

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

В. Л. Мартьянов Е. В. Курехин

ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧИ
ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Кемерово 2019

УДК 622.271.32(075.8)

Рецензенты

Заведующий кафедрой открытых горных работ и электромеханики
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет»
кандидат технических наук, доцент В. В. Чаплыгин

Главный инженер проекта (ГИП) ООО «Кузбасская проектная компания»
кандидат технических наук С. О. Миллер

Мартьянов, В. Л. **Основы открытой добычи. Производственные процессы открытых горных работ** : учеб. пособие / В. Л. Мартьянов, Е. В. Курехин ; КузГТУ. – Кемерово, 2019. – 144 с.

ISBN 978-5-00137-055-0

Приводятся общие сведения об открытых горных работах, рассматриваются основные процессы их производства.

Подготовлено по дисциплинам «Основы открытой добычи» и «Основы горного дела (открытая геотехнология)» для обучающихся специальности 21.05.04 «Горное дело».

Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.271.32(075.8)

© КузГТУ, 2019

© Мартьянов В. Л.,
Курехин Е. В., 2019

ISBN 978-5-00137-055-0

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ	8
1.1. Добываемые полезные ископаемые	8
1.2. Обеспечение качества продукции горных предприятий	9
1.3. Запасы полезных ископаемых и их потери	10
1.4. Физико-техническая оценка горных пород как объекта разработки	13
1.5. Характеристика трещиноватости горных пород	14
1.6. Технологические свойства горных пород	16
1.6.1. Скальные и полускальные породы	18
1.6.2. Разрушенные породы	19
1.6.3. Плотные, мягкие и сыпучие породы	20
1.7. Условия применения открытых горных работ	22
1.8. Способы разработки месторождений твердых полезных ископаемых	23
1.8.1. Открытый способ разработки	24
1.8.2. Подземный способ разработки	24
1.8.3. Преимущества открытого способа разработки	25
1.8.4. Недостатки открытого способа разработки	25
1.9. Сущность открытых горных работ	25
1.10. Основные понятия и терминология открытых горных работ	27
1.11. Понятия о коэффициентах вскрыши	33
1.12. Главные параметры карьеров	36
2. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	38
2.1. Подготовка горных пород к выемке	43
2.1.1. Характеристика способов подготовки горных пород к выемке	43
2.1.2. Механическое рыхление горных пород	43
2.1.3. Подготовка пород взрывом	44
2.1.4. Характеристика пород по буримости	47
2.1.5. Способы ведения буровых работ на карьерах	47
2.1.6. Основные и вспомогательные работы при бурении скважин	55
2.1.7. Производительность буровых станков	56
2.1.8. Взрывчатые вещества, средства взрывания и взрывные работы на карьерах	57
2.1.9. Взрываемость горных пород	60
2.1.10. Параметры взрывных скважин	61
2.1.11. Конструкция скважинных зарядов	62
2.1.12. Порядок взрывания скважинных зарядов	64
2.1.13. Схемы короткозамедленного взрывания скважин	65
2.1.14. Вторичное дробление пород	67
2.1.15. Расчет размеров опасных зон при взрывании скважинных зарядов	68
2.2. Выемочно-погрузочные работы	70
2.2.1. Сущность выемочно-погрузочных работ и основные виды выемочного оборудования	70

2.2.2.	Классификация экскаваторов и их технологическая характеристика	74
2.2.3.	Технологические параметры экскаваторов	77
2.2.4.	Технология выемки горной массы и параметры забоев экскаваторов	78
2.2.5.	Экскавируемость горных пород	88
2.2.6.	Расчет производительности экскаваторов	89
2.2.7.	Технология выемки пород скреперами, бульдозерами и погрузчиками	92
2.2.8.	Производительность выемочно-транспортирующих машин	94
2.2.9.	Вспомогательные работы при выемке и погрузке горной массы и обеспечение безопасных условий труда	99
2.2.10.	Основные технико-экономические показатели выемочно-погрузочных работ	100
2.3.	Перемещение карьерных грузов	100
2.3.1.	Сущность и средства перемещения карьерных грузов	100
2.3.2.	Перевозка карьерных грузов железнодорожным транспортом	103
2.3.3.	Расчет подвижного состава железнодорожного транспорта	108
2.3.4.	Перевозка карьерных грузов автомобильным транспортом	109
2.3.5.	Принципы расчета подвижного состава и пропускной способности автодорог	111
2.3.6.	Организация работы автотранспорта	114
2.3.7.	Перемещение горных пород конвейерным транспортом	115
2.3.8.	Перемещение горных пород комбинированным и специальным карьерным транспортом	118
2.3.9.	Обеспечение безопасных условий труда при перемещении карьерных грузов	122
2.4.	Отвальные работы на карьерах	122
2.4.1.	Сущность процесса отвалообразования	122
2.4.2.	Выбор места расположения отвалов	123
2.4.3.	Отвалообразование при железнодорожном транспорте	124
2.4.4.	Отвалообразование при автомобильном транспорте	132
2.4.5.	Землесберегающее отвалообразование с использованием карьерной выемки смежного участка	135
2.4.6.	Отвалообразование при конвейерном транспорте	139
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	141
	СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	142

ПРЕДИСЛОВИЕ

За миллионы лет природа накопила богатейшие запасы углеводородов в виде угля, нефти и природного газа, которые в настоящее время используются человечеством для получения тепловой и электрической энергии и более 350 видов различных востребованных промышленностью и населением продуктов их химической переработки.

В конце XIX и в начале прошлого веков угли широко использовались для производства паровой, а затем и электрической энергии, множества продуктов органической химии, в том числе синтина (авиационного и автомобильного топлива), городского, промышленного газа и синтез-газа (газификацией углей) и многого другого.

По мере открытия крупных нефтегазовых месторождений и увеличения добычи нефти, природного газа уголь начал вытесняться из промышленности. Это было связано с определенными преимуществами названных ресурсов перед углем: в среднем с более высокой теплотой сгорания топлива; сжиганием его с более высоким коэффициентом полезного действия; возможностью транспортирования на дальние расстояния по трубопроводам и т. д.

Но в настоящее время в нефтегазовой промышленности, и не только России, проявились негативные тенденции.

В нефтяной промышленности сложилось значительное (в 4 раза) отставание темпов роста промышленных запасов от темпов роста добычи нефти. Снизилось качество сырьевой базы, которое выражается в уменьшении доли высокопроизводительных месторождений, в общей структуре запасов с 75 в 1970 г. до 20 % в 2018 г. Одновременно с этим резко снизился коэффициент извлечения запасов нефти из недр – до 45 % и возросло содержание в ней серы с 15 до 50 % и более, что удорожает ее переработку до уровня допустимого содержания серы в продуктах потребления, например в моторном топливе, в пределах 0,3–0,5 %.

В газовой промышленности крупнейшие месторождения Западной Сибири находятся на этапе падающей добычи. Основная часть прироста запасов природного газа связана с глубоким залеганием месторождений (свыше 3–5 км), которые расположены на больших расстояниях от мест потребления, в сложных природно-климатических условиях Севера, вечной мерзлоты и под дном

шельфа Северного Ледовитого океана. Надо отметить, что затраты на транспортировку природного газа по трубам значительны по сравнению, например, с нефтью (5 %) и составляют более 30 % от его стоимости.

Запасов же угля хватит на ближайшие сотни, а с учетом прогнозных запасов на тысячи лет. Уголь сегодня выступает в качестве энергетического «моста в будущее» мировой цивилизации, который обеспечит плавный переход от ископаемого органического сырья к другим источникам энергии – термоядерной, солнечной и возможно недоступным пока человечеству принципиально новым видам энергии.

Уголь является чрезвычайно важным видом топлива для всех стран мира. За счет угля удовлетворяются около 23 % первичных энергетических потребностей человечества и 39 % – электроэнергии.

Возрастает роль угля в решении перспективных задач, стоящих перед экономикой России.

Кузбасс остается основным угольным регионом России. На его долю сегодня приходится более 58 % объема добычи энергетического российского угля, причем высококачественного (например, по теплоте сгорания близок к нефти), и более 78 % углей коксующихся марок, в том числе наиболее ценных.

В 2018 г. горные предприятия Кузбасса перешагнули 240-миллионный рубеж добычи. По оценке специалистов к 2025 г. добыча угля в Кузбассе должна увеличиться до 270 млн т в год. Необходимый прирост добычи в регионе должен быть за счет интенсивного технического перевооружения перспективных действующих угольных предприятий и ввода новых, современных. Для этого запланировано вложить в развитие угольной отрасли Кузбасса до 2025 г. 853 млрд руб. инвестиций.

К 2030 г. уровень производительности труда на одного занятого в угольной отрасли намечается превысить в пять раз по сравнению с 2010 г. и достичь 9000 т за счет преимущественного развития открытого способа добычи. Несмотря на реструктуризацию угольной отрасли, проводимую с 1994 г., в процессе которой было закрыто 188 шахт и 15 разрезов как неэффективных предприятий, построено много новых, современных. Так, в 1994 г. в Кузбассе работало 22 угольных разреза, а сегодня их уже более 100, а кроме того от-

крытая разработка ведется на 68 рудниках и карьерах строительных материалов, на более чем 40 приисках по добыче россыпных месторождений золота.

В учебном пособии подробно рассматриваются все основные процессы добычи угля, технология и комплексная механизация открытых горных работ. Технология горного производства рассматривается как наука об общих закономерностях развития и производства горных работ на карьерах, реализуемых различным оборудованием в течение длительного периода времени в разнообразных горно-геологических условиях.

Такие дисциплины, как «Прикладная геология», «Горные машины и оборудование», «Технологическая безопасность и горно-спасательное дело», непосредственно примыкают к рассматриваемому предмету изучения и способствуют более глубокому его изучению.

Теоретические положения основных разделов лекционного курса базируются на фундаментальных трудах академиков В. В. Ржевского, Н. В. Мельникова, профессоров Е. Ф. Шешко, П. И. Томакова, Ю. А. Анистратова, В. С. Хохрякова, М. Г. Новожилова и других.

Авторы учебного пособия выражают благодарность за ценные замечания рецензентам: заведующему кафедрой открытых горных работ и электромеханики ФГБОУ ВО СибГИУ доценту, кандидату технических наук В. В. Чаплыгину и главному инженеру проекта (ГИП) ООО «Кузбасская проектная компания» кандидату технических наук С. О. Миллеру.

Авторы учебного пособия искренне благодарны за предложения и рекомендации по подготовке учебного пособия профессору кафедры ОГР КузГТУ, доктору технических наук В. Ф. Колесникову и академику РАЕН, профессору, доктору технических наук А. Г. Нецветаеву.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ

1.1. Добываемые полезные ископаемые

Полезными ископаемыми называются горные породы и минеральные образования (твердые, жидкие, газообразные), которые на данном уровне развития техники, технологии добычи и переработки могут быть эффективно использованы человечеством. Они подразделяются на металлические (рудные), неметаллические (нерудные), горючие (твердые, жидкие, газообразные) и воду (минеральную, техническую, питьевую).

