парк думпкаров (вагонов) по наносам $N_{\text{дн}}$, коренным породам $N_{\text{дк}}$ и полезному ископаемому $N_{\text{дп}}$:

$$\begin{aligned} N_{\text{дн р}} &= N_{\text{л н р}} n_{\text{дн}}; N_{\text{дк р}} = N_{\text{л к р}} n_{\text{дк}}; \\ N_{\text{д тк р}} &= N_{\text{л тк р}} n_{\text{д тк}}; N_{\text{дп р}} = N_{\text{л п р}} n_{\text{дп}}, \end{aligned} \quad (5.38)$$

где $n_{\text{дн}}$, $n_{\text{дк}}$, $n_{\text{д тк}}$, $n_{\text{дп}}$ – соответственно число думпкаров (вагонов) в поезде при транспортировании наносов, коренных пород на отгоне борта и проведении разрезной траншеи, а также полезного ископаемого, шт.

Инвентарный парк локомотивов и думпкаров (вагонов) принимают на 20–25 % больше рабочего парка.

5.9. Схемы развития железнодорожных путей

Путевое развитие карьера зависит от мощности и размеров карьера в плане, числа грузопотоков, рельефа местности, схемы вскрытия и др. Протяженность железнодорожных путей на карьерах достигает десятков, а иногда сотен километров, например, на карьере Южного ГОКа она составляет 300 км.

Различают следующие виды карьерных железнодорожных путей:

- забойные и отвальные временные железнодорожные пути, периодически перемещаемые по мере продвижения фронта работ;
- соединительные пути, связывающие забойные и отвальные пути с постоянными путями в капитальных траншеях и на поверхности;
- пути капитальных траншей и съездов, связывающие рабочие горизонты карьера с путями на поверхности;
- поверхностные пути (откаточные, главные, цеховые и хозяйственные);
- магистральные пути, соединяющие карьерные с МПС.

Для обеспечения безопасности движения поездов и их пропускной и провозной способности вся сеть карьерных путей разбивается с помощью разделительных пунктов на отдельные участки, которые называются перегонами. В зависимости от назначения и сложности путевого развития разделительные пункты делятся на посты, разъезды и станции.

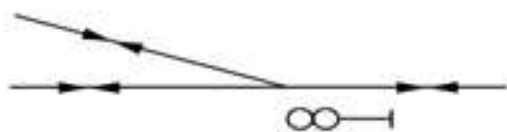


Рис. 5.3.

ПОСТ – разделительный пункт, не имеющий путевого развития и предназначенный для регулирования движения поездов на прилегающем перегоне (рис. 5.3) путём их остановки или пропуска. На перегоне может быть только

один поезд. Посты оборудуются сигналами и обслуживаются дежурными (при отсутствии полу- и автоблокировки). При автоблокировке посты заменяются светофорами.

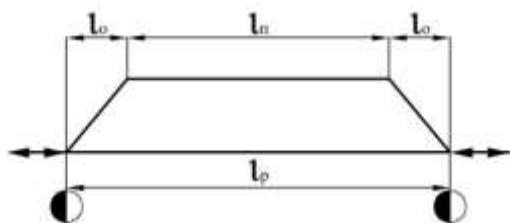


Рис. 5.4.

РАЗЪЕЗД – разделительный пункт на однопутной ж/д линии. Имеет путевое развитие и предназначен для скрещивания (встречи), обгона и обмена поездов. Располагается в непосредственной близости от карьера или отвала с целью быстрого обмена поездов. В простейшем виде разъезд имеет один приёмно-отправочный

путь (рис. 5.4). Длина разъезда складывается из $l_p = 2l_0 + l_{п} + 15$, где l_0 – длина от начала стрелочного перевода до предельного столбика, м; $l_{п}$ – длина поезда, м.

СТАНЦИЯ – разделительный пункт, имеющий сложное путевое развитие и предназначенный для обгона, скрещивания, приёма и отправления поездов, маневренной работы, ремонта и экипировки локомотивов, формирования и расформирования поездов (рис. 5.5).

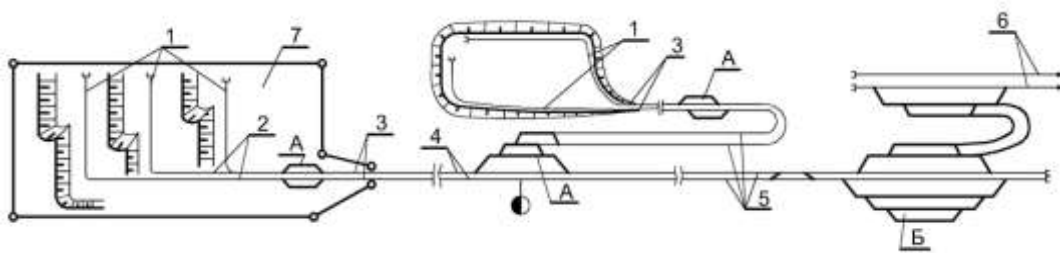


Рис. 5.5.

1 – временные забойные пути; 2 – соединительные пути; 3 – пути капитальных траншей и съездов; 4 – поверхностные пути; 5 – магистральные пути; 6 – пути МПС; А – разъезд; Б – станция

На станциях располагаются диспетчерские посты, где осуществляется управление движением поездов. В зависимости от условий работы на карьере могут быть 1-3 станции. Схема развития путей карьера должна быть простой, иметь минимальное число путей, стрелочных переводов, разъездов, станций, обеспечивать перевозку заданного грузооборота при эффективном использовании горного и транспортного оборудования.

Путевая схема должна обеспечивать минимальные простои выемочно-погрузочного оборудования от обменных операций на уступах и отвалах.

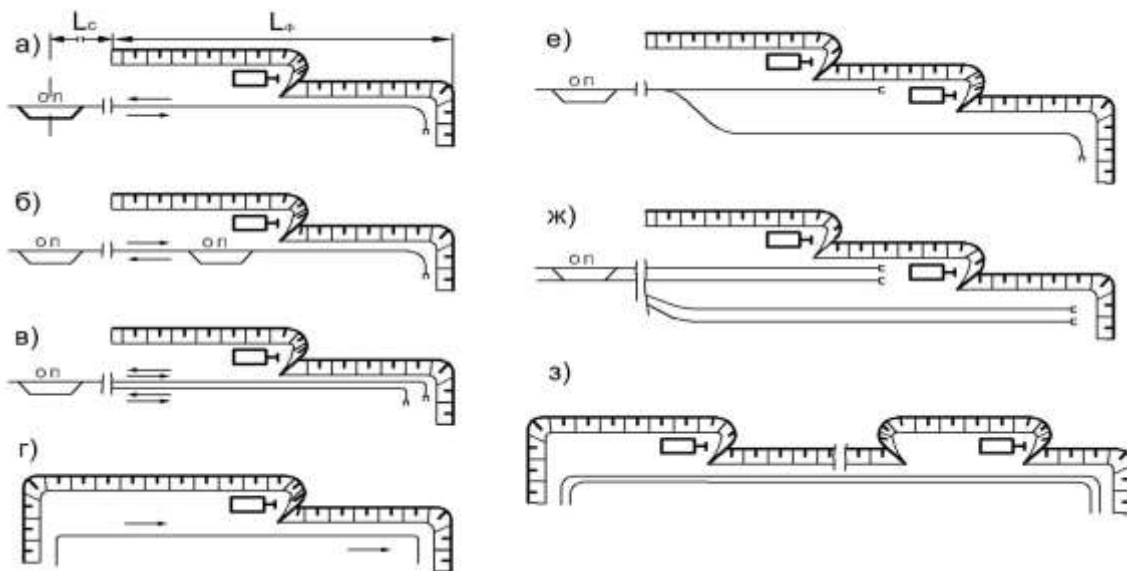
5.10. Организация обменных операций на уступах

Простои при обмене груженых и порожних поездов в забое являются одной из причин снижения производительности экскаваторов. Соотношение продолжительностей погрузки и обмена составов характеризуется коэффициентом обеспечения забоя по-

рожными составами $\eta_0 = t_{\text{п}} / (t_{\text{п}} + t_{\text{об}})$, где $t_{\text{п}}$ – продолжительность погрузки поезда, ч; $t_{\text{об}}$ – продолжительность обмена составов, ч.

Продолжительность обмена состава в основном зависит от скорости движения поезда, протяжённости фронта работ на уступе и схемы развития забойных путей.

В зависимости от числа транспортных выходов с уступа движение поездов может быть организовано по маятниковой (тупиковой) схеме с одним выходом или поточной (сквозной) с двумя выходами. При поточной схеме время обмена уменьшается примерно в 2 раза. Обменный пункт (ОП) может находиться вне пределов фронта работ уступа и в его пределах. На карьерах наибольшее применение получили следующие схемы развития (рис. 5.6.)



$$t_{\text{об}} = 2\left(\frac{L_c}{V_c} + \frac{0,5L_{\text{ф}}}{V_3} + t_c\right) \quad \text{ОП распорожен за пределом фронта работ}$$

$$t_{\text{об}} = \frac{2L_c}{V_c} + \frac{0,5L_{\text{ф}}}{V_3} + t_c \quad \text{ОП распорожен в пределах фронта работ}$$

Рис. 5.6.

5.11. Основы организации движения поездов

Основным рабочим документом по организации движения является *параллельный график движения поездов*, предусматри-

вающий их движение в одном направлении с одинаковой скоростью (рис. 5.7).

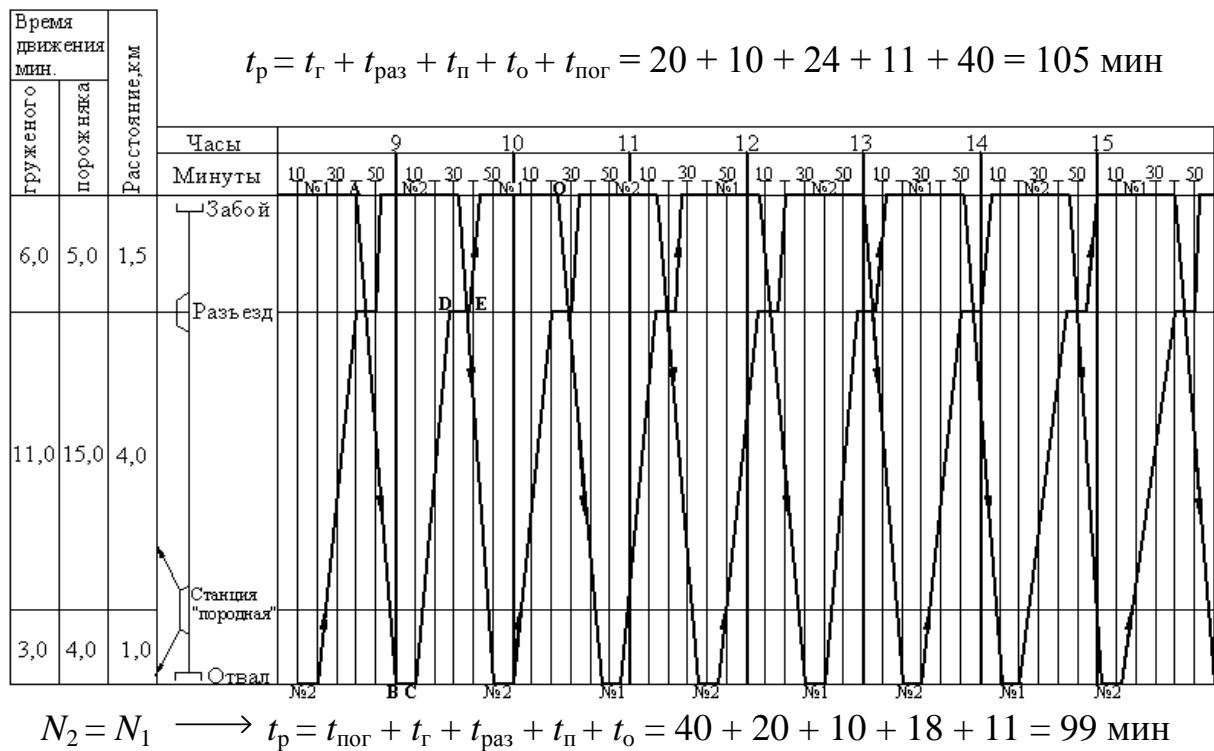


Рис. 5.7. График движения поездов

Различают *плановый график* (А-ВС-С), который является расписанием движения поездов, и *исполнительный график*, который детально фиксирует весь цикл движения (А-ВС-ДЕ-О).