К добываемым открытым способом *полезным ископаемым* относятся *твердые* природные минеральные образования, которые могут быть с достаточным экономическим эффектом использованы в народном хозяйстве [1].

Породы, покрывающие и включающие твердые полезные ископаемые, называются *вскрышными*. При открытой геотехнологии их вынимают с целью обеспечения доступа к полезным ископаемым и транспортируют в отвалы (внутренние, внешние и комбинированные). Полезное ископаемое транспортируют на склады для отгрузки потребителю.

Совокупность вскрышных пород и полезного ископаемого составляет *горную массу*.

По химическому составу и направлению использования различают следующие *группы твердых полезных ископаемых*:

I группа горючих полезных ископаемых: уголь, горючие сланцы, торф;

II группа металлических полезных ископаемых, в которую входят:

1) *руды черных металлов*, содержащие железо, марганец, хром, титан и др.;

2) *руды цветных металлов*, содержащие медь, свинец, цинк, алюминий, олово, никель, ртуть, сурьму и др.;

3) *руды благородных металлов*, содержащие золото, серебро, платину и металлы платиновой группы (рутений, палладий, иридий, родий и рений);

4) *руды радиоактивных элементов*, содержащие уран и торий;

5) *руды редких, легких и рассеянных элементов*, содержащие цирконий, тантал, ниобий, бериллий, германий, таллий, скандий, кадмий и др.;

III группа неметаллических полезных ископаемых, в которую входят:

1) *сырье для металлургической промышленности* – известняки, доломиты, флюориты, графит, магнезиты, огнеупорные глины и каолины, формовочные материалы и др.;

2) *индустриальное сырье* – асбест, тальк, барит, слюда, полевой шпат, пегматит, пьезоэлектрическое и оптическое сырье, алмазы, корунд, высокоглиноземистые материалы и др.;

3) *сырье для химической и пищевой промышленности* – фосфориты, апатиты, сера, пирит, мышьяк, бор, ископаемые соли и др.;

IV группа строительных горных пород: граниты, мраморы, гнейсы, известняки, глины, суглинки, песок, гравий и т. д.

1.2. Обеспечение качества продукции горных предприятий

Совокупность свойств полезного ископаемого, характеризующая степень технической пригодности и экономической эффективности его использования, называется *качеством полезного ископаемого* [1].

Качество переработки продукции зависит от качества исходного сырья, регулировать которое можно при соответствующей организации производственных процессов.

Экономическим критерием требований к качеству продукции горных предприятий является минимум затрат на производство готовой продукции, установленный с учетом показателей всей цепи горных и перерабатывающих предприятий.

Химический и минеральный составы, физические, технические и технологические свойства определяют *качество* полезного ископаемого.

В процессе эксплуатации месторождения вследствие оставления части полезного ископаемого в бортах карьера, в почве и кровле залежи, а также при отдельной выемке, при выемочно-погрузочных и транспортных работах образуются его *количественные потери*. Кроме того, при разработке месторождений имеются *качественные потери* полезного ископаемого при его разубожива-

нии, т. е. засорении кондиционных полезных ископаемых пустой породой или некондиционными сортами.

В процессе эксплуатации месторождения для снижения потерь и разубоживания применяют селективную разработку сложно-структурных пластов, зачистку кровли залежи, проводят мероприятия по своевременному осушению залежи и предотвращению оползней и обвалов откосов рабочих и нерабочих уступов, подбирают выемочно-погрузочное, транспортное оборудование.

Для месторождений с изменяющимися в пространстве качественными показателями очень важен выбор такого направления горных работ, которое позволит в каждый календарный период обеспечить добычу нужного количества и оптимального по качеству полезного ископаемого с наименьшими затратами.

Поддержание в процессе добычи необходимого качества полезного ископаемого обеспечивается соответствующей механизацией основных процессов и технологией горных работ.

1.3. Запасы полезных ископаемых и их потери

Запасы полезных ископаемых, которые находятся в недрах земли, называются *геологическими*. Они подразделяются на *балансовые* и *забалансовые* запасы [1].

Балансовые запасы удовлетворяют *промышленным условиям* или требованиям промышленности к геометрическим параметрам, величине и качеству полезного ископаемого, их разработка на данном уровне развития техники и технологии экономически целесообразна.

Забалансовые запасы составляют разницу между геологическими и балансовыми запасами и определяют величину *геологических потерь*.

Балансовые запасы включают *промышленные* запасы и *проектные потери* полезного ископаемого.

Проектные потери определяются их величиной, не планируемой к извлечению в техническом проекте карьера, частью запасов в целиках, оставляемых в бортах карьера, под въездными траншеями, различными сооружениями карьера и т. д.

Эксплуатационные потери полезного ископаемого возникают при производстве буровзрывных работ, выемке его из забоя, по-

грузке и разгрузке, транспортировании и переработке.

Геологические, проектные и эксплуатационные потери являются *количественными* и не изменяют природного качества полезного ископаемого.

В процессе эксплуатации месторождения, кроме количественных, возникают и *качественные потери* из-за смешивания (разубоживания) полезного ископаемого с породой.

По степени разведанности балансовые запасы подразделяются на категории А, В, С₁, С₂.

Запасы категории А разведаны и изучены с детализацией, обеспечивающей *полное выяснение* условий залегания полезного ископаемого, его строения и качества. Их контуры устанавливаются разведочными скважинами и выработками.

Запасы категории В разведаны и изучены с детальностью, обеспечивающей *выяснение основных особенностей* залегания, форм и строения тел, распределения качественных показателей. Эти запасы определяются по данным разведочных скважин.

Запасы категории С₁ разведаны и изучены с детальностью, обеспечивающей *выяснение в общих чертах* формы залегания и строения тел, распределения качественных показателей. Эти запасы определяются также по данным разведочных скважин и выработок.

Запасы категории С₂ оценены *в общих чертах* по форме залегания и строению тел, распределения качественных показателей. Эти запасы определяются по геологическим и геофизическим данным, подтвержденным вскрытием полезного ископаемого. Качество определяется по единичным пробам и образцам.

Проектирование строительства и эксплуатации карьера разрешается только на основании балансовых запасов, утвержденных Государственной комиссией по запасам (ГКЗ).

Утверждение запасов производится по «Нормам технологического проектирования для предприятий нерудной промышленности, добывающих полезные ископаемые открытым способом», процентное соотношение которых для различных категорий приведено в табл. 1.1.

По степени готовности к ведению в пределах уступов основных производственных процессов запасы делятся на *вскрытые, подготовленные* и *готовые* к выемке.

Вскрытыми называют запасы, к которым обеспечен транс-

портный доступ, необходимый для выемки и перемещения пород. Они представлены одной плоскостью пласта в плане – выходом на дневную поверхность.

Таблица 1.1

Допустимый минимум запасов для проектирования
разработки твердых полезных ископаемых, %

Категория запасов	Металлические и нерудные				Уголь и горючие сланцы		
	простые	сложные	очень сложные	весьма сложные	простые	сложные	очень сложные
А + В	30	20	–	–	50	50	–
в т. ч. А	10	–	–	–	20	–	–
С ₁	70	80	80	50	50	–	–
С ₂	–	–	20	50	–	50	100

К *подготовленным* относят часть вскрытых запасов, которые могут быть вовлечены в производственные процессы (бурение, взрывание, механическое рыхление). Они представлены двумя плоскостями пласта (выходом на поверхность и кровлей), частично перекрытыми породами вскрыши, мощностью 0,5–3,0 м.

К *готовым* к выемке запасам относится часть зачищенных от пород запасов, подготовленных к производству основных процессов (выемка, погрузка и перемещение).

Вскрытые и *подготовленные* запасы относятся к так называемым *текущим* запасам, соответствующим строго определенному моменту времени (месяц, год). Запасы, отнесенные к длительному периоду (5, 10 лет и т. д.) работы карьера, называют *долговременными*.

На мощных карьерах готовые к выемке запасы горной массы на один работающий экскаватор составляют не менее его недельной производительности, а по полезному ископаемому – не менее полу-месячной производительности карьера.

На предприятиях ведется учет движения запасов, и в соответствии с правилами технической эксплуатации они контролируются по состоянию на 1 апреля и 1 октября каждого года.

При этом *добытые* и *потерянные запасы* списываются, а запасы полезного ископаемого, выявленные в процессе эксплуатационной разведки, добавляются к запасам, оставшимся в недрах.

При сезонном ведении вскрышных работ подготовленные за-

пасы полезного ископаемого по состоянию на 1 октября должны быть больше тех запасов, которые необходимо отработать в период прекращения работы вскрышного оборудования.

Объем подготовленных запасов к моменту сдачи карьера в эксплуатацию при круглогодичной его работе должен обеспечить выполнение не менее двух- или четырехмесячного плана добычи, а при сезонной работе – не менее шести- или семимесячного плана.

1.4. Физико-техническая оценка горных пород как объекта разработки

Горные породы, являющиеся объектом открытых разработок, делятся на *коренные* (магматические, метаморфические и осадочные), залегающие в толще земной коры по месту своего образования, и на *покрывающие* их наносы – породы измельченные, переотложенные или перенесенные [1, 2].

Все горные породы состоят из минеральных составляющих (зерен, их агрегатов, обломков), различных как по вещественному составу, так и по крупности, форме и характеру связей между ними, т. е. строению (структуре).

Состояние разрабатываемых пород в общем случае может быть *естественным* (нетронутый массив) или *искусственно измененным* (посредством взрыва, механическими способами разрушения, водопонижением, химическим ослаблением и др.).

В процессе разработки горные породы подвергаются различного рода воздействиям: удару, сдвигу, уплотнению, перемещению и т. д.

К физико-техническим свойствам горных пород в различном состоянии относятся *плотность, пористость, влажность, сопротивление различного рода воздействиям, стойкость, вязкость, хрупкость, устойчивость, увеличение объема при разрушении* и др.

Учет различных физико-технических свойств горных пород производится в зависимости от объекта разработки. В массиве учитываются свойства пород в естественном состоянии, в разрушенных породах – свойства искусственно измененных пород.

Существенно влияет на свойства горных пород и их сложение текстура. Для большинства метаморфических, твердых осадочных и глинистых пород и некоторых магматических образований харак-

терна упорядоченная текстура (сланцевая, слоистая, флюидальная), вследствие чего свойства одного образца породы неодинаковы в разных направлениях. Такие породы в целом *анизотропные*, хотя минеральные составляющие их могут быть в отдельности и *изотропными*. Породы массивной текстуры и раздельно-зернистые (например, граниты, щебенистые накопления) часто обладают в массиве примерно одинаковыми свойствами в разных направлениях и могут считаться *квазиизотропными*.

Наличие пустот (скважность) и особенно трещиноватости резко влияет на свойства горных пород. Микротрещиноватость обуславливает дефекты строения и различную сопротивляемость разрушению даже одной и той же породы в малом объеме (образце).

Еще значительно влияют на свойства пород в массиве трещины, отдельности, напластования (кливаж), выветривание, тектонические трещины (отрыва и скола) и разрывные нарушения (дизъюнктивы), создающие *трещинную анизотропию* свойств. Их влияние обуславливает коренное изменение свойств материнских пород в зонах разлома и других дизъюнктивных участках и сопровождается постепенным механическим распадом пород в обнажениях.

Особенно большую роль во вторичных естественных изменениях пород и их свойств играют тектонические процессы и выветривания, мерзлотные явления. Изменение свойств пород во многих случаях происходит постепенно под воздействием давления, атмосферных и других условий, например слеживания, выветривания, фильтрационного оплывания сыпучих пород и т. д.

Все горные породы различаются и объединяются по видам, группам, категориям и классам, имеющим определенные диапазоны свойств и характеристик.

Существуют следующие *виды горных пород*:

- скальные и полускальные (естественное состояние);
- разрушенные (искусственно или естественно измененные скальные и полускальные породы);
- плотные, мягкие (связные) и сыпучие.

1.5. Характеристика трещиноватости горных пород

В массиве горных пород различают трещины трех порядков [1]. *Трещины первого порядка* характерны для кристаллов горных

пород, имеющих мозаичную структуру с присущими ей внутрикристаллическими дефектами и трещинами. Размеры и величина раскрытия этих трещин изменяются от 10^{-9} до 10^{-5} м.

К трещинам второго порядка относятся трещины между самими кристаллами и в межкристаллическом цементе. Размеры этих трещин имеют тот же порядок, что и размеры слагающих породу кристаллов.

Трещины первого и второго порядков определяют сопротивляемость пород бурению, измельчению в дробилках, выемке экскаваторами и комбайнами. Решающее влияние при этом оказывают трещины второго порядка; они же в некоторой степени определяют эффективность процессов механического и взрывного рыхления, выемки пород одноковшовыми экскаваторами, а иногда и степень устойчивости откосов.

К трещинам третьего порядка относятся эндогенные петрогенетические трещины, которые тесно связаны с отдельными породными пластами, потоками лав или интрузиями. К ним же относятся тектонические трещины отрыва и скалывания, а также кливаж. Тектонические трещины обычно образуют четко выраженные системы двух почти взаимно перпендикулярных крутопадающих рядов трещин, секущих породные напластования.

Кроме того, к трещинам третьего порядка относятся трещины отжима, образующиеся параллельно обнаженной поверхности при разгрузке пород, а также искусственные трещины, возникающие в породах при ведении горных работ.

Все перечисленные виды трещин при обнажении массива усиливаются трещинами выветривания, которые развиваются на глубину от 2 до 10 м и более по уже имеющимся трещинам или даже по нетронутому массиву. Все трещины третьего порядка имеют простирание, измеряемое сантиметрами, метрами и даже километрами. По степени проявления они делятся на открытые, закрытые и скрытые; величина их раскрытия изменяется от 10^{-6} до 10^{-1} м. Эти трещины могут заполняться другими породами, продуктами выветривания, водой и нефтью или же оставаться незаполненными. Пересекаясь, такие трещины делят породы на отдельные более или менее правильной формы.

Трещины третьего порядка наиболее существенно влияют на процессы искусственного разрушения и выемки пород, на сдви-

жение, оползание, обвалы и другие проявления горного давления.

Наряду с размерами и густотой трещин важно знать их направление по отношению к обнажаемой части массива пород, число и направление систем взаимно пересекающихся трещин.

Для расчета технологических процессов и оценки трудности разработки пород важно установить:

- тип трещиноватости (системная, непрерывная или прерывная, хаотическая, полигональная);
- углы падения и азимуты главных систем трещин;
- протяженность, раскрытие и расстояние между трещинами в системах;
- характер и степень заполнения трещин;
- общий объем трещинной пустотности, размер отдельностей (блоков) в массиве.

1.6. Технологические свойства горных пород

Горные породы в процессе их разработки и переработки характеризуются определенными *технологическими свойствами*, главными из которых являются *трудоемкость разработки* и *полезность использования* [1, 2, 3].

Технологические свойства горных пород определяют выбор оборудования для их разработки и переработки, структуру комплексной механизации производства горных работ, величину их затрат и, в конечном счете, экономическую эффективность разработки месторождения.

Трудоемкость разработки определяется, прежде всего, такими физико-техническими свойствами горных пород, как:

- плотность горной породы ρ , т/м³;
- пределы прочности, МПа: на сжатие – $\delta_{сж}$; сдвиг – $\delta_{сдв}$; растяжение – $\delta_{раст}$;
- трещиноватость – расстояние между трещинами $l_{тр}$;
- разрыхляемость или связность;
- крепость f ;
- сцепление;
- угол внутреннего трения.

В горном деле широкое распространение получила *классификация горных пород по крепости проф. М. М. Протодьяконова*,

в основе которой используется коэффициент крепости $f = \delta_{сж} / 100$ ($\delta_{сж}$ здесь принята в килограмм-силах на квадратный метр, кгс/м²). Горные породы по этой классификации делятся:

- на *рыхлые* и *мягкие* с коэффициентом крепости (0,6÷0,8) или 6–8 МПа;

- *плотные* – (0,8÷1,5) (8–15 МПа);

- *полускальные* – (1,5÷5÷6) (15–50–60 МПа);

- *скальные* – (5÷6÷15÷25) (50–60–150–250 МПа).

Академиком АН СССР В. В. Ржевским предложена *классификация горных пород по относительной трудности разрушения*, которая характеризуется общим показателем трудности разрушения пород:

$$P_p = 0,05 [K_{тр}(\delta_{сж} + \delta_{сдв} + \delta_{раст}) + 10^{-3} \rho g],$$

где $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости (0,1÷1,0); ρ – плотность пород, т/м³; g – ускорение свободного падения, м/с².

Для краткой *технологической характеристики* выделяются следующие группы горных пород:

1) рыхлые и мягкие;

2) плотные;

3) полускальные и скальные в массиве;

4) полускальные и скальные разрушенные.

Рыхлые и мягкие породы разрабатываются всеми видами горного оборудования без предварительного рыхления. К ним относятся, например, пески, суглинки, мягкие угли и др.

Плотные породы отделяются от массива без предварительного рыхления лишь при достаточных усилиях копания, в противном случае их необходимо рыхлить перед выемкой. Это, например, плотные глины, мел, бурые и каменные угли, глинистые руды и др.

Полускальные породы требуют предварительного механического или буровзрывного рыхления. Например, выветрелые изверженные, метаморфические породы, а также большинство осадочных пород (глинистые сланцы и песчаники, гематитовые руды, мергели, известняк-ракушечник, гипс, каменная соль и др.).

Скальные породы не поддаются отделению от массива без предварительного рыхления взрывом. К ним относится большинство изверженных и метаморфических пород (граниты, кварциты,

базальты, габбро, сиениты, колчеданы), а также некоторые осадочные породы (крепкие песчаники, прочные известняки, кремнистые конгломераты и др.).

Скальные и полускальные породы в результате взрыва переходят в *разрушенное* состояние и становятся пригодными для выемочно-погрузочных работ.

Разрушенные породы различаются по степени связности и кусковатости.

1.6.1. Скальные и полускальные породы

Скальные породы характеризуются пределом прочности при одноосном сжатии в куске (образце) в насыщенном водой состоянии (до 3–5 %) в интервале $5 \cdot 10^7$ – $2,5 \cdot 10^8$ Па.

К ним относится большинство изверженных и метаморфических пород (кварциты, граниты, базальты, габбро и др.), а также некоторые осадочные породы (прочные известняки, песчаники, песчаные сланцы, кремнистые конгломераты и др.).

Полускальные породы (выветрелые, изверженные, метаморфические и в основном осадочные) имеют предел прочности при одноосном сжатии в куске в насыщенном водой состоянии (до 12 %) в интервале $2 \cdot 10^7$ – $5 \cdot 10^7$ Па. К ним относятся глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, мергели, известковистые брекчии и конгломераты, известняк-ракушечник, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и крепкие бурые угли и др.

Для разработки скальных и полускальных пород необходимо их предварительное разрушение (обычно взрывным способом). На разрушение скальных и полускальных пород большое влияние оказывает степень их трещиноватости третьего порядка.

Различают пять категорий скальных и полускальных пород *по степени трещиноватости* третьего порядка в массиве.

I. Чрезвычайно трещиноватые породы (малоблочные, слоистые), в которых расстояние между трещинами $l_{тр} < 10$ см.

II. Сильнотрещиноватые породы (среднеблочные), в которых расстояние между трещинами $l_{тр} = 10$ – 50 см.

III. Среднетрещиноватые породы (крупноблочные), в которых расстояние между трещинами $l_{тр} = 50$ – 100 см.

IV. Малотрещиноватые породы (весьма крупноблочные), в которых расстояние между трещинами $l_{тр} = 100–150$ см.

V. Практически монолитные породы (исключительно крупноблочные), в которых трещины практически отсутствуют.

Напластования маломощных и сравнительно однородных скальных и полускальных пород образуют *слоистые* породы.

Скальные и полускальные породы в массиве могут находиться также в нарушенном, в мерзлом состояниях или являться смесью разнопрочных пород.

1.6.2. Разрушенные породы

Взрывное, механическое дробление или природные силы разрушают скальные и полускальные породы, в результате чего последние становятся пригодными для выемочно-погрузочных и транспортных работ.

Разрушенные породы характеризуются степенью связности и кусковатостью.

Связность отражает характер связей между смежными породными кусками.

По степени связности различают три категории разрушенных пород.

1. *Сыпучие* разрушенные имеют большое число воздушных промежутков между кусками. При этом возможно зажатие отдельных кусков и наличие зацепления между ними. Породы склонны к осыпанию и образованию четко выраженных откосов. Коэффициент разрыхления $K_p = (1,4 \div 1,65)$, а иногда и более.

2. *Связно-сыпучие* разрушенные, имеющие небольшое число воздушных промежутков (пустот) между отдельными природными блоками и кусками. В результате разделения блоков сцепление между ними отсутствует, но куски зажаты между собой, и сохраняется зацепление между ними и сцепление по ненарушенным природным трещинам в кусках. Коэффициент разрыхления $K_p = (1,2 \div 1,3)$. Насыпь разрушенных пород не имеет четко выраженных откосов.

3. *Связно-разрушенные* (связно-взорванные), представленные природными отдельностями (блоками), не полностью разделенными между собой. При этом увеличивается естественная трещиноватость

массива, образуется много новых трещин, но сохраняется в значительной мере сцепление между блоками (кусками). Коэффициент разрыхления $K_p = (1,03 \div 1,05)$.