Исполнительный график движения строят следующим образом. По горизонтали наносят интервалы времени через 10 минут на смену или сутки, а по вертикали – схему путевого развития в соответствующем масштабе.

Затем по ранее определенному времени погрузки, разгрузки и движения в порожнем и грузовом направлениях для каждого поезда строят график. При этом движение поездов изображают наклонными, а остановки – горизонтальными линиями. На однопутном перегоне линии движения поездов противоположных направлений не могут пересекаться, так как встреча поездов в этих точках исключается. Величину станционных интервалов определяют по табл. 5.6.

Таблица 5.6

Станционные интервалы

Способ связи при обслуживании поездов	Обслуживание стрелок	Интервалы, мин		
		при скрещивании	при неодновременном прибытии	при попутном следовании
Автоматическая блокировка	централизованное	2	3	2
Полуавтоматическая блокировка	ручное	3	3	2
Телефон	ручное	6	4	4

В случае если на однопутном перегоне поезда отправляют в одном направлении один за другим (пакетом), то их разграничивают не менее чем одним разделительным пунктом.

На двухпутном перегоне линии движения порожних и грузовых поездов, идущих в противоположных направлениях, пересекаются.

5.12. Вспомогательные работы на железнодорожном транспорте и их механизация

К вспомогательным работам на железнодорожном транспорте относят: подготовка трассы железнодорожного пути; сборка путевой решётки; укладка и переукладка путей; балластировка и выправка путей; их текущее содержание и ремонт; монтаж, перенос и текущее содержание контактной сети, технический осмотр и ремонт подвижного состава.

Подготовка трассы железнодорожного пути осуществляется экскаваторами, бульдозерами, скреперами, автогрейдерами.

Сборка путевой решётки на крупных карьерах осуществляется на специальных звеносборочных площадках, на небольших карьерах – непосредственно на трассе пути вручную. На звеносборочных участках все работы по монтажу путевой решётки – разгрузка шпал и рельсов из вагонов, загрузка шпал в пропиточные ванны и автоклавы и их выгрузка, подача на звеносборочные агрегаты – осуществляется при полной механизации всех трудо-

ёмких работ. Производительность звеносборочных агрегатов составляет 300–500 м готовых звеньев пути в смену при бригаде из 5 и 14 человек.

Укладка рельсо-шпальных решёток производится чаще всего кранами грузоподъёмностью 15–50 т на ж/д ходу с дизельной или дизель-электрической силовой установкой. Кроме этого могут также использоваться рельсоукладчики для укладки отдельных звеньев, двухконсольные тракторные переукладчики, а также путеукладочные поезда.

Переукладка включает следующие операции: разъединение стыковых соединений, установку крана для захватывания звена, его захват, перенос звена на новое место, отсоединение прицепного устройства и переезд крана к новому звену. Организация работ при переукладке пути может осуществляться наступающим или отступающим ходом (рис. 5.8). При наступающем ходе переукладка начинается со стороны выезда с уступа. Недостатки такого хода малая производительность (200–300 м/см) из-за ремонта пути впереди движущегося крана, частых его сходов и др. Достоинство – возможность работы в новой заходке до окончания переукладки всего пути на уступе.

При втором способе производительность переукладки пути составляет 500–700 м/см, но начинать работу в этом случае экскаватор сможет только после переукладки всего пути.

Возможна переукладка железнодорожного пути и без разборки на звенья специальными путепередвижателями непрерывного или циклического действия. Но шаг передвижки в этом случае невелик (от 2,5–4 м до 0,3–0,5 м).

Балластировка путей включает доставку и разгрузку балласта, разравнивание балластного слоя, укладку балласта под шпалы, подбивку и подштопку шпал. Для перевозки, механизированной разгрузки, дозировки и разравнивания балласта используют вагоны – дозаторы типа «хоппер». Для укладки бал-

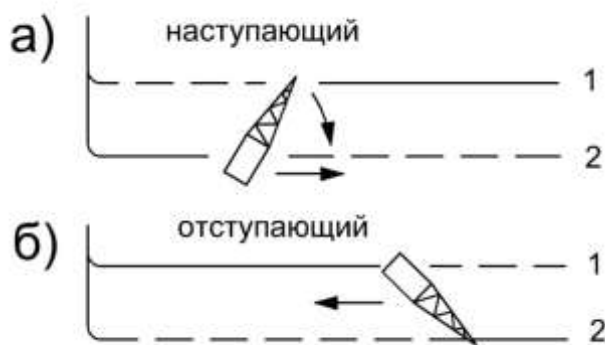


Рис. 5.8.

низированной разгрузки, дозировки и разравнивания балласта используют вагоны – дозаторы типа «хоппер». Для укладки бал-

ласта под шпалы и его выравнивания используются специальные балластировщики. Для подбивки шпал применяют самоходные шпалоподбивочные машины типа ШПМ-02 на железнодорожном ходу. Подъёмно-рихтовочные работы выполняются машинами типа ПРМ-3, МСШУ-3, ПРМ-1 и др.

5.13. Карьерные автодороги

Карьерные автодороги в значительной степени определяют эффективность автотранспорта. На карьерах различают автодороги общего типа (хозяйственные) и карьерные автодороги (производственные). Карьерные автодороги по сроку службы делятся на постоянные (срок службы не менее 1 года) и временные. Стационарные (постоянные) автодороги располагаются на поверхности карьера, в капитальных траншеях и на соединительных транспортных бермах, временные – на уступах и отвалах.

Технологические качества автодорог характеризуются расчётной скоростью движения; расчётной массой и габаритами подвижного состава, пропускаемого дорожными одеждами и сооружениями; проезжаемостью, определяемой возможностью движения подвижного состава с заданной скоростью в различные периоды года; грузонапряжённостью – количеством груза (в тоннах), перевозимого по участку дороги в единицу времени; интенсивностью движения – количеством транспортных средств, проходящих через данное сечение дороги в единицу времени; транспортной работой – произведением массы перевозимого груза (в тоннах) на дальность транспортирования (км).

По грузонапряжённости (или интенсивности) движения устанавливается техническая категория дороги I, II или III (табл. 5.7). Временные автодороги – все III категории.

Таблица 5.7

Категория дороги по грузонапряжённости

Категория дороги	I	II	III
Грузонапряжённость, 10^6 т/год, брутто	Более 25	От 25 до 3	Менее 3
Расчётная скорость на прямых участках, км/ч	50	40	30
На поворотах и перекрёстках, км/ч	30	25	20

Тип дорожного покрытия выбирается исходя из срока службы автодороги, интенсивности и грузонапряжённости. Различают цементно- и асфальтобетонные, щебёночные, гравийные и грунтовые покрытия. Затраты на дорожное покрытие составляют от 60 до 90 % общей стоимости автодороги.

Рекомендуют при грузонапряжённости более 10^7 т цементно- и асфальтобетонное покрытие; при $0,5 \cdot 10^6 - 10^7$ т – щебёночное и гравийное покрытие; менее $0,5 \cdot 10^6$ – без покрытия.

Ширина проезжей части автодороги (м) при однополосном движении $Ш_1 = 2y + ap + (p - 1)x$; при двухполосном движении $Ш_2 = 2(y+a) + x$, где a – ширина автомобиля по скатам колёс (примерно равна ширине кузова), м; p – число полос движения; x – зазор между кузовами встречных автомобилей, м.

$$x = 2y; \quad y = 0,5 + 0,005V,$$

где V – скорость движения автомобиля, км/ч.

Ширина проезжей части автодорог для автомобилей грузоподъёмностью 27–40 т составляет 13–15 м, а для автомобилей грузоподъёмностью 75–120 т – 20–25 м.

Ширина обочины составляет 1–2 м. Дороги, расположенные в выемках, должны иметь боковые кюветы глубиной 0,8–0,9 м трапецевидной формой с основанием шириной 0,4 м. В обычных условиях дороги имеют двухскатный профиль с уклоном 10–40 %. При устройстве дорог на косогорах, бермах на борту карьера и на кривых радиусом менее 200 м поперечное сечение дороги имеет односкатный профиль с уклоном 20–40 % в сторону косогора или во внутрь кривой.

5.14. Подвижной состав автотранспорта

Подвижной состав состоит из автосамосвалов, колёсных тягачей с прицепами и полуприцепами, троллейбусов и дизель-электрических поездов. Основными параметрами подвижного состава являются: грузоподъёмность, мощность двигателя, вместимость кузова, колесная формула, габариты и минимальный радиус поворота. *Колесной формулой* называется цифровое обозначение числа колес автосамосвала. 4×2 – первая цифра показывает общее число колес, вторая – число ведущих колес (табл. 5.8).