Кусковатость разрушенных горных пород определяется средним линейным размером куска d_{cp} . По этому показателю породы делятся на пять категорий.

1. Очень мелкоразрушенные $d_{cp} < 10$ см.
2. Мелкоразрушенные $d_{cp} = (15 \div 20)$ см.
3. Среднеразрушенные $d_{cp} = (25 \div 35)$ см.
4. Крупноразрушенные $d_{cp} = (40 \div 60)$ см.
5. Весьма крупноразрушенные $d_{cp} = (70 \div 90)$ см.

1.6.3. Плотные, мягкие и сыпучие породы

Минеральные частицы размером менее 0,002 мм называются глинистыми, от 0,002 до 0,05 мм – пылеватыми (алевритовыми), от 0,05 до 2 мм – песчаными, от 2 до 10 мм – гравелистыми и дресвяными, от 20 до 100 мм – галечными и щебнистыми.

Глинами называют пластичные породы, имеющие по массе не менее 30 % глинистых частиц, суглинками – породы с 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 %, и мелкими – при большем содержании. Песок средней крупности содержит более 50 % частиц крупнее 0,25 мм, крупнозернистый песок – более 50 % частиц крупнее 0,5 мм, а гравелистый песок – более 25 % гравелистых частиц.

Раздельнозернистые породы с содержанием более 50 % частиц крупнее 2 мм называются гравийными, а при 50 % и выше частиц крупнее 10 мм – галечниками и щебенистыми породами.

Глинистые и песчаные породы в естественном состоянии всегда содержат воду (связанную, капиллярную, гравитационную). Вид и количество воды в породе определяют ее поведение под нагрузкой.

Плотные связные породы представлены полутвердыми глинами высокой степени уплотнения, мелями, бурыми и каменными углями средней прочности, глинистыми рудами и др. Эти породы способны сохранять в массиве углы откосов до 60–70° при высоте

уступов до 10–20 м и могут разрабатываться (без предварительного разрушения) некоторыми видами выемочных машин.

Мягкие связные породы представлены песчаными глинами, суглинками, супесями, мягкими бурыми и каменными углями, полностью дезинтегрированными изверженными метаморфическими породами. Эти породы разрабатываются без предварительного рыхления всеми видами выемочных машин и способны сохранять углы откосов до 50–60° при высоте уступов до 7–15 м.

Неуплотненные глинистые породы (связные) включают некоторые виды жирных тонкодисперсных гидрофильных глин, пылеватые пески, илы, заторфованные осадки, разжиженный и обводненный лёсс, почвы. Такие породы часто тиксотропны, характеризуются высокой влажностью, сжимаемостью и размываемостью. Большая часть воды является капиллярной, поэтому водоотдача незначительна и осушение затруднено.

Разрыхленные мягкие (связные) породы теряют естественное сцепление и увеличиваются в объеме на 15–30 %. После складирования в отвалы эти породы под действием массы вышележащей толщи уплотняются. При невысокой влажности и отсутствии потока воды плотность разрыхленных пород в нижней части насыпи высотой 20 м и более через один-два года становится близкой к плотности в массиве, соответственно возрастает величина сцепления.

Пески являются сыпучими породами. Углы откосов их в насыпях и массиве не должны превышать угла внутреннего трения. Усилия копания в песках наименьшие, так как силы сцепления между однородными окатанными частицами практически отсутствуют.

Уплотненные мягкие и сыпучие породы со скальными включениями в виде гравия, валунов, конгломератов, кремнистых или известняковистых прожилковых линз, хаотически расположенные в массиве основной породы, представляют разнородные породы, характерные для песчано-гравийных месторождений.

Мерзлые мягкие и сыпучие породы образуются при отрицательной температуре вследствие превращения сначала свободной воды, а затем и других ее видов в лед, плотно заполняющий поры и прочно скрепляющий минеральные частицы пород. Мерзлые песчаные породы (слитная текстура) при оттаивании имеют те же прочностные показатели, что и до промерзания. Глинистые мерзлые породы при оттаивании превращаются в разжиженную массу.

1.7. Условия применения открытых горных работ

Месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые открытым или любым иным способом, отличаются разнообразными природными *условиями залегания*. К ним относятся: число и мощность каждой залежи; угол их падения; мощность покрывающих пород; топографические факторы; качественные и количественные показатели месторождения; физико-технические свойства покрывающих и вмещающих пород и полезного ископаемого и другие [2, 3].

Указанные факторы, а также ценность минерального сырья для народного хозяйства, гидрогеология и климат района месторождения, наличие в нем трудовых и материальных ресурсов, транспортных коммуникаций и т. д. влияют на выбор способа разработки месторождения, технические средства и порядок ведения горных работ.

Типы месторождений полезных ископаемых различают прежде всего по характерным геометрическим признакам.

1. *По форме* различают залежи:

- развитые примерно одинаково во всех направлениях (изометрические);
- вытянутые в двух направлениях при относительно небольшой мощности (пласто- или плитообразные);
- вытянутые в одном направлении (столбо- или трубообразные);
- промежуточные (между указанными формами).

2. *По рельефу поверхности*. Различают равнинный рельеф, склон возвышенности, возвышенность, холмистый рельеф и под водой.

3. *По положению залежи относительно поверхности*. По этому признаку различают:

- поверхностный тип (залежь выходит непосредственно на поверхность или перекрыта наносами мощностью до 30 м);
- глубинный тип (мощность покрывающих пород изменяется от 30 до 250 м и более);
- высотный тип (залежь расположена на возвышенности или склоне горы);
- высотно-глубинный тип (залежь расположена как выше, так и ниже господствующей поверхности).

4. По углу падения различают залежи:

- горизонтальные, с углом падения до 6° ;
- пологие, характеризующиеся слабонаклонным залеганием (от 6 до $12-15^\circ$);
- наклонные, с углами падения от $12-15$ до $30-35^\circ$;
- крутопадающие, с углами падения более 35° ;
- сложного залегания, что характерно при синклинальных и антиклинальных складках, резких геологических нарушениях. Они отличаются переменным направлением падения залежи.

5. По мощности залежи подразделяются:

- на весьма малой мощности (до $2-3$ м);
- малой мощности (от 3 до $10-20$ м);
- средней мощности ($20-30$ м);
- мощные (более 30 м).

Условия и порядок разработки пологих, наклонных и крутопадающих залежей не одинаковы, поэтому численно различаются и показатели диапазонов изменения мощности для них: первое число диапазона мощности относится к горизонтальным и пологим месторождениям, а второе – к наклонным и крутым.

В практике углеразведки пласты, предназначенные для открытой разработки, подразделяются на тонкие (менее 2 м), средние (от 2 до $15-20$ м) и мощные (свыше $15-20$ м).

6. По строению залежи различают простые (однородное строение без прослоек и включений), сложные (наряду с кондиционным полезным ископаемым имеются некондиционные сорта и прослойки пустых пород) и рассредоточенные (сложное строение при отсутствии закономерностей распределения кондиционных и некондиционных сортов полезного ископаемого).

7. По распределению качества полезного ископаемого. Может быть равномерным, когда качество полезного ископаемого одинаково в различных частях залежи, и неравномерным, когда распределение качества не одинаково по высоте и в плане залежи.

1.8. Способы разработки месторождений твердых полезных ископаемых

Существуют следующие *способы разработки* месторождений твердых полезных ископаемых: *открытый, в том числе подводный;*

подземный и комбинированный.

На выбор способа и порядок разработки месторождений влияют: форма, мощность, угол наклона залежи полезного ископаемого; мощность вскрышных пород; физико-механические свойства полезного ископаемого и пород вскрыши; гидрогеология месторождения; топографические и климатические условия; наличие трудовых ресурсов и транспортных коммуникаций.

При разработке большинства видов твердых полезных ископаемых преобладающее развитие получил открытый способ.

1.8.1. Открытый способ разработки

Разработка месторождений открытым способом производится непосредственно с земной поверхности и состоит из двух основных видов работ: *вскрышных* и *добычных*.

Вскрышные работы заключаются в опережающем удалении пустых, покрывающих и вмещающих полезное ископаемое пород. Эти работы обеспечивают доступ к полезному ископаемому.

Добычные работы непосредственно связаны с выемкой полезного ископаемого и производятся вслед за вскрышными.

Карьер – горное предприятие, разрабатывающее месторождение полезного ископаемого открытым способом и состоящее из комплекса открытых горных выработок.

Если разрабатывается угольное месторождение, то карьер может называться *разрезом*. Если рудное – то *рудником*, россыпное – *пришком*, нагорное – *разносом*.

1.8.2. Подземный способ разработки

Разработка месторождений подземным способом осуществляется под земной поверхностью и связана с поверхностью земли подземными горными стволами, штольнями, бремсбергами, квершлагами и другими выработками.

Подземная разработка состоит из двух основных видов работ: проведения, крепления подготовительных горных выработок и добычных работ.

Подземные подготовительные горные выработки служат для обеспечения доступа к полезному ископаемому, а также для органи-

зации проветривания выработок, энергоснабжения и выдачи на поверхность полезного ископаемого.

1.8.3. Преимущества открытого способа разработки

Основные преимущества открытого способа разработки по сравнению с подземным способом следующие:

- 1) более комфортные условия и безопасность труда;
- 2) производительность труда рабочих в 5–7 раз выше;
- 3) себестоимость добычи полезного ископаемого в 4–5 раз ниже;
- 4) сроки строительства и капитальные затраты в 3–5 раз меньше для предприятий одинаковой годовой производительности;
- 5) качественные и количественные потери полезного ископаемого примерно в 2 раза ниже.

1.8.4. Недостатки открытого способа разработки

Основные недостатки:

- 1) производство открытых горных работ требует отчуждения на длительный срок значительных земельных площадей;
- 2) некоторая зависимость от климатических условий.

Ограничениями применения открытых горных работ могут быть: глубина разработки месторождения, до которой эффективно его разрабатывать при сегодняшнем уровне развития техники, технологии добычи и переработки; отсутствие в данной местности свободных земельных площадей для размещения всех объектов карьера.

1.9. Сущность открытых горных работ

Открытыми горными работами называют комплекс работ, производимых с земной поверхности для добычи разнообразных полезных ископаемых. Совокупность образующихся при этом различных горных выработок носит название *карьера* [3].

При разработке горизонтальных или пологих залежей удаляют только покрывающие вскрышные породы сверху месторождения.

При разработке наклонных и крутых залежей помимо покрывающих необходимо удалить и значительную часть вмещающих пу-

стых пород для создания транспортного доступа к различным частям залежи по глубине и обеспечения устойчивости массива вмещающих пород после выемки полезного ископаемого. При разработке наклонных залежей вскрышные породы удаляются только со стороны висячего бока залежи (рис. 1.1, а). При разработке крутой залежи необходимо удалять породы со стороны висячего и лежащего ее боков (рис. 1.1, б).

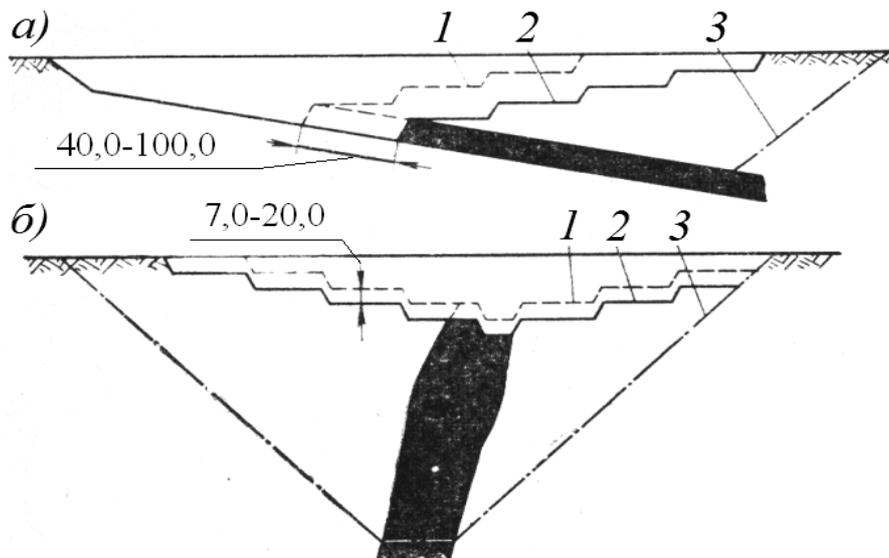


Рис. 1.1. Схемы развития открытой разработки месторождений:

а – пологие пласты; б – крутые пласты;

1, 2 – положение горных работ на начало и конец года; 3 – граница карьера

Удаление больших масс покрывающих и вмещающих вскрышных пород является главной особенностью открытых разработок.

Основные затраты при открытой разработке приходятся на перемещение пород, покрывающих и вмещающих залежь. Поэтому при разработке горизонтальных и пологих залежей вскрышные породы перемещают по кратчайшему расстоянию в ранее созданное выработанное пространство (во внутренний отвал).

При разработке наклонных и крутых залежей размещение вскрышных пород в выработанном пространстве возможно только в некоторых случаях (например, при отработке синклинальных складок), обычно их вывозят за пределы карьера (во внешний отвал).

1.10. Основные понятия и терминология открытых горных работ

Выемка полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород обычно производится горизонтальными *слоями*, с опережением верхних над нижними [1, 3]. В результате разрабатываемый массив горных пород приобретает ступенчатую форму в виде *уступов* и в земной коре образуется *выработанное пространство*.

Размеры выработанного пространства при разработке горизонтальных залежей увеличиваются только в плане, а при разработке наклонных и крутых залежей – одновременно и в плане, и по глубине (см. рис. 1.1, *а* и *б*) вследствие постепенной *нарезки* новых уступов по глубине, отрабатываемых обычно горизонтальными слоями (рис. 1.2, *а*). Иногда разрабатываемые слои бывают наклонными (рис. 1.2, *б*) и крутыми (рис. 1.2, *в*).

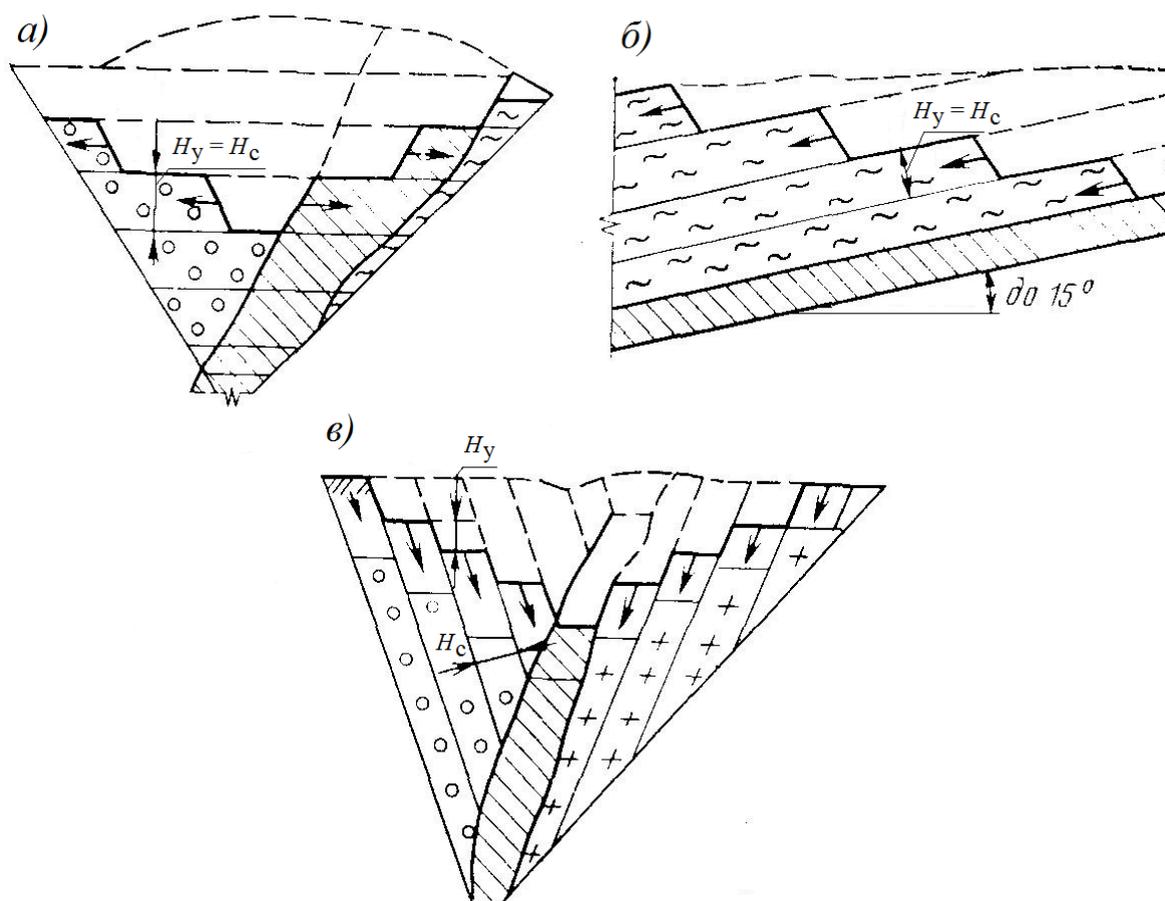


Рис. 1.2. Разработка месторождений горизонтальными (*а*) наклонными (*б*) и крутыми (*в*) слоями

Каждый уступ характеризуется высотной отметкой горизонта расположения на нем транспортных коммуникаций. Отметки уступов могут быть абсолютные (относительно уровня моря) или условные.

Поверхности, ограничивающие уступ по высоте, называют *нижней* и *верхней площадками* (рис. 1.3, 1 и 2).

Наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства, называется *откосом уступа* (рис. 1.3, 3).

Угол наклона уступа к горизонтальной плоскости – *углом откоса уступа* (рис. 1.3, α).

Линии пересечения откоса уступа с нижней и верхней площадками называются соответственно *нижней* (рис. 1.3, 4) и *верхней* (рис. 1.3, 5) *бровками*.

Поверхность горных пород в пределах уступа или развала, являющаяся объектом выемки, называется *забоем* (рис. 1.3, 6).

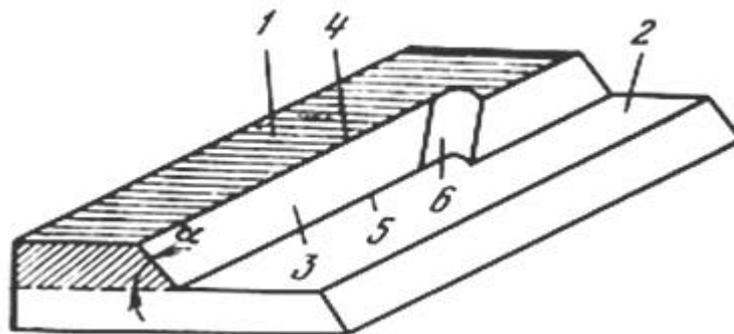


Рис. 1.3. Схема уступа:

1 и 2 – верхняя и нижняя площадки уступа; 3 – откос уступа;
4 и 5 – верхняя и нижняя площадки уступа; 6 – забой;
 α – угол откоса уступа

Различают *рабочие* и *нерабочие* уступы и борта карьера. На рабочих уступах производится выемка горных пород, поэтому *нижняя площадка* этого уступа называется *рабочей площадкой* (см. рис. 1.3, 2). Здесь располагают выемочное оборудование и транспортные коммуникации, необходимые для разработки уступа.

По условию технологии выемки уступы могут разделяться на *подступы* (рис. 1.4).

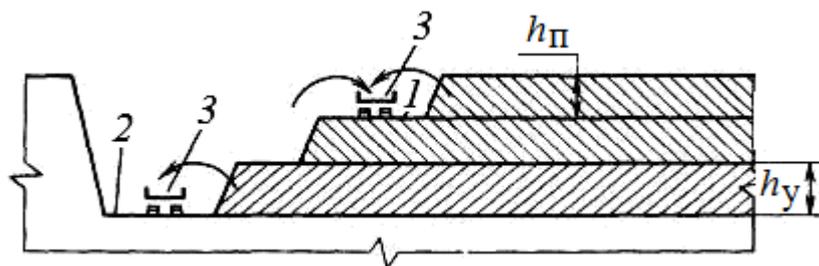


Рис. 1.4. Поперечное сечение карьера:

1 – транспортный горизонт верхнего уступа; 2 – рабочая площадка нижнего уступа; 3 – транспортный сосуд; h_y – высота уступа; h_{Π} – высота подступа

Разработка подступов ведется одним и тем же или разным выемочным оборудованием последовательно или одновременно, но обязательно на единый для уступа транспортный горизонт.

Подготовленная для разработки часть уступа по длине называется *фронтом работ уступа*. Он может быть в плане прямолинейным или криволинейным. Месторождение или часть его, разрабатываемые одним карьером, называют *карьерным полем*. В состав *земельного отвода карьера* входят карьерное поле, внешние отвалы, промышленная площадка, транспортные и энергетические коммуникации и другие производственные сооружения.

Горный отвод – участок земной поверхности с разрабатываемым месторождением и включающими его породами, который предоставлен карьере для производства горных работ. Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются *бортами карьера* (рис. 1.5).