Таблица 5.8

Технологические параметры карьерных автосамосвалов

Показатели	КрАЗ-256Б1С	КрАЗ-6505	МоАЗ-6507	МоАЗ-7505	БелАЗ-75540А	БелАЗ-7540В	БелАЗ-7540D	БелАЗ-7547	БелАЗ-75473	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555В
Грузоподъемность, т	12	5,5	20	23	30	30	30	45	45	55	55
Масса автомобиля, т	11,27	1,6	19	9,8	22,5	22,5	21,475	33,0	33,0	40,25 (41,12)	40,25 (41,12)
Вместимость кузова, м ³	6,0	8,0	11,5	4,5	15,06	15,06 (24,68*)	19	19,3	19,83	22,09 (49,97*)	22,09 (49,97)
Колесная формула	6×4	6×4	4×4	4×4	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2
Габариты, м:											
длина	8,2	8,02	7,54		7,11	7,11(7,16)	7,11	8,09	8,09	8,89 (9,2)	8,89 (9,2)
ширина	2,65	2,5	3,25		4,36	4,3(4,62)	4,36	4,62	4,62	5,24 (5,6)	5,24 (5,6)
высота	2,83	3,0	3,35		3,93	3,93 (3,9)	3,93	4,39	4,39	4,61	4,61
Мощность двигателя, кВт	176	06	220	243	309	265	265	368	448	537	522
Модель двигателя					ЯМЗ-240ПМ2	ЯМЗ-240М2-1	Deutz BF 8M1015	ЯМЗ-240 HM2	Cummins КТА 19С	ЯМЗ-845.10	Cummins КТА 19С
Минимальный радиус поворота, м	10,5	1,0	11,0	1,0	8,7	8,7	8,7	10,2	10,2	9,0	9,0
Трансмиссия	механическая				гидромеханическая						

Продолжение табл. 5.8

Показатели	БелАЗ-7514	БелАЗ-75145	БелАЗ-75131	БелАЗ-75132	БелАЗ-75216	БелАЗ-75303	БелАЗ-72306	БелАЗ-75600
Грузоподъёмность, т	120	120	136	130	190	200	220	320
Масса автомобиля, т	90,0	90,0	107,0	107,0	162	152,7	152	240
Вместимость кузова, м ³	47,55	47,55	45,45 (103,78*)	45,45 (103,78*)	92,76	80,03	91,6	139
Колесная формула	4×2	4×2	4×2	4×2	4×4	4×4	4×4	4×4
Габариты, м:								
длина	11,38	11,38	11,5	11,5	14,58	13,36	13,36	14,9
ширина	6,85	6,85	6,9	6,9	8,4	8,6	8,6	9,6
высота	5,58	5,58	5,72	5,72	6,46	6,52	6,52	7,2
Мощность двигателя, кВт	1029	895	1194	1100	1691	1765	1865	2574
Модель двигателя	8 ДМ-21АМ	Cummins КТА 38-С	Cummins КТА 50-С	8 ДМ-21АМС	12ЧНА-26/28	12ДМ-21АМ	Cummins QSK60-С	Cummins QSK78-С
Минимальный радиус поворота, м	13,0	13,0	13,0	13,0	16,0	10,5	12,0	16,5
Трансмиссия	электромеханическая							

Наибольшее распространение на карьерах получили *самосвалы* – это автомашины с кузовом, расположенном на раме, и разгружающиеся в основном опрокидыванием назад. Типы автосамосвалов отечественного производства, применяемые на карьерах страны, см. табл. 5.8.

Для транспортирования угля и других «лёгких» пород могут использоваться указанные автосамосвалы с увеличенной ёмкостью кузова и полуприцепы.

Из автосамосвалов зарубежных фирм у нас применяются 120 т автомобили фирмы «Комацу» и 180 т – фирмы «Юнит-Риг» (М-200). Фирма «Катерпиллер» (США) выпускает автосамосвалы с донной разгрузкой, грузоподъёмностью 250 т (мощность двигателя – 1470 кВт, длина 29 м).

Разновидностью автотранспорта являются дизель-троллейбусы двойного питания: на постоянной трассе от контактной сети, по временным автодорогам – от дизеля. Масса и стоимость дизель-троллейбуса выше, чем у обычных автосамосвалов на 15–20 %. К их достоинствам относят высокую скорость движения на постоянных автодорогах (до 60 км/ч); возможность рекуперации энергии при движении под уклон, надёжность работы в зимних условиях. Грузоподъёмность 65–120 т.

Дизель электрические поезда находятся на стадии разработки и пока на карьерах не применяются.

5.15. Расчёт подвижного состава

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

Тип автосамосвала рекомендуется выбирать исходя из дальности транспортирования горной массы из забоя к месту её отвалобразования или складирования и рационального соотношения вместимостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора, применяемого на погрузке (табл. 5.9 или по рекомендациям [42, табл. 4.33]).

Таблица 5.9

Условия применения автосамосвалов

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

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

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

$$N_a = T_p / t_{\Pi}, \quad (5.39)$$

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

$$T_p = t_{\Pi} + t_{гр} + t_p + t_{пор} + t_m \quad (5.40)$$

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

$$t_{\Pi} = n_k t_{\Pi}, \quad (5.41)$$

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

В зависимости от соотношения плотности $\rho_{ГМ}$ перевозимой породы, грузоподъемности q_a автосамосвала, объема V_a его кузова, число n_k ковшей может ограничиваться либо объемом ку-

зова $\rho_{\text{ГМ}} / K_{\text{pa}} < q_a / V_a$, либо грузоподъемностью автосамосвала $\rho_{\text{ГМ}} / K_{\text{pa}} \geq q_a / V_a$, где K_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове самосвала, $K_{\text{pa}} = 1,05K_{\text{pi}}$, где K_{pi} – соответствующий коэффициент разрыхления породы по наносам, по взорванным породам на отгоне борта и в траншейном забое (см. раздел 3), а также по полезному ископаемому.

Тогда продолжительность погрузки автосамосвала определяют соответственно по формулам

$$t_{\text{п}} = 60V_a K_{\text{ш}} / 0,9Q_{\text{чэ}}, \quad (5.42)$$

или

$$t_{\text{п}} = 60q_a / Q_{\text{чэ}}\rho_{\text{ГМ}}, \quad (5.43)$$

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

$$t_{\text{гр}} = 60K_{\text{рт}} \left(\frac{L_{\text{заб}}/\vartheta_{\text{зг}} + L_{\text{тр}}/\vartheta_{\text{трг}} + L_{\text{п}}/\vartheta_{\text{пг}} + L_{\text{зо}}/\vartheta_{\text{зог}} + L_{\text{от}}/\vartheta_{\text{ог}}}{\vartheta_{\text{зп}} + \vartheta_{\text{оп}} + \vartheta_{\text{зоп}} + \vartheta_{\text{трп}} + \vartheta_{\text{пп}}} \right); \quad (5.44)$$

$$t_{\text{пор}} = 60K_{\text{рт}} \left(\frac{L_{\text{от}}/\vartheta_{\text{оп}} + L_{\text{зо}}/\vartheta_{\text{зоп}} + L_{\text{п}}/\vartheta_{\text{пп}} + L_{\text{заб}}/\vartheta_{\text{зп}}}{\vartheta_{\text{зп}} + \vartheta_{\text{оп}} + \vartheta_{\text{зоп}} + \vartheta_{\text{трп}} + \vartheta_{\text{пп}}} \right), \quad (5.45)$$

где $L_{\text{заб}}, L_{\text{от}}, L_{\text{зо}}, L_{\text{тр}}, L_{\text{п}}$ – соответственно средневзвешенная длина временных забойных и отвальных автодорог, заезда на отвал, магистральных дорог в траншее и на поверхности (согласно заданию), км; $K_{\text{рт}}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{\text{рт}} = 1,1$); $\vartheta_{\text{зг}}, \vartheta_{\text{ог}}, \vartheta_{\text{зог}}, \vartheta_{\text{трг}}, \vartheta_{\text{пг}}$ и $\vartheta_{\text{зп}}, \vartheta_{\text{оп}}, \vartheta_{\text{зоп}}, \vartheta_{\text{трп}}, \vartheta_{\text{пп}}$ – соответственно скорости движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях по временным забойным, отвальным автодорогам, заезду на отвал, магистральным дорогам в траншее и на поверхности, км/ч (табл. 5.10).

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

Таблица 5.10

Скорости движения и основные удельные сопротивления
движению автосамосвала

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

Число рейсов автосамосвала в час:

$$N_p = 60/T_p. \quad (5.46)$$

Производительность автосамосвала:

• техническая, м³/ч:

$$Q_{ач} = q_a N_p K_r K_{pa} / \rho_{п} \quad (5.47)$$

• эксплуатационная

- сменная, м³/смену:

$$Q_{а см} = Q_{ач} T_{см} K_{иа} \quad (5.48)$$

- суточная, м³/сутки:

$$Q_{а сут} = Q_{а см} n_{см} \quad (5.49)$$

- годовая, м³/год:

$$Q_{а год} = Q_{а сут} n_{год} \quad (5.50)$$

где K_r – коэффициент использования грузоподъемности ($K_r = q_{гр} / q_a$, где $q_{гр}, q_a$ – соответственно фактическая и паспортная грузоподъемность автосамосвала, т); K_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала; $\rho_{п}$ – плотность перевозной породы в целике, т/м³; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутках ($n_{см} = 3$); $n_{год}$ – число

рабочих дней в году; $K_{\text{иа}}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{\text{иа}} = 0,7 \div 0,8$).

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

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

$$N_{\text{апр}} = \sum_{i=1}^n N_{\text{ап}i},$$

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

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

$$N_{\text{ар}} = K_{\text{нер}} V_{i\text{год}} / Q_{\text{агм год}},$$

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

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

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

$$N_{\Pi} = 1000 \mathcal{G} K_{\text{нд}} n / l_{\sigma}, \quad (5.53)$$

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

$$l_{\sigma} = 0,278 \mathcal{G}_p t_p + [3,9(1 - \mu) \mathcal{G}^2 / (1000 \psi_T + \omega_o \pm i)] + l_a, \quad (5.54)$$

где $t_p = 1 \div 2$ – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие, с; μ – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией при движении с грузом $\mu = 0,01 \div 0,03$; при движении порожняком $\mu = 0,07 \div 0,085$; для автомобилей с электромеханической трансмиссией $\mu = 0,1 \div 0,15$); $\psi_T = 0,2 \div 0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении; ω_o – основное удельное сопротивление движению автомобиля (см. табл. 4.8), Н/кН; i – уклон автодороги, ‰; l_a – длина автосамосвала, м.

Провозная способность M автодороги:

$$M = N_{\Pi} q_a K_{\Gamma} K_p / \rho_{\text{ГМ}} f \geq V_{\text{ГМ}} \text{ ч}, \quad (5.55)$$

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

В случае если по расчётному участку автодороги транспортируются разнородные породы (из бокового забоя, из траншейного забоя, добычного забоя) и различными типами автосамосвалов, то значения q_a , K_{Γ} , K_p , $\rho_{\text{ГМ}}$ принимаются средневзвешенными.

5.16. Организация работы карьерного автотранспорта

Производительность автотранспорта в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от размеров рабочей площадки

и условий работы экскаватора возможен сквозной подъезд (а), подъезд с петлевым (б) и тупиковым разворотом (рис. 5.9).

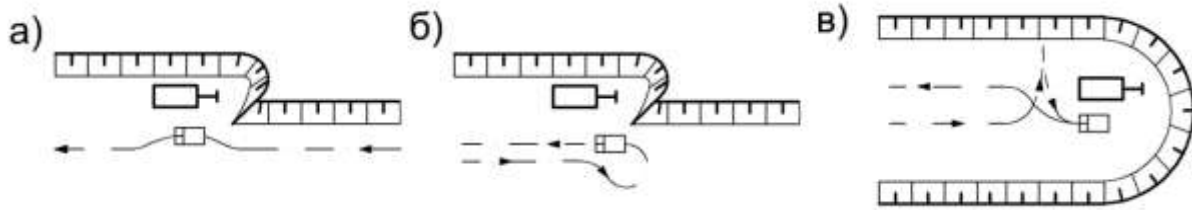


Рис. 5.9.

Сквозной подъезд применяется при наличии двух выездов с рабочего горизонта. Эта самая простая и эффективная схема подъезда автосамосвалов к экскаватору. Подъезд с петлевым разворотом используют при встречном движении автотранспорта и достаточной для разворота ширине рабочей площадки. Обычно время обмена самосвалов по этой схеме не превышает длительности рабочего цикла экскаватора. Подъезд с тупиковым разворотом используют в стеснённых условиях при встречном движении автотранспорта, когда невозможно осуществить петлевой разворот. Чаще всего эту схему подъезда применяют в тупиковых забоях при проведении траншей. При этом производительность автосамосвала ниже на 10–15 %.

5.17. Вспомогательные работы при автотранспорте и их механизация

К вспомогательным работам на автотранспорте относятся: строительство карьерных дорог, их ремонт, содержание и работы по поддержанию подвижного состава в рабочем состоянии. Наиболее трудоёмкими являются дорожные работы.

Строительство автодорог. Цементо- и асфальтобетонные, сборные железобетонные автодороги рекомендуется сооружать специализированным предприятиям, имеющим мощную дорожно-строительную технику. Карьеры своими силами строят гравийные и щебеночные дороги. Процесс строительства этих дорог включает: подготовку трассы, земляные работы по сооружению выемок и насыпей, работы по сооружению дорожного покрытия. Для этих целей используют экскаваторы, бульдозеры, скреперы, автогрейдеры, кюветокопатели, катки.

Ремонт дорог делится на текущий, средний и капитальный. Выполняется теми же машинами и механизмами, что и на строительстве дорог.

Содержание карьерных дорог включает сезонные работы по уходу за ними: очистка от снега и льда зимой, борьба с пылью – летом. Очистка от снега производится с помощью бульдозеров, автогрейдеров и снегоочистителей. Лёд удаляется путём посыпания соли (NaCl , CaCl_2 и MgCl_2), посыпают абразивными материалами (песок, шлак и др.) с помощью специальных машин. Пыль подавляют поливочными машинами водой или реагентами (лингосульфат кальция и др.).

К работам по обслуживанию автосамосвалов относятся заправка горюче-смазочными материалами, мойка, мелкий ремонт, борьба с налипанием и намерзанием пород.

5.18. Конструкция и технологическая характеристика ленточных конвейеров

Различают следующие типы конвейеров: ленточные, ленточно-канатные, ленточно-цепные и пластинчатые. Наибольшее применение на ОГР получили ленточные конвейеры (рис. 5.10).

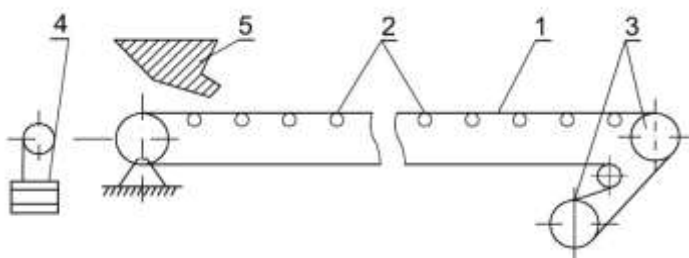


Рис. 5.10.

- 1 – конвейерная лента;
- 2 – роликовые опоры;
- 3 – приводные барабаны;
- 4 – устройство для натяжения ленты;
- 5 – загрузочное устройство

Лента является одновременно грузонесущим и тяговым органом. Они изготавливаются из бельтинга и лавсана. Для мощных стационарных конвейеров применяют резинотросовые ленты, в которых несущую способность в основном выполняют стальные тросы диаметром 2,5–10 мм. Ширина ленты зависит от производительности конвейера и кусковатости транспортируемых пород и изменяется от 400 до 3600 мм. Максимальный кусок породы не должен превышать 500 мм. Скорость движения конвейерной лен-

ты обычно составляет 0,7–6 м/с. Допустимый угол подъёма ленты не должен превышать при транспортировании рыхлых пород 20–22°, взорванных скальных пород 16–18°, гравия 13–15°.

Роликоопоры служат для поддержания конвейерной ленты. Натяжная станция создаёт начальное натяжение ленты, которое необходимо для надёжной передачи тяговых усилий от приводных барабанов, которых может быть несколько. Загрузочные устройства обеспечивают равномерную подачу породы на ленту. Ведутся работы по созданию конвейеров для транспортирования кусков до 1000 мм под углом подъёма до 45°.

5.19. Схемы конвейерного транспорта на карьерах

Для транспортирования вскрышных пород применяются различные схемы конвейерного транспорта. Выбор конкретной схемы зависит от горно-геологических условий месторождения, схемы вскрытия, системы разработки и др. Конвейеры по своему назначению делятся на забойные, соединительные, подъёмные, магистральные, отвальные (рис. 5.11).

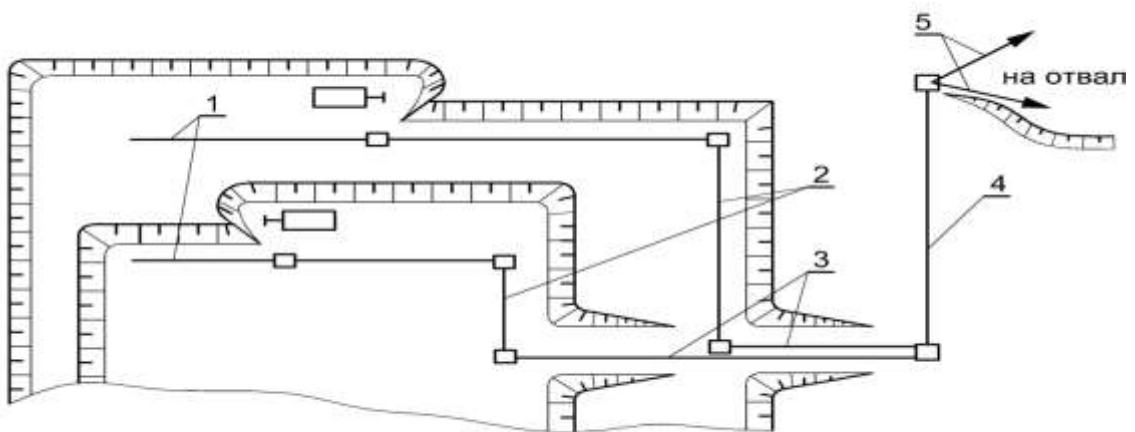


Рис. 5.11.

1 – забойные; 2 – соединительные; 3 – подъёмные;
4 – магистральные; 5 – отвальные

Совокупность отдельных конвейеров, соединяясь между собой, образуют схемы конвейерного транспорта.

5.20. Комбинированный карьерный транспорт

По выполняемым функциям всю цепь карьерного транспорта можно разделить на три звена:

- транспортирование по рабочим горизонтам и транспортным (соединительным бермам);
- транспортирование по наклонным выработкам до господствующей поверхности;
- транспортирование по поверхности.

Транспорт первого звена обслуживает непосредственно забои. Он должен обладать большой маневренностью для обеспечения наивысшей производительности выемочно-погрузочных машин. Транспорт второго звена должен обеспечить движение по кратчайшим наклонным участкам пути. Транспорт третьего звена обеспечивает перемещение горной массы на большое расстояние по относительно горизонтальным участкам пути. Для снижения затрат на транспортирование отдельные звенья транспортной цепи могут быть представлены отдельными видами карьерного транспорта, технические характеристики которых наиболее полно соответствуют данным условиям. В случае если в одном грузопотоке используется не менее двух видов транспорта, вводится понятие комбинированного вида транспорта. Для соединения различных видов транспорта применяются перегрузочные пункты, где производится перегрузка груза из одних транспортных средств в другие. Они могут располагаться на дне, борту и на поверхности карьера и могут быть как стационарными, так и передвижными.

Как показала практика, для транспортирования горной массы в первом звене наиболее целесообразно использовать автомобильный транспорт. Для перемещения горной массы от рабочих горизонтов до поверхности (второе звено) наиболее высокие технико-экономические показатели достигаются при использовании скиповых, конвейерных и автомобильных подъемников. Для транспортирования горной массы на поверхности (третье звено) применяются железнодорожный и конвейерный транспорт.

Возможны различные комбинации карьерных видов транспорта: железнодорожный – автомобильный, автомобильный – конвейер, автомобильный – гидравлический и др.

В настоящее время на карьерах страны наибольшее применение находит комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта. Этот вид комбинации целесообразно применять при большом грузообороте карьера. Горная масса от забоев автотранспортом доставляется до перегрузочных пунктов, а затем железнодорожным транспортом либо до отвалов, либо до обогащательных фабрик.

VI. Отвалообразование

6.1. Сущность процесса отвалообразования

Искусственная насыпь, образующаяся в результате складирования пустых пород, называется отвалом, а совокупность производственных операций по приёму и размещению вскрышных пород на отвале – отвальными работами. Технология, механизация и организация отвальных работ составляет сущность и содержание процесса отвалообразования. Отвалообразование является завершающим этапом в технологической цепи производства вскрышных работ, поэтому от чёткого и безаварийного выполнения отвальных работ в значительной степени зависят технико-экономические показатели работы карьера в целом.

По месту расположения отвалов относительно конечных контуров карьера различают внутренние (расположенные в контурах карьера) и внешние (вне контура карьера) отвалы. Отвал вскрышных пород, как правило, представляет собой геометрическое тело в виде неправильной усечённой пирамиды или конуса и характеризуется следующими параметрами (рис. 6.1): высотой яруса ($h_{я}$), их числом (n), высотой отвала (H_0), углами откоса яруса ($\alpha_{я}$) и отвала (α_0), числом, приёмной способностью и длиной отвальных тупиков (участков).

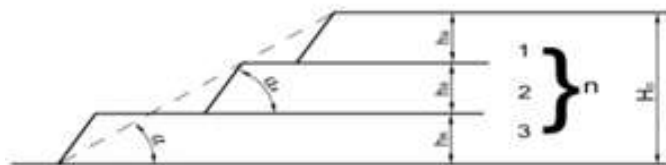


Рис. 6.1.

Высота отвального уступа (яруса) зависит в основном от технологических свойств складироваемых пород и пород, лежащих в основании отвала, а также от средств механизации отвальных работ. Увеличение высоты отвального уступа и высоты отвала в целом ведёт к уменьшению занимаемых площадей под отвалы, сокращению объёмов работ по строительству и содержанию транспортных коммуникаций.

Количество отвальных уступов определяется общей площадью отвала и объёмом пород, размещаемым на этой площади.

Ограничивающим фактором числа отвальных уступов является рациональная высота отвала и несущая способность пород, лежащих в основании отвала.

Угол откоса отвальных уступов обычно равен углу естественного откоса складироваемых пород и изменяется в пределах 30–40°. Результирующий угол отвала (α_0) всегда меньше или равен углу откоса отвального уступа.

Приёмная способность отвала складывается из приёмной способности отвальных уступов и равна объёму пород, который можно разместить на данной площади при его максимальном заполнении. Для равнинной местности этот объём определяется по формуле

$$V_0 = \frac{K_{но}}{K_{ро}} [S_0 \sum h_0 - P_0 (\sum h_0)^2 \operatorname{ctg} \alpha_0 + 0,33\pi (\sum h_0)^3 \operatorname{ctg}^2 \alpha_0],$$

где V_0 – объём пород в целике (м^3), который размещается на площади S_0 (м^2); $K_{но}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность отсыпки породы в отвал ($K_{но} = 0,8–0,9$); $K_{ро}$ – остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале ($K_{ро} = 1,06–1,15$); P_0 – периметр основания отвала, м; h_0 – высота отвального уступа, м; α_0 – результирующий угол откоса отвала, градус.

Часть периметра, отвала на котором происходит приём и размещение вскрышных пород, составляет фронт отвальных работ. Разбивка фронта отвальных работ на отдельные участки (тупики) позволяет рассредоточить по фронту основные и подготовительные работы при отвалообразовании. Длина отдельного тупика зависит от средств механизации отвальных работ, площади отвала и объёма размещаемых пород. Потребное число отваль-

ных тупиков определяется грузооборотом карьера по вскрыше и приёмной способностью отвального тупика.