Представленный рабочими уступами борт называют *рабочим бортом карьера*. Линия, ограничивающая карьер на уровне земной поверхности, является *верхним контуром* карьера, а линия, ограничивающая дно, его *нижним контуром*. Положения борта, верхнего и нижнего контуров карьера меняются в пространстве. Постепенно отдельные уступы, начиная сверху, достигают *конечных контуров* (границ) карьера, и формируются нерабочие борта карьера. К моменту окончания (погашения) открытых работ им соответствует *конечная глубина* и *конечные размеры карьера* в плане в проектном контуре карьера (карьерном поле).

На *нерабочем борту карьера* горные работы не производятся,

и откосы уступов разделяются площадками (бермами). Различают транспортные и предохранительные бермы и бермы очистки. Они формируются при подходе рабочих уступов к конечным контурам карьера за счет уменьшения ширины рабочих площадок.

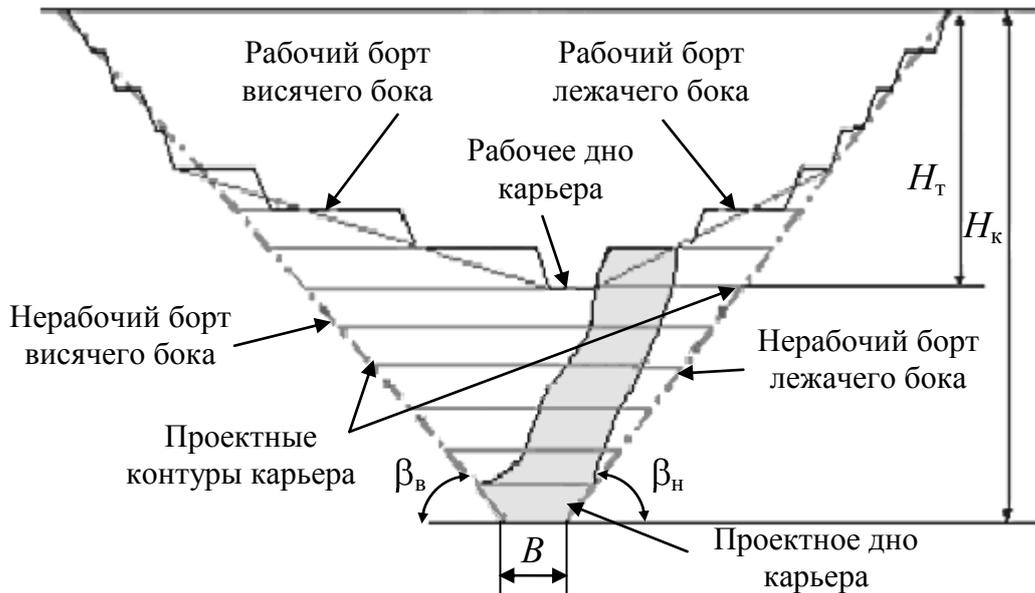


Рис. 1.5. Элементы карьера

На *транспортных* бермах шириной 10 м и более расположены транспортные коммуникации, соединяющие пути на рабочих площадках уступов и в специальных наклонных (или крутых) выработках, через которые осуществляется грузотранспортная связь с поверхностью и другими горизонтами.

Предохранительные бермы шириной от 3–5 до 8–10 м служат для повышения устойчивости прибортового массива горных пород, а также для задержания осыпающихся с верхних уступов кусков породы.

Площадки очистки представляют собой предохранительные бермы увеличенной ширины, позволяющие разместить необходимое оборудование (бульдозеры, небольшие экскаваторы, погрузчики, автосамосвалы) для периодической очистки бортов карьера от осыпей и навалов. Их оставляют через три-четыре уступа по высоте.

Угол между линией, нормальной к простиранию борта и соединяющей верхний и нижний контуры, и горизонталью называется *углом откоса рабочего (нерабочего) борта карьера* (см. рис. 1.5). Величина его зависит от состояния массива, высоты уступов и ши-

рины площадок. Угол откоса рабочего борта карьера β_p изменяется от 7 до 17° (иногда до 37°), а нерабочего борта γ_n – от 25 до 55°.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется *рабочей зоной* карьера. Положение ее по высоте определяется отметками нижних площадок верхнего и нижнего (на данный момент времени) рабочих уступов карьера.

Длина фронта горных работ карьера представляет суммарную протяженность фронтов горных работ всех рабочих уступов.

Для введения в работу нового уступа необходимо создать транспортный доступ к нему и первоначальный фронт работ с соответствующей рабочей площадкой.

Для перемещения горной массы с нового уступа на поверхность или на вышележащие уступы необходимо его *вскрыть* или нарезать новый горизонт. Это означает проведение с поверхности или с вышележащего уступа специальных вскрывающих наклонных горных выработок для расположения в них транспортных коммуникаций.

Вскрывающие выработки соединяют горизонты с разными высотными отметками и поэтому имеют определенный угол наклона. При сооружении вскрывающие выработки обычно имеют близкое к трапециевидному (с поверхности), ромбовидному (между уступами) или треугольному (на косогоре) поперечное сечение и называются соответственно *капитальными траншеями* и *полутраншеями, съездами*. Проведение траншей и полутраншей называется *вскрытием уступа*.

Основными элементами капитальной траншеи являются ширина ее основания $B_{к.т}$, глубина $H_{к.т}$, продольный уклон $i_{к.т}$, угол откоса бортов $\alpha_{к.т}$, длина $L_{к.т}$ в плане и строительный объем $V_{к.т}$ (рис. 1.6).

Для создания начального фронта работ на вскрытом уступе необходимо провести от вскрывающей выработки горизонтальную (с небольшим уклоном для стока воды) горную выработку – *разрезную траншею* (рис. 1.7). Все горные работы на карьере состоят из *горно-подготовительных* (проведение траншей), *вскрышных* (выемка, перемещение и размещение в отвале вскрышных пород) и *добычных* (выемка, перемещение и складирование полезного ископаемого) работ.

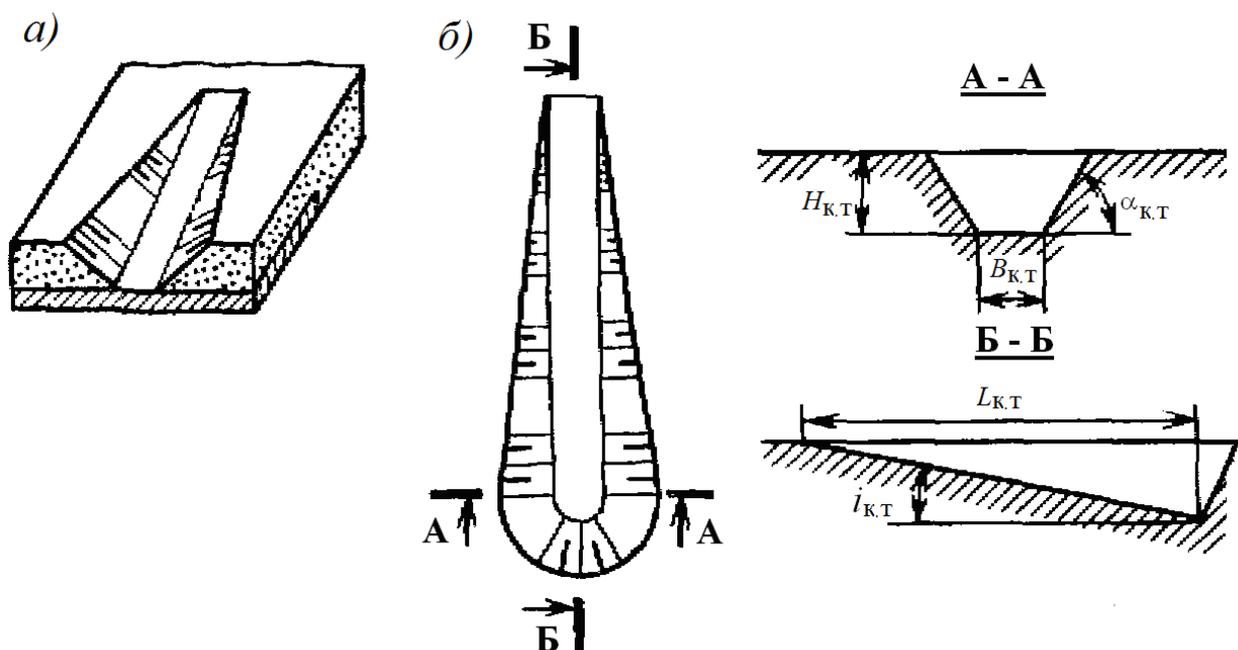


Рис. 1.6. Общий вид (а) и план (б) капитальной траншеи

Работы необходимо проводить в определенном порядке, соблюдая между ними, элементами и параметрами горных выработок, в которых они выполняются, определенные соотношения и зависимости. Это позволяет по техническим условиям обеспечить в каждый момент времени необходимый фронт горных работ на добычных и вскрышных уступах, производительную и безопасную работу применяемого оборудования.

Принятый порядок выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий для данного месторождения безопасную, экономичную и полную выемку балансовых запасов полезного ископаемого, называется *системой разработки*.

Насыпи пустых пород и некондиционных полезных ископаемых называются *отвалами*.

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

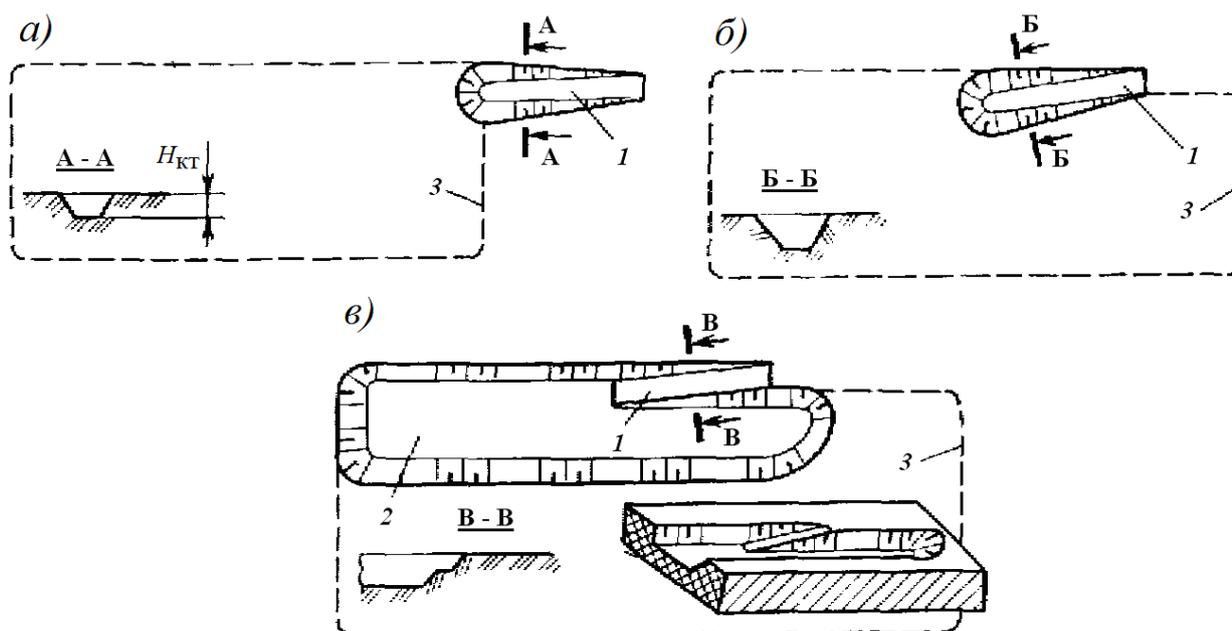


Рис. 1.7. Схемы капитальных траншей:

- a* – отдельная капитальная траншея внешнего заложения (вне конечных контуров карьера); *б* – капитальная траншея внутреннего заложения; *в* – то же с разрезной траншеей;
 1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея;
 3 – конечный контур карьера

В административно-хозяйственном понимании *карьером* называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения.