Способ перемещения фронта отвальных работ определяет схему развития отвалов в плане. Различают 3 способа перемещения фронта отвальных работ (рис. 6.2):



Рис. 6.2.

Процесс отвалообразования включает возведение первоначальной отвальной насыпи, разгрузку и складирование вскрышных пород, планировку поверхности отвала и перемещение транспортных коммуникаций.

Возведение первоначальных насыпей имеет целью образование необходимого фронта отвальных работ. Ширина первоначальной насыпи поверху должна составлять 7–10 м с целью обеспечения нормального расположения транспортных коммуникаций.

Выбор средств механизации для складирования пород зависит от технологических свойств этих пород и вида карьерного транспорта (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Транспорт	Средства механизации для складирования	
	Скальных пород	Рыхлых пород
Железнодорожный	Мехлопаты, отвальные плуги, бульдозеры	Мехлопаты, драглайны, абзетцеры, бульдозеры
Автомобильный	Бульдозеры	Бульдозеры
Конвейерный	Консольные отвалообразователи	Транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи

6.2. Выбор места расположения отвала

Из внутренних и внешних отвалов всегда отдают предпочтение первым. Использование выработанного пространства карьера для размещения вскрышных пород позволяет сократить дальность их транспортирования, исключить необходимость занятия под отвалы ценных земель, а также создать благоприятные предпосылки для последующей рекультивации площадей, нарушенных горными работами.

Однако создание внутренних отвалов возможно только при разработке определённых пологих и горизонтальных залежей, а также некоторых наклонных и крутопадающих месторождений. В остальных случаях используются внешние отвалы.

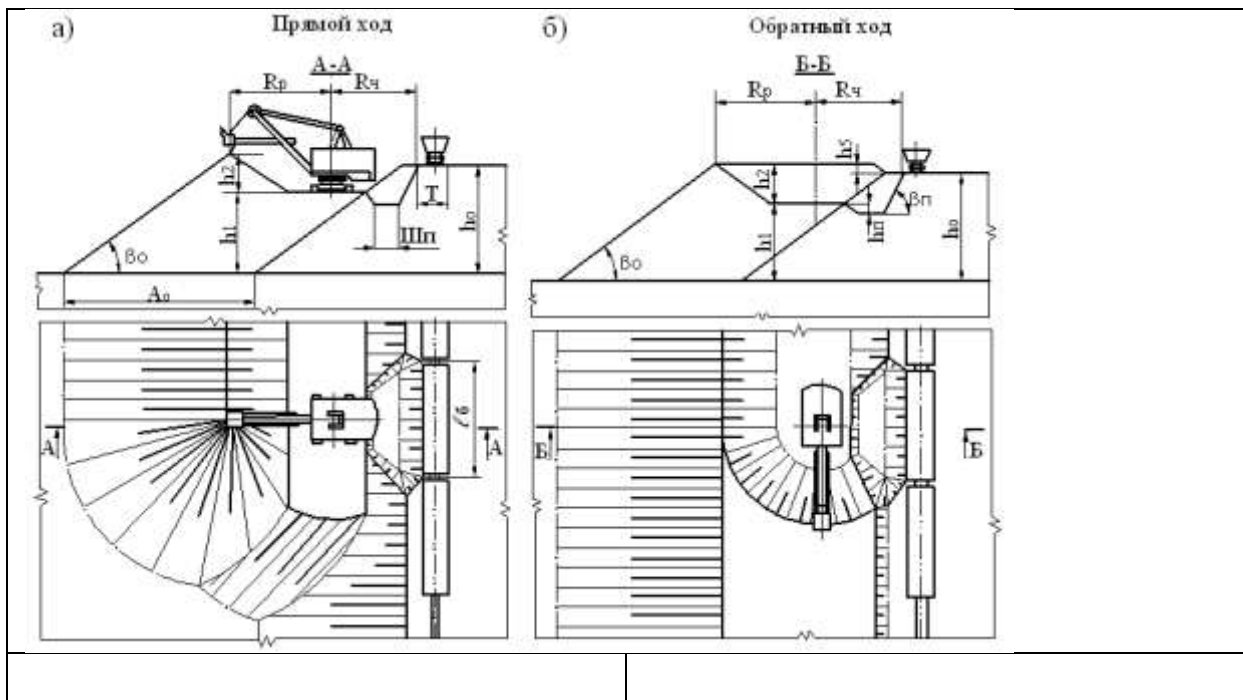
При выборе места расположения внешних отвалов руководствуются следующими положениями: они должны располагаться как можно ближе к карьере; подступы к отвалам должны быть удобными и не иметь крутых спусков и подъёмов; положение отвалов не должно мешать развитию горных работ; под отвалами не должно быть кондиционных запасов, пригодных для ОГР; под отвалы следует занимать площади непригодные или малопригодные для использования в сельском хозяйстве (болота, овраги и др.); отвалы следует располагать на склонах гор, холмов, так как это обеспечивает минимум затрат на их сооружение; приёмная способность отвалов должна обеспечивать размещение вскрыши, удаляемой из карьера за весь период его работы.

6.3. Отвалообразование при железнодорожном транспорте

При железнодорожном транспорте для складирования пород на отвалах применяются мехлопаты, драглайны, отвальные плуги и бульдозеры.

Экскаваторное отвалообразование. В зависимости от технологических свойств складироваемых пород применяют следующие схемы работы одноковшовых экскаваторов на отвале (рис. 6.3).

В случае когда складироваемые породы обладают слабой устойчивостью, применяют схему последовательной отсыпки отвальных ярусов (рис. 6.3, а, б).



в)

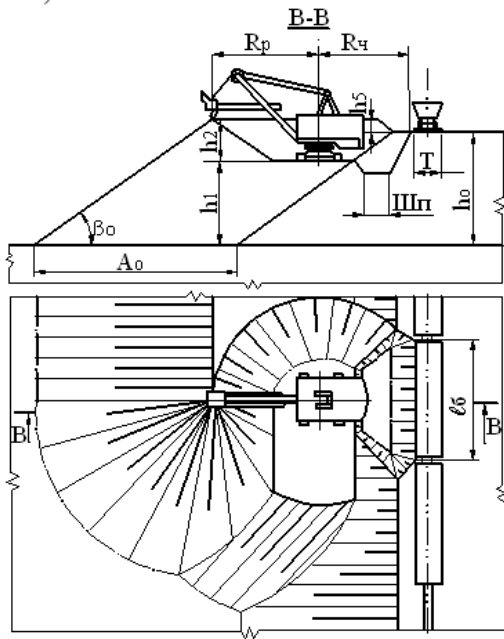


Рис. 6.3. Технологические схемы работы экскаватора-мехлопаты на отвале:
 а, б – при последовательной отсыпке ярусов;
 в – при одновременной отсыпке двух ярусов

Экскаватор при прямом ходе, располагаясь ниже уровня железнодорожных путей, проводит отсыпку только нижнего подступа. Для приёма вскрышной породы из думпкаров экскаватор сооружает приёмный бункер, который перемещается по мере отсыпки подступа. Длина приёмного бункера составляет полторную или двойную длину думпкара, глубина – $0,8 \div 1,0$ м. Состав на отвал подают вагонами вперед, а думпкары разгружают пооче-

редно. При обратном ходе экскаватор укладывает породу, принимаемую из думпкаров, в верхний подступ отвального яруса.

Если складироваемые породы устойчивы, то применяют *схему с одновременной укладкой пустых пород в нижний и верхний ярусы отвала* (см. рис. 6.3, в).

При этой схеме работы вскрышу, выгружаемую из думпкаров, вначале укладывают в нижний подступ на величину радиуса разгрузки, а затем – в верхний. Технология приёма пустой породы из думпкаров и подачи вагонов аналогична вышеописанной схеме.

Учитывая усадку (уплотнение) пород в отвале, верхний подступ отсыпают высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути. После заполнения отвальной заходки экскаватор возвращают в начало отвального тупика, производят переукладку железнодорожного отвального тупика и начинают отсыпку новой заходки.

Параметры отвала определяют в следующем порядке. Общая высота отвала на равнинной поверхности не должна превышать 30÷60 м (при отсыпке отвала соответственно одним или двумя ярусами), на гористой – 100 м и более по расчётам специализированных организаций [2].

Высота яруса отвала h_0 при отсыпке его двумя подступами:

$$h_0 = h_1 + h_2, \quad (6.1)$$

где h_1, h_2 – высота соответственно нижнего и верхнего подступов, м.

$$h_5 \leq H_{p\max} - e_k, \quad (6.2)$$

где e_k – минимальный зазор между днищем открытого ковша экскаватора и отсыпаемым отвалом ($e_k = 0,7 \div 1,0$), м.

$$h_1 = (h_0 + h_5) - h_2, \quad (6.3)$$

$$h_5 = h_0(k_{pp} - k_{po}), \quad (6.4)$$

где h_5 – превышение вновь формируемой отвальной заходки над старой, м; k_{pp} – коэффициент разрыхления породы, отсыпаемой в отвал; k_{po} – коэффициент остаточного разрыхления породы в отвале.

$$k_{\text{рп}} = (1,05 \div 1,1)k_{\text{рк}}; k_{\text{ро}} = 1,06 \div 1,15, \quad (6.5)$$

где $k_{\text{рк}}$ – коэффициент разрыхления породы в думпкаре.

Количество поездов, которое может быть разгружено на отвальном тупике за сутки

$$n_{\text{с}} = \frac{T_{\text{с}} K_{\text{нер}}}{t_{\text{o}} + t_{\text{р}}}, \quad (6.6)$$

где $T_{\text{с}}$ – продолжительность работы отвального тупика в сутки, ч; $K_{\text{нер}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов ($K_{\text{нер}} = 0,85 \div 0,95$); t_{o} – продолжительность обмена поездов, ч; $t_{\text{р}}$ – продолжительность разгрузки состава, ч.

Продолжительность обмена поездов

$$t_{\text{o}} = \frac{2L_{\text{об}}}{g_{\text{отв}}} + \tau, \quad (6.7)$$

где $L_{\text{об}}$ – расстояние от обменного пункта до места разгрузки на отвальном тупике (в учебных расчётах можно принимать $L_{\text{об}} = 0,5L_{\text{отв}}$), км; $g_{\text{отв}}$ – средняя скорость движения составов по отвальному тупику ($g_{\text{отв}} = 15 \div 20$), км/ч; τ – время на связь (при автоматической связи $\tau = 0$, при телефонной $\tau = 0,05 \div 0,1$), ч;

Продолжительность разгрузки локомотивосостава

$$t_{\text{р}} = \tau_{\text{р}} n_{\text{в}}, \quad (6.8)$$

где $\tau_{\text{р}}$ – продолжительность разгрузки одного вагона [$\tau_{\text{р}} = 0,025 \div 0,033$ (1,5÷2 мин) в летнее время, $\tau_{\text{р}} = 0,05 \div 0,07$ (3÷5 мин) в зимнее время], ч; $n_{\text{в}}$ – число вагонов (думпкаров) в составе.

Приёмная способность отвального тупика в сутки

$$V_{\text{сут}} = n_{\text{с}} V_{\text{гр}}, \quad (6.9)$$

где $V_{\text{гр}}$ – объём породы, перевозимой локомотивосоставом за один рейс (берется средневзвешенное значение). $V_{\text{гр}} = n_{\text{в}} V_{\text{д}}$.

Производительность отвального экскаватора должна соответствовать приёмной способности отвального тупика

$$60 T_c E n_k K_3 K_{и} = \frac{T_c K_{н\text{ер}}}{t_o + t_p} n_B V_d, \quad (6.10)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ; n_k – число рабочих циклов экскаватора в минуту, определяется подбором, при этом модель экскаватора для отвальных работ принимается по возможности унифицированной с экскаваторами для ведения вскрышных пород; K_3 – коэффициент экскавации; $K_{и}$ – коэффициент использования экскаватора во времени.

Необходимая вместимость ковша экскаватора при известной продолжительности обмена поездов

$$E = \frac{K_{н\text{ер}} n_B V_d}{60 n_k K_3 K_{и} (t_o + t_p)}, \quad (6.11)$$

Приёмная способность отвального тупика (по объёму в целике) между двумя переукладками пути

$$V_{от} = A_o L_{отв} h_o / K_{po}, \quad (6.12)$$

где A_o – шаг переукладки пути (ширина отвальной заходки), м; $L_{отв}$ – длина отвального тупика, м; h_o – высота отвального яруса, м.

$$A_o = R_q + R_p, \quad (6.13)$$

где R_p и R_q – соответственно фактические радиус разгрузки и радиус черпания, м.

Продолжительность (в сутках) работы отвального тупика между двумя переукладками пути

$$t_T = \frac{V_{от}}{V_{сут}}, \quad (6.14)$$

где $V_{сут}$ – суточная приёмная способность (по объёму в целике) отвального тупика, $\text{м}^3/\text{сут}$.

Количество отвальных тупиков в работе

$$N_{тр} = V_{вс} / V_{сут}, \quad (6.15)$$

где $V_{вс}$ – среднесуточный объём вскрыши, поступающей на отвал, м^3 .

Общее количество отвальных тупиков с учётом тупиков, на которых производят переукладку путей:

$$N_{\text{то}} = N_{\text{тр}} \left(1 + \frac{t_{\text{пт}}}{t_{\text{т}}} \right), \quad (6.16)$$

где $t_{\text{пт}}$ – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, $t_{\text{пт}} = (0,001 \div 0,0016)L_0$, сут.

Плужное отвалообразование применяется на ОГР ограничено: при одновременной эксплуатации большого числа тупиков и относительно малой их производительности; при складировании горной массы на косогорах; на резервных периодически используемых тупиках, когда основной объём отвальных работ выполняется экскаваторами.

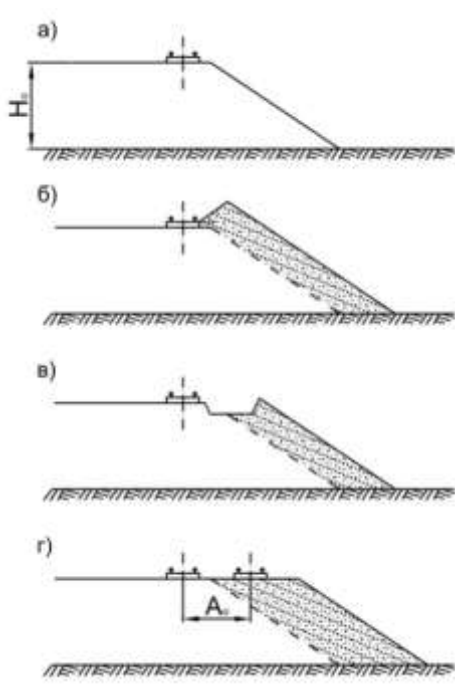


Рис. 6.4.

Процесс плужного отвалообразования включает (рис. 6.4) разгрузку породы из думпкаров под откос отвального уступа (б); профилирование откоса уступа (вспашка) (в); планировку поверхности отвала и передвижку пути (г). Разгрузка думпкаров производится по всей длине отвального тупика. В зависимости от устойчивости откоса думпкары могут разгружаться по одному, группами или одновременно все.

Часть разгружаемой породы скатывается по откосу, а оставшаяся (до 70 %) породы сбрасывается вниз при профилировании откоса отвала отвальным плугом. Разгрузка думпкаров и профилирование откоса отвала обычно производится несколько раз. После заполнения тупика породой тем же плугом производится планировка поверхности отвала.

Рабочими органами отвального плуга являются выдвигные лемехи и крылья.

Отвальные плуги выпускаются прицепные и самоходные с вылетом крыльев до 7,5 м. Передвижка путей осуществляется путепередвижателями циклического действия. Шаг передвижки 1,5–4 м. Длина отвального тупика 0,5–2,5 км. Высота уступов составляет 15–25 м.

Абзетцерное отвалообразование. Абзетцер – полноповоротный, многоковшовый экскаватор, имеющий разгрузочную консоль с ленточным конвейером. Имеют, как правило, рельсовый ход. Применяются только при складировании рыхлых и хорошо раздробленных пород, разрабатываемых многоковшовыми экскаваторами.

Процесс отвалообразования с помощью абзетцера включает разгрузку думпкаров в приёмную траншею, черпание породы из траншеи, перемещение породы в отвал, планировку поверхности отвала и передвижку путей (рис. 6.5).

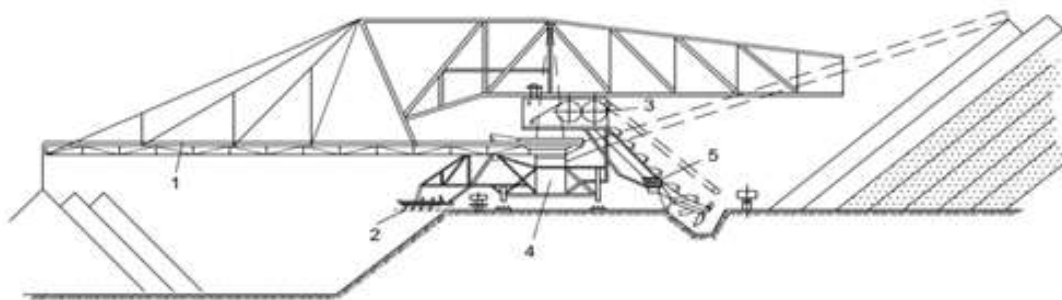


Рис. 6.5.

Отвальный уступ отсыпается двумя подступами при движении абзетцера вдоль траншеи. Абзетцер, приёмная траншея и железнодорожный путь располагается в этом случае на кровле нижнего подступа. Возможная высота нижнего подступа ограничивается его устойчивостью, а высота верхнего – длиной стрелы абзетцера, углом её наклона и положением абзетцера относительно пути. Высота верхнего подступа достигает 20–35 м, нижнего – 40–55 м, а общая высота отвала – 90 м. Планировка поверхности отвала после его заполнения производится либо планирующей рамой абзетцера, либо бульдозером. Железнодорожные пути абзетцеров многорельсовые, поэтому их передвигают путепереукладчиками непрерывного действия. Ширина отвальной заходки 40–60 м. Длина отвального тупика – 1–2 км. Техническая производительность – 2000–7000 м³/ч.

Бульдозерное отвалообразование при доставке породы на отвал железнодорожным транспортом начали применять с созданием бульдозеров мощностью 220 кВт и более. При этом способе отвалообразования отвальный уступ делится на 2-а подступа.

Порода из думпкаров разгружается на кровлю нижнего подступа (рис. 6.6).

При этом железнодорожный путь находится на кровле верхнего подступа. Ссыпанная порода бульдозером перемещается к откосу нижнего подступа. Высота верхнего подступа принимается такой, чтобы разгруженная из думпкаров порода была ниже уровня ж/д пути, т. е. была в пределах 1,5–2,5 м. Расстояние от внешнего конца шпал до верхней бровки подступа должно быть не менее 1 м. Высота нижнего подступа принимается по условию устойчивости откоса. Ширина заходки изменяется в пределах 30–70 м. Рациональная длина отвального тупика находится в пределах 1,2–1,5 км.

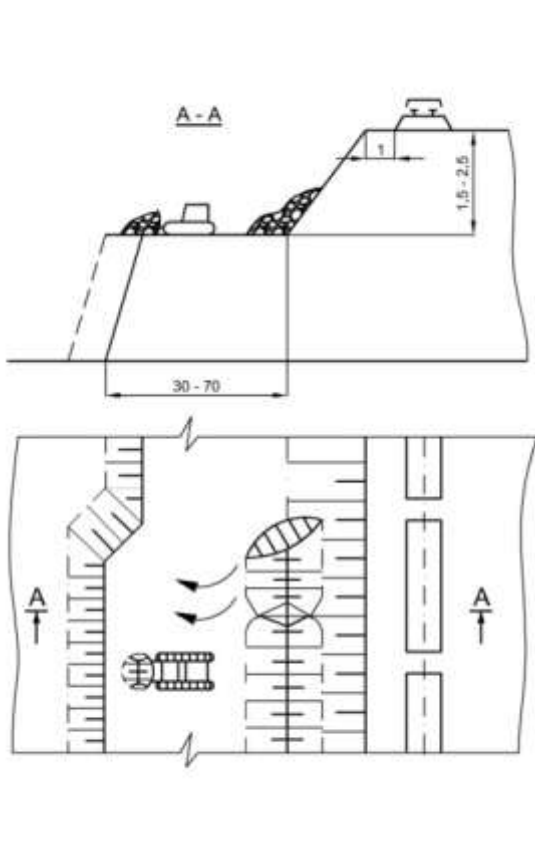


Рис. 6.6.

Различают фронтальную (рис. 6.6), торцевую и комбинированную схемы бульдозерного отвалообразования.

Достоинством этого способа отвалообразования является высокая приёмная способность тупика; большой шаг переукладки железнодорожных путей; небольшие капитальные и эксплуатационные затраты.

Недостатки: зависимость производительности бульдозера от климатических условий и дальности транспортирования породы.