1.11. Понятия о коэффициентах вскрыши

Важным показателем эффективности открытых горных разработок является соотношение извлекаемых в определенных масштабах на различных этапах деятельности карьера объемов вскрышных пород и полезного ископаемого [1, 3].

Количество вскрышных пород в кубических метрах или в тоннах, отнесенное к 1 м³ или к 1 т полезного ископаемого, называется *коэффициентом вскрыши K*. Различают *объемный* (м³/м³), *весовой* (т/т) и наиболее часто употребляемый в практике *смешанный* (м³/т) коэффициенты вскрыши. При проектировании карьеров и в практике открытых горных работ используются средний, текущий, контурный, эксплуатационный, слоевой, граничный и плановый коэффициенты вскрыши.

Средний коэффициент вскрыши $K_{\text{ср}}$ представляет собой отношение объема вскрышных пород в конечных контурах карьера, отнесенного к количеству полезного ископаемого в этих же контурах.

Текущий коэффициент вскрыши $K_{\text{т}}$ при проектировании и планировании горных работ рассматривается как отношение объема вскрышных пород к количеству полезного ископаемого, прирезаемому к карьере при расширении его контуров под углом рабочего борта (рис. 1.8, а) на глубину одного горизонта, принимаемую равной высоте уступа.

На рис. 1.8, а: $\Delta V_{\text{Вi}}$ – объем вскрыши со стороны висячего и лежащего боков залежи, м^3 ; $\Delta V_{\text{Пi}}$ – объем полезного ископаемого, м^3 , а его количество составит $\Delta Q = \Delta V_{\text{Пi}}\rho$, т, где ρ – плотность полезного ископаемого. При эксплуатации карьера коэффициент $K_{\text{т}}$ может выражать отношение объема вскрышных пород, перемещаемых из карьера в отвалы за какой-либо период времени, к фактически добытому за этот же период времени количеству полезного ископаемого.

Контурный коэффициент вскрыши $K_{\text{к}}$ выражает отношение объема вскрышных пород к количеству полезного ископаемого, прирезаемому к карьере при расширении его конечных контуров под углом погашения горных работ (рис. 1.8, б). Прирезка рассматривается обычно на глубину одного горизонта, принимаемую также равной высоте уступа.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши $K_{\text{э}}$ выражает отношение объемов вскрыши и количества добычи в период эксплуатации карьера.

Слоевой коэффициент вскрыши $K_{\text{сл}}$ определяется делением объема вскрышных пород в границах слоя карьера между двумя горизонтами на количество полезного ископаемого в этом же слое. Обычно высота слоя принимается равной высоте уступа $h_{\text{у}}$.

Граничный коэффициент вскрыши $K_{\text{гр}}$ является расчетным экономическим показателем, выражающим максимально допустимый по условию рентабельности открытых разработок объем вскрышных пород, перемещаемых из массива в отвал, на единицу полезного ископаемого.

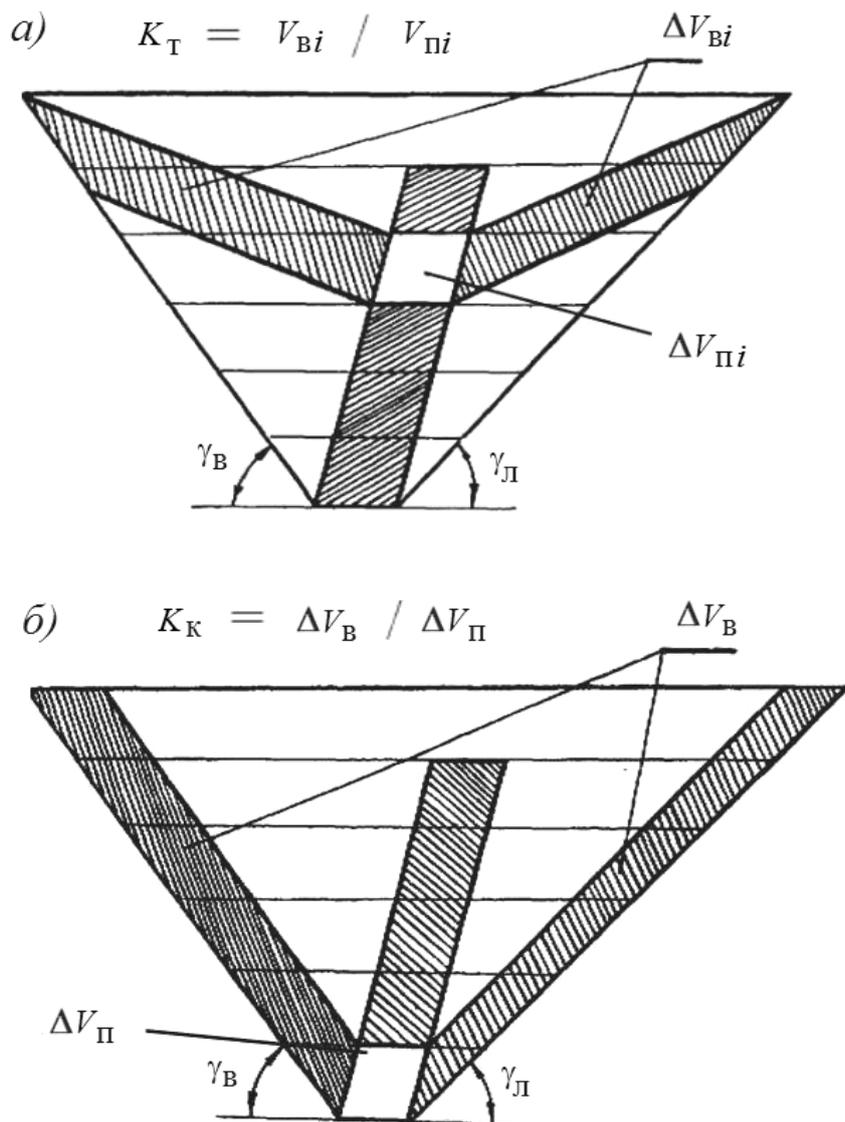


Рис. 1.8. Схемы к определению текущего (а) и контурного (б) коэффициентов вскрыши

Граничный коэффициент вскрыши служит для установления границ открытых разработок как по глубине, так и в плане.

Граничный коэффициент вскрыши характеризует величину максимального объема перемещаемых вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, при котором затраты C_0 на добычу единицы полезного ископаемого открытым способом не превышают аналогичных затрат при подземном способе добычи C_{Π} или допустимой стоимости какого-либо привозного топлива. Величина C_0 определяется по формуле

$$C_0 = C_{с.д} + K_T C_B, \text{ руб/т,}$$

где $C_{с.д}$ – затраты на собственно добычу 1 т полезного ископаемого без учета затрат на вскрышные работы, руб/т; $C_{в}$ – затраты на разработку 1 м³ вскрышных пород, руб/м³; $K_{т}$ – текущий коэффициент вскрыши, м³/т.

При соблюдении условия целесообразности открытых горных работ C_0 можно заменить на $C_{п}$, тогда:

$$C_{п} \geq C_{с.д} + K_{т}C_{в}, \text{ руб/т,}$$

откуда $K_{гр} \leq (C_{п} - C_0) / C_{в}$, м³/т.

Граничный коэффициент вскрыши имеет тенденцию к постоянному увеличению. Например, в 50-е годы прошлого века он был равен примерно 3, в 70-е годы – 7, а сегодня – уже более 20 м³/т.

Величину *планового коэффициента вскрыши* $K_{п}$ необходимо знать для планирования производственной себестоимости полезного ископаемого и соответственно объема вскрыши, когда погашаются затраты на вскрышные работы в процессе текущего производства открытых работ.

1.12. Главные параметры карьеров

Главные параметры карьера, характеризующие масштаб открытых горных работ на том или ином месторождении, следующие [3].

1. *Конечная глубина* – устанавливается при проектировании карьера и определяет перспективные размеры его по поверхности, объем горной массы в контурах карьера, промышленные запасы полезного ископаемого, на наклонных и крутых залежах она определяет возможную производственную мощность карьера. Для горизонтальных и пологих залежей конечная глубина определяется глубиной залегания залежи и изменяется незначительно за весь период разработки. В ряде случаев *конечная глубина* отработки месторождений определяется *глубиной разведочных скважин*.

Современные карьеры имеют глубину от нескольких десятков метров до 700–900 м.

2. *Размеры карьера по простиранию и вкрест простирания залежи по поверхности* – определяются размерами залежи, dna карьера, глубины и углов откосов его бортов. Они устанавливаются графоаналитически или аналитически для простых условий. Длина карьера изменяется от сотен метров до нескольких километров,

а ширина в зависимости от типа месторождения – до 4–5 км.

3. *Размеры дна карьера* – устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера. Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки горной массы на нижнем уступе и различны для разных типов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

4. *Углы откосов бортов карьера* – определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций. Их стремятся принимать как можно более крутыми, чтобы уменьшить общий объем вскрышных работ.

5. *Общий объем горной массы в контурах карьера* – является показателем, в значительной мере определяющим производительность предприятия, срок его существования, структуру комплексной механизации и др.

6. *Запасы полезного ископаемого в карьерном поле* – показатель, определяющий возможный ежегодный масштаб добычи, срок существования карьера и экономические результаты разработки.

Величина промышленных, с учетом потерь и разубоживания, запасов ($Q_{\text{пр}}$) определяет величину проектных *производственной мощности и срока службы или эксплуатации карьера*:

$$T_{\text{э}} = T_0 + T_a + T_3, \text{ лет,}$$

где T_0 и T_3 – время для освоения карьером производственной мощности и затухания (окончания) горных работ; T_a – срок или циклы амортизации основного горнотранспортного оборудования (для карьеров небольшой производственной мощности по добыче) или промышленных зданий и сооружений для мощных карьеров.

Обычно при проектировании карьеров принимается $T_0 = T_3$, этот срок колеблется от 9 месяцев до 2 лет.

Производственная мощность карьера определяется по формуле

$$A_{\text{г}} = Q_{\text{пр}} / T_a, \text{ млн т/год.}$$

Промышленные запасы устанавливаются при разведке месторождения, а затем уточняются и пересчитываются при проектировании и эксплуатации карьера в соответствии с установленными условиями на полезное ископаемое.

2. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Горные работы на карьерах заключаются в выемке, перемещении и складировании полезных ископаемых и вскрышных пород. Соответственно этому выделяются *основные производственные процессы* [2, 4, 5, 7]: подготовка пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение (транспортирование) горной массы, отвалообразование пустых пород и разгрузка или складирование полезного ископаемого. Если на карьере производятся первичные сортировка, обогащение или переработка полезного ископаемого до конечного продукта, они также входят в состав основных процессов.

Каждому основному процессу соответствуют вспомогательные работы, производство которых позволяет осуществлять основной процесс или облегчает его.

Помимо этого на карьерах выполняется ряд общих *вспомогательных процессов* (электроснабжение, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонт оборудования и др.), обеспечивающих производство горных работ.

Основными способами механизации производственных процессов являются *экскаваторный, гидравлический и комбинированный* (их сочетание). При экскаваторном способе механизации основные производственные процессы осуществляются с помощью различных механических средств (экскаваторов, скреперов, механических видов транспорта и др.), а при гидравлическом способе – с помощью воды и специального оборудования. Экскаваторный способ универсален, посредством его выполняется более 97 % объемов горных работ. Гидравлический способ применяется преимущественно для разработки пород, легко поддающихся размыву и транспортированию водой, при наличии значительных источников воды, площадей под гидроотвалы и достаточно дешевой электроэнергией.

Подготовка горных пород к выемке производится с целью обеспечения безопасности горных работ, качества добываемого сырья, возможности и наилучших условий применения техники в последующих процессах. Подготовка пород к выемке включает осушение горных пород, подлежащих извлечению в данный период разработки (при экскаваторном способе механизации), разупрочне-

ние и изменение их агрегатного состояния, разрушение (разрыхление) породного массива и другие виды воздействия на горные породы для облегчения их разработки.

Способ подготовки горных пород к выемке зависит прежде всего от вида, агрегатного состояния и физических свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличия технических средств, предъявляемых требований к качеству добываемого сырья, а также от природных условий производства работ. Удельные затраты на подготовку горных пород к выемке в общих затратах на разработку изменяются от 5 до 40 %.

Выемка мягких связных, песчаных, естественно мелкоразрушенных пород и щебеночно-гравийной массы в обычном состоянии успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования (подготовка совмещена с выемкой в пространстве, времени и со средствами механизации). При гидравлическом способе совмещенные подготовка и выемка пород заключаются в непосредственном размыве их струей воды.

Выемка плотных и наименее прочных полускальных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенными усилиями резания. Если развиваемые усилия машин недостаточны, подготовка таких пород к выемке заключается в предварительном механическом разрыхлении или взрывании.

При гидравлическом способе предварительная подготовка плотных пород осуществляется путем напорного или безнапорного водонасыщения, механического рыхления или взрывным способом. Мерзлые породы предыдущих типов только при небольших отрицательных температурах могут разрабатываться непосредственно выемочными машинами с повышенными усилиями резания; как правило, они требуют подготовки механическим или взрывным способом или предварительного оттаивания. Применяются также методы предохранения пород от промерзания или оттаивания.

Полускальные трещиноватые породы могут успешно и экономично подготавливаться к выемке посредством механического разрыхления.

Скальные и полускальные породы обычно подготавливаются к выемке взрывным способом. Процессами подготовки в этом случае являются бурение скважин и взрывание.

Бурение скважин производится буровыми станками вращательного (шарошечного и шнекового), ударного, ударно-вращательного, огневого бурения. Для взрывания массива пород (первичное дробление) применяются в основном аммиачно-селитренные взрывчатые вещества (ВВ).

Вторичное дробление негабаритных кусков осуществляется взрывным способом (шпуровыми и иногда накладными зарядами) и реже механическим и электротермическим способами. Для бурения шпуров используются пневматические перфораторы как ручные, так и колонковые в комплекте с передвижными компрессорами. Механическое вторичное дробление осуществляется с помощью гидромолотов, пневматических бутобоев, электроконтактных установок и др.

Выемочно-погрузочные работы заключаются в извлечении горной массы из забоя (выемка), ее погрузке – перемещении и разгрузке в транспортные средства или в отвал. Обычно выемка и погрузка выполняются одной машиной или одним комплексом забойных машин.

Выемка мягких и сыпучих пород может осуществляться экскаваторами всех видов и классов, землеройно-транспортирующими, при небольших расстояниях перемещения (бульдозеры), и погрузочно-транспортирующими машинами (колесные скреперы, одноковшовые погрузчики). Выемка плотных пород производится мехлопатами или роторными экскаваторами с повышенными усилиями копания. Выемка угля из тонких пластов возможна агрегатами вращательного бурения (шнекобуровыми машинами) или фрезерными комбайнами глубокой разработки пластов (КГРП). Для подготовки и выемки пильного камня применяются камнерезные (дисковые, фрезерные, канатные) и камнеотделяющие (ченнеллеры) машины. Выемка взорванных пород осуществляется мехлопатами и гидролопатами.

Вспомогательные работы при выемке и погрузке заключаются в планировке площадки для экскаватора, очистке их ковшей и ходовой части от налипшей и примерзшей породы, уборке просыпей при погрузке, зачистке кровли и выхода залежи, оборке откоса уступа, перемещении кабеля, доставке запасных частей и материалов. Для выполнения этих работ используются бульдозеры, различные навесные приспособления к ковшам экскаваторов, самоходные

и навесные кабельные барабаны, специально оборудованные автомашины и железнодорожные платформы и др.

Процесс перемещения пород – это наиболее трудоемкий и дорогостоящий (составляет 30–70 % от общих затрат). На каждом карьере ежегодно разрабатываются и перемещаются от десятков тысяч до сотен миллионов тонн горной массы. Расстояния транспортирования вскрышных пород из забоев в отвалы, а полезного ископаемого – на склад или к приемным бункерам потребителей составляют от нескольких сотен метров до десятков километров. Длина транспортных коммуникаций на крупных карьерах составляет сотни километров. Иногда породы от пункта погрузки до пункта разгрузки перемещают экскаваторами, скреперами, бульдозерами, погрузчиками, но чаще – разнообразными средствами карьерного транспорта. Важнейшая особенность перемещения горных пород – нестационарное положение погрузочных (забоев) и разгрузочных (отвалов, складов) пунктов, вследствие этого транспортные коммуникации регулярно удлиняются или укорачиваются и переустраиваются с выполнением трудоемких вспомогательных работ.

При экскаваторном способе выемки перемещение разрыхленных плотных, мягких и сыпучих пород может осуществляться всеми основными видами карьерного транспорта: железнодорожным, автомобильным и конвейерным. Разрушенные породы всех типов успешно перемещаются железнодорожным и автомобильным транспортом, а мелкоразрушенные – конвейерным в специальном исполнении.

Подвижной состав карьерного железнодорожного транспорта включает локомотивы, полувагоны и думпкары для перевозки соответственно полезного и вскрышных пород. Широко применяются автосамосвалы, реже – тягачи с полуприцепами и прицепами, автопоезда, дизель-троллейбусы. Из разнообразных типов конвейеров наибольшее распространение получили ленточные.

Перемещение одного и того же груза может осуществляться как одним, так и последовательно разными видами транспорта (комбинированный транспорт). В этом случае наиболее часто из забоев горная масса перемещается автосамосвалами, а далее железнодорожным или конвейерным, скиповым транспортом, по рудоспускам и рудоскатам, канатно-подвесным дорогам, гидравлическим транспортом. Для перегрузки пород из одних транспортных средств

в другие устраиваются специальные перегрузочные пункты.

Вспомогательные транспортные работы заключаются в строительстве, текущем содержании и ремонте транспортных коммуникаций, периодическом перемещении части их по мере отработки уступов, текущем содержании подвижного состава.

Гидротранспортирование горной массы подразделяется на самотечное (по канавам, лоткам, трубам за счет уклона) и напорное – по трубопроводам (пульповодам) за счет перекачивания землесосами или с помощью гидроэлеваторов и других средств.

Отвалообразование заключается в приемке и размещении вскрышных пород и длительно складированного полезного ископаемого на специально отводимых площадях; удельный вес расходов на отвалообразование составляет 5–20 %. Отвалообразование может выполняться как специальными отвальными машинами и механизмами, так и средствами механизации других производственных процессов.

При доставке разрыхленных плотных, мягких и сыпучих пород железнодорожным транспортом применяются мехлопаты и драглайны, многоковшовые отвальные экскаваторы, отвальные плуги, бульдозеры и колесные скреперы. При разгрузке в отвалы мелко- и средневзорванных пород применяются мощные драглайны, бульдозеры и большегрузные скреперы. Мехлопаты, а также отвальные плуги используются при складировании практически любых взорванных пород. При доставке всех типов пород автомобильным транспортом в качестве отвального оборудования применяются бульдозеры, а при доставке конвейерным транспортом – консольные отвалообразователи.

Совокупность взаимосвязанных производственных процессов, обеспечивающая изменение агрегатного состояния вскрышных пород и полезного ископаемого, а также их погрузку, перемещение и складирование составляет *технология разработки месторождения*. *Комплексная механизация горных работ* базируется на принципах поточности, совмещения и независимости процессов, обеспечения кратчайшего расстояния перемещения горной массы, сокращения числа и объемов вспомогательных работ, минимума производственных затрат и максимума прибыли от реализации продукции.

2.1. Подготовка горных пород к выемке

2.1.1. Характеристика способов подготовки горных пород к выемке

Процесс подготовки горных пород к выемке относится к одному из основных технологических процессов на карьере и осуществляется для выполнения таких технологических процессов, как выемочно-погрузочный, транспортирование, складирование, отвалообразование, переработка или обогащение [2, 6, 8, 9, 10].

В зависимости от физико-механических свойств разрабатываемых пород *подготовка горных пород к выемке может включать:*

- 1) осушение месторождения или понижение уровня водоносного горизонта;
- 2) разупрочнение массива и изменение агрегатного состояния горных пород;
- 3) разрушение породного массива;
- 4) обеспечение устойчивости откосов уступов и бортов карьера.

На карьерах применяются следующие *способы подготовки горных пород к выемке:*

- 1) механическое разрушение мягких и плотных горных пород;
- 2) разрушение полускальных и скальных пород с помощью БВР;
- 3) гидравлическое разрушение пород;
- 4) физический (термический обогрев) способ разрушения мерзлых пород;
- 5) химический способ разрушения или укрепления (пески) горных пород;
- б) комбинированные способы.

Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит от вида и свойств породного массива