6.4. Бульдозерное отвалообразование при автотранспорте

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

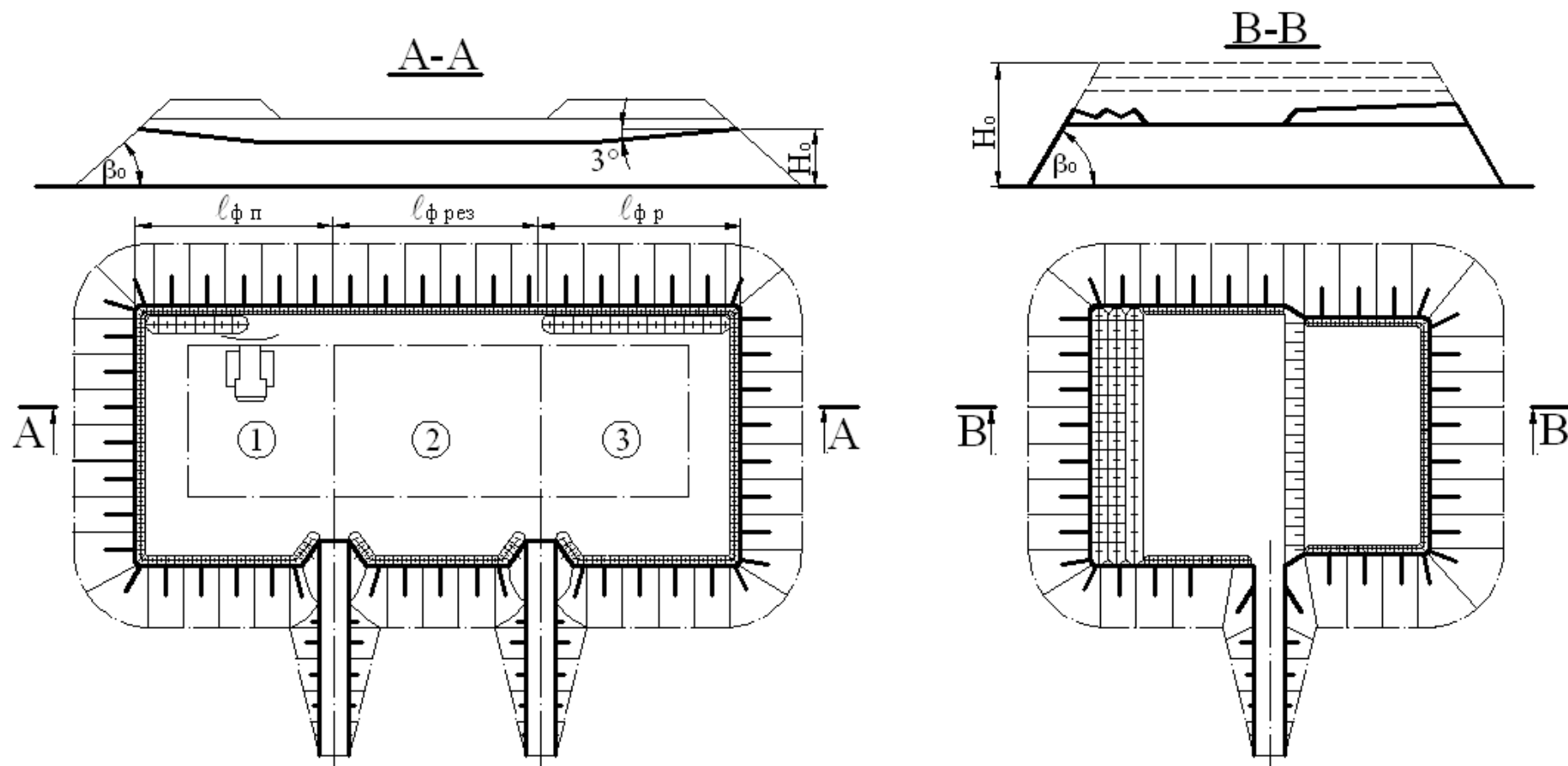


Рис. 6.7. Способы бульдозерного отвалообразования: а – периферийный; б – площадной

Существуют два способа бульдозерного отвалообразования – *площадной* и *периферийный* (рис. 6.7).

При *площадном* способе отвалообразования автосамосвалы разгружаются по всей верхней площадке отвала, затем площадь отвала планируют и уплотняют катками. Аналогичным образом отсыпают последующие вышележащие слои. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали. Из-за большого объёма планировочных работ этот способ является более дорогостоящим, чем периферийный, поэтому он применяется редко, в основном при укладке мягких малоустойчивых пород (см. рис. 6.7, б) и на начальном этапе развития отвала.

При *периферийном* способе на устойчивых отвалах автосамосвалы грузоподъёмностью до 75 т разгружаются прямо под откос, а большей грузоподъёмности – на расстоянии 5÷10 м от верхней бровки откоса отвала. Затем эту породу бульдозером перемещают под откос, в результате отвал в этом случае развивается в плане.

В целях обеспечения безопасности для исключения возможности падения автосамосвала с отвала при непосредственной разгрузке под откос, у верхней бровки отвала устанавливают металлические упоры для задних колес автосамосвала или отсыпают породный предохранительный вал высотой $h_{\text{ПВ}}$ не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъёмности, разгружающегося на отвале. Ширина предохранительного вала составляет $b_{\text{ПВ}} = 3h_{\text{ПВ}}$ для рыхлых и полускальных пород; $b_{\text{ПВ}} = 2,5h_{\text{ПВ}}$ для скальных грунтов. Внутренняя бровка предохранительного вала должна располагаться вне призмы возможного обрушения яруса отвала. При этом площадки отвала должны иметь по всему фронту разгрузки *поперечный уклон* не менее 3° , направленный от бровки откоса к центру отвала на длину базы автомобиля, и необходимый фронт для маневровых операций автосамосвалов и бульдозеров (см. рис. 6.7, а). Зона разгрузки должна быть ограничена с обеих сторон знаками.

Параметры бульдозерного отвала определяют в следующем порядке.

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

$$S_o = V_B K_{po} / H_o K_{io}, \quad (6.17)$$

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

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

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

$$N_{ч} = V_{вч} K_{нер} / Q_{ач}, \quad (6.18)$$

где $V_{вч}$ – производительность карьера по вскрыше, $m^3/ч$; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($K_{нер} = 1,25 \div 1,5$); $Q_{ач}$ – производительность автосамосвала (принимается средневзвешенное значение).

Число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале:

$$N_a = N_{ч} t_p / 60, \quad (6.19)$$

где N_a и $N_{ч}$ – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале соответственно одновременно и в течение часа; t_p – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, $t_p = 1,5 \div 2$, мин.

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L_{ф} = N_a l_{п}, \quad (6.20)$$

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

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

$$N_{ур} = L_{ф} / L_i, \quad (6.21)$$

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

Число планировочных участков:

$$N_{уп} = N_{ур}, \quad (6.22)$$

Число резервных участков:

$$N_{урез} = (0,5 - 1,0) N_{ур}. \quad (6.23)$$

Общее количество участков:

$$N_y = N_{ур} + N_{уп} + N_{урез}. \quad (6.24)$$

Общая длина отвального фронта работ:

$$L_{оф} = (60 \div 80) N_y. \quad (6.25)$$

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{бгод} = Q_{бч} K_{и} T_{см} n_{см} n_{год}, \quad (6.26)$$

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

Количество рабочих бульдозеров на отвале:

$$N_{бр} = (V_{кгод} + V_{нгод}) K_{зо} / Q_{бгод}, \quad (6.27)$$

где $V_{кгод}, V_{нгод}$ – годовые объёмы вскрышных пород, соответственно коренных и наносов, поступающих на отвал; $K_{зо}$ – коэффициент заваленности отвала породой ($K_{зв} = 0,6 \div 0,7$); $Q_{бгод}$ – годовая производительность бульдозера на отвале, $\text{м}^3/\text{год}$.

Инвентарный парк бульдозеров на отвале:

$$N_{бо} = f_{бо} N_{бр}, \quad (6.28)$$

где $f_{бо}$ – коэффициент резерва бульдозеров на отвале ($f_{бо} = 1,1 \div 1,2$).

6.5. Отвалообразование при конвейерном транспорте

Наибольшее распространение при использовании ленточных конвейеров получило складирование пород с помощью консольных отвалообразователей (рис. 6.8).

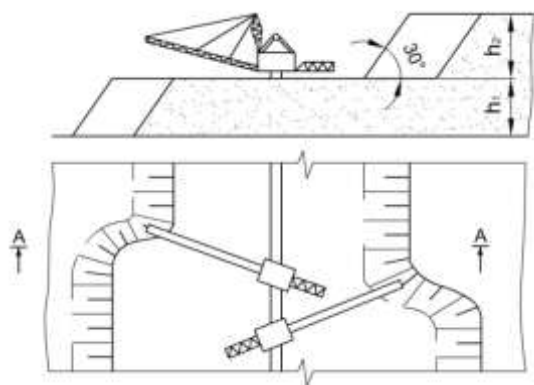


Рис. 6.8.

Консольный отвалообразователь – это ленточный конвейер, расположенный на консоли, которая может поворачиваться на 360° . Всё это смонтировано на платформе, имеющей шагающий или рельсово-шагающий ход. Применяются также отвалообразователи на гусеничном ходу (производство Германия) (табл. 6.2).

Таблица 6.2

Характеристики отвалообразователей

Параметры	Тип отвалообразователя				
	ОШ-650/75	ОШ-4500/87	ОШР-12500-110	ОШР-5000/95	ОШР-12500/220
Часовая производительность на разрыхлённой массе, $\text{м}^3/\text{ч}$	650	4500	12500	5000	12500
Радиус разгрузки, м	75	87	110	95	220
Высота разгрузки, м	25	25	36	33	65
Ширина конвейерной ленты, мм	1200	1600	2500	1600	2500
Ход	Шагающий		Шагающе-рельсовый		
Масса, т	205	830	2500	2770	7000
Установленная мощность электродвигателей, кВт	170	1840	3000	3500	10000

Процесс отвалообразования с использованием консольных ленточных отвалообразователей включает следующие операции: приём, транспортирование и укладку породы в отвал; планировку поверхности отвала, передвижку ленточных конвейеров.

Технологическое отвальное оборудование включает отвальный ленточный конвейер, консольный отвалообразователь, иногда ленточный перегружатель.

Отсыпка породы производится либо в один, либо в два яруса. В случае двухъярусного отвала прямым ходом отсыпается вначале нижний ярус, а обратным – верхний. При использовании консольных отвалообразователей заходка отсыпается путём поворота консоли в горизонтальной плоскости. Фронт отвальных работ может развиваться как по вейерной, так и по параллельной схемам. Поверхность отвалов планируется бульдозерами, а отвальные ленточные конвейера передвигаются турнодозерами. Высота отвалов достигает для сухих пород при двухъярусной отсыпки 50–60 м, для влажных рыхлых – 35–40 м.

6.6. Рациональное использование земель при разработке месторождений открытым способом

В соответствии с «Основами земельного законодательства» предприятия, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых открытым способом, обязаны за свой счёт приводить нарушенные земли в состояние, пригодное для использования в сельском, лесном или рыбном хозяйстве. Приведение нарушенных земель в пригодное состояние должно осуществляться в ходе горных работ, а при невозможности этого – не позднее, чем в течение года после завершения работ. Отсюда следует, что необходимо стремиться к такой технологии горных работ, при которой нарушение земель будет осуществляться поэтапно с перенесением сроков нарушения на более поздние периоды, а их рекультивация должна осуществляться по мере ведения горных работ. Под рекультивацией нарушенных горными работами земель понимается комплекс горных, мелиоративных, сельскохозяйственных и гидротехнических работ, направленных на восстановление хозяйственной ценности земель, создание сельскохозяйственных угодий (лесных тоже), водоёмов, зон отдыха и др.

По данным 5–6-летней давности в нашей стране эксплуатируются свыше 6 тыс. карьеров, из которых значительную часть составляют карьеры по добыче строительных горных пород. Площади земель, отводимые карьерам, исчисляются сотнями и тысячами гектаров. По приближённым данным площадь нарушенных земель превышает 2 млн. га. Примерно половину этой площади составляют земли, нарушенные при торфоразработках.

При добыче угля и сланцев нарушено около 190 тыс. га, при добыче руд чёрных и цветных металлов – более 350 тыс. га, строительных горных пород и горно-химического сырья – более 290 тыс. га. При добыче 1 млн. т угля нарушается от 3 до 43 га земель, железной руды – от 14 до 500 га, марганцевой руды – от 76 до 600 га, известняка – от 14 до 600 га. Основная доля нарушаемых земель (до 90 %) приходится на горные выработки, внешние отвалы, хвосто- и шламохранилища. Нарушенные земли прочими объектами (промплощадка, транспортные и энергетические коммуникации, склады ВВ и др.) не превышают 10–15 % общей площади нарушаемых земель. В перспективе объёмы открытой разработки месторождений полезных ископаемых возрастут. Будут вовлекаться в разработку месторождения с низким содержанием полезных компонентов, коэффициенты вскрыши возрастут. Поэтому открытые горные работы в значительной степени будут оказывать негативное влияние на природу, потребуются отведение новых значительных земельных площадей.

В связи с этим к технологии открытых горных работ наряду с экономичностью и безопасностью должны предъявляться следующие требования по рациональному использованию земель.

1. Добыча полезных ископаемых должна быть наименее землеёмкой, т. е. расход на единицу добытого минерального сырья должен быть минимальным.
2. В процессе строительства карьера и его эксплуатации режим нарушения и восстановления земель должен быть наиболее благоприятным, т. е. разрыв во времени между нарушением и восстановлением должен быть минимальным, а основная часть нарушений, особенно плодородных земель, должна переноситься на более поздние сроки.
3. Формирование выработанного пространства и отвалов пустых пород должны отвечать требованиям рекультивации согласно принятому направлению дальнейшего использования земель после их восстановления.

Реализовать эти требования возможно следующими путями:

1. Как можно шире применять технологию с внутренним отвалообразованием. Данная технология предусматривает обработку карьерного поля в два этапа. На первом этапе

интенсивно отрабатывается до проектной глубины лишь часть карьерного поля с внешним отвалообразованием, а на втором – основная часть с внутренним отвалообразованием.

2. Применять блочную технологию обработки, при которой отработанные участки или отдельные карьерные поля засыпаются породами с соседних участков или карьеров.
3. Расширять область применения селективной (раздельной) выемки плодородных и потенциально плодородных пород и их складирования в верхней части отвала пустых пород.
4. Создавать условия для быстреего и эффективного возврата земель в народное хозяйство. Формировать отвалы на больших площадях таким образом, чтобы они в минимальные сроки достигали конечной высоты с дальнейшим одновременным развитием всех отвальных ярусов. Такое формирование отвалов обеспечит поэтапный отвод земель, и совмещение во времени процессов отвалообразования и рекультивации.
5. Формировать наиболее благоприятный рельеф поверхности отвалов применительно к дальнейшему их использованию.

Различают горнотехническую и биологическую рекультивацию. Горнотехническую рекультивацию осуществляет горное предприятие. Она включает формирование отвалов, выемку, складирование и хранение плодородной почвы, придание откосам удобной формы, покрытие отвалов плодородным слоем, проведение мелиоративных мероприятий. Биологическая рекультивация осуществляется после горнотехнической и включает агротехнические мероприятия, направленные на восстановление плодородия нарушенных земель, их озеленение, высаживание лесов, освоение водоёмов и др.

Внешние и внутренние отвалы должны формироваться таким образом, чтобы объёмы работ по их планировке были минимальными. Откосы окончательно сформированных отвалов вылаживаются и должны быть защищены от водной и ветровой эрозии путём создания водоохраных, склонозащитных лесных полос и полос залужения. Для спуска воды с поверхности отвалов устраиваются водоспуски.

Окончательные минимальные отметки поверхности внутренних отвалов во избежание заболочивания должны быть не менее 2 м выше уровня грунтовых вод. При восстановлении отвалов для сельскохозяйственных угодий на их поверхности должен быть насыпан слой пород, пригодный для биологической рекультивации.

При устройстве водоёмов для различных целей в горных выработках должны предусматриваться меры по предотвращению оползней бортов и поддержанию благоприятного режима и состава воды в соответствии с санитарно-гигиеническими требованиями, а также по предотвращению прорыва воды. Откосы подводной части водоёмов выполаживаются до угла естественного откоса породы в воде. При наличии неустойчивых или размываемых пород береговая полоса водоёма должна быть укреплена специальным покрытием.

Водоёмы должны иметь защиту дна и берегов от фильтрации воды.

При проведении горнотехнической рекультивации необходимо знать агрохимические свойства пород.

Токсичные породы должны размещаться на глубине 1,5–3 м от поверхности отвала.

Список литературы

1. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело», специальность «Открытые горные работы». – Москва : Недра, 1995. – 225 с.
2. Бахаева, С. П. Расчёт устойчивости откосов при открытой геотехнологии : учеб. пособие / ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева». – Кемерово, 2011. – 158 с.
3. Бирюков, А. В. Статистические модели в процессах горного производства / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1996. – 228 с.
4. Васильев, М. В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. – М. : Недра, 1986. – 240 с.
5. Взрывчатые вещества и средства инициирования промыш-

- ленного назначения. Каталог. – Москва : ГосНИП «Расчёт», 2005. – 269 с.
6. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР»; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 28 с.
 7. Дополнения к типовым технологическим схемам ведения горных работ на угольных разрезах / КФ НИИОГР; НФ «КУЗБАСС-НИИОГР». – Кемерово, 1996. – 34с.
 8. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. Сер. 13. Вып. 1. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2004. – 232 с.
 9. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-438-02). Сер. 03. Вып. 22. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 152 с.
 10. Инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках (РД 13-522-02). Сер. 13. Вып. 3. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 48 с.
 11. Карьерная техника ПО «БелАЗ». Справочник / А. Н. Егоров, Г. И. Павленко, М. А. Лукашевич и др. ; под ред. П. Л. Мариева, К. Ю. Анистратова. – Москва : ООО «КА технокомплект», 2005. – 448 с.
 12. 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.
 13. Корякин, А. И. Формирование качества угля при открытой угледобыче: учеб. пособие / А. И. Корякин, С. М. Федотенко, С. И. Протасов. – Кемерово : Фил. изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те. – 1991. – 156 с.
 14. Кулешов, А. А. Проектирование и эксплуатация карьерного транспорта: Справочник. Ч. II / Санкт-Петербургский горный ин-т. – Санкт-Петербург, 1995. – 203 с.
 15. Кузнецов, Б. А. Транспорт на горных предприятиях / Б. А.

- Кузнецов, А. А. Ренгевич, В. Г. Шорин и др. – Москва : Недра, 1976. – 552 с.
16. Кузнецов, В. И. Новые решения в технологии ведения горных работ на разрезах Кузбасса / В. И. Кузнецов, В. А. Ермолаев, А. С. Ташкинов, А. С. Ненашев. – Кемерово : Кемеровское кн. изд-во, 1994. – 150 с.
 17. Кузнецов, В. И. Повышение эффективности взрывных работ на разрезах Кузбасса / В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов, А. В. Бирюков, В. М. Мазаев. – Кемерово : Кемеровское кн. изд-во, 1989. – 168 с.
 18. Кутузов, Б. Н. Разрушение горных пород взрывом: учеб. для вузов. – Москва : МГГУ, 1996. – 54 с.
 19. Кутузов, Б. Н. Технология и безопасность изготовления и применения ВВ на горных предприятиях / Б. Н. Кутузов, Г. А. Нишпал. – Москва : Изд-во МГГУ, 1999. – 248 с.
 20. Мариев, П. Л. Карьерный автотранспорт. Состояние и перспективы / П. Л. Мариев, А. А. Кулешов, А. Н. Егоров, И. В. Зырянов. – Санкт-Петербург : Наука, 2004. – 429 с.
 21. Мельников, Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. – Москва : Недра, 1982. – 414с.
 22. Методическое руководство по выбору схем ведения взрывных работ на угольных разрезах с учётом физико-механических свойств пород и использования средств механизации. – Челябинск : НИИОГР. – 1981. – 100 с.
 23. Ненашев, А. С. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений: учеб. пособие / А. С. Ненашев, В. Г. Проноза, В. С. Федотенко. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2010. – 248 с.
 24. Новик, Г. Я. Управление свойствами пород в процессах горного производства / Г. Я. Новик, М. Г. Зильбершмидт. – Москва : Недра, 1994. – 224 с.
 25. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. ВНТП-2-86 / МУП СССР. – Москва, 1986. – 56 с.
 26. Пергамент, В. Х. Автоматизированный расчёт безопасных условий сеймики взрывов (АРБУСВ): учеб. пособие / МГМИ. – Магнитогорск, 1993. – 64 с.
 27. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов

- взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2 / кол. авт. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2002. – 80 с.
28. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 144 с.
 29. Процессы открытых горных работ: практикум по дисциплине «Процессы горного производства» для студентов, обучающихся по направлению 550600 «Горное дело» (специальность 090500 «Открытые горные работы») / сост.: С. И. Протасов, В. Ф. Воронков; КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 123 с.
 30. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учеб. для вузов. – Москва : Недра, 1985. – 509 с.
 31. Репин, Н. Я. Технологические свойства пород угольных разрезов: учеб. пособие / Н. Я. Репин, А. В. Бирюков, А. С. Ташкинов; КузПИ. – Кемерово, 1975. – 147 с.
 32. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – Москва : Горная книга, 2010. – 267 с.
 33. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1: учеб. пособие. – Москва : Мир горной книги, изд-во МГГУ, 2009. – 188 с.
 34. Смирнов, В. П. Теория карьерного большегрузного автотранспорта / В. П. Смирнов, Ю. И. Лель. – Екатеринбург : УрО РАН, 2002. – 355 с.
 35. СНиП 2.05.07-91*. Промышленный транспорт / Минстрой России. – Москва : ГП ЦПП, 1996. – 112 с.
 36. Ташкинов, А. С. Взрывная подготовка пород в угленасыщенной зоне: учеб. пособие / А. С. Ташкинов, И. А. Паначев, А. В. Бирюков; КузПИ. – Кемерово, 1979. – 108 с.
 37. Ташкинов, А. С. Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1995. – 86 с.
 38. Ташкинов, А. С. Управление качеством взрывной подготов-

- ки пород на разрезах: учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1995. – 150 с.
39. Ташкинов, А. С. Углесодержащие промышленные взрывчатые вещества / А. С. Ташкинов, И. В. Тимошин; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2005. – 128 с.
 40. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – Москва : МГТУ, 1994. – 464 с.
 41. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.
 42. Трубецкой, К. Н. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Винницкий и др. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.
 43. Цепилов, И. И. Перспективные технологии открытой разработки сложноструктурных угольных месторождений: учеб. пособие / И. И. Цепилов, А. И. Корякин, В. Ф. Колесников, С. И. Протасов; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 2000. – 186 с.
 44. Цепилов, И. И. Технология разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса: учеб. пособие / И. И. Цепилов, А. И. Корякин, С. И. Протасов; КузГТУ. – Кемерово, 1999. – 140 с.
 45. Штумпф, Г. Г. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна. Справочник / Г. Г. Штумпф, Ю. А. Рыжков, В. А. Шаламанов, А. И. Петров. – Москва : Недра, 1994. – 447 с.
 46. Щадов, М. И. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия / М. И. Щадов, Р. Ю. Подэрни, Е. Н. Улицкий и др.; под ред. М. И. Щадова, Р. Ю. Подэрни. – Москва : Недра, 1989. – 374 с.

Владимир Федорович Воронков

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 10.07.2017. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 9,2
Тираж 50 экз. Заказ.....
КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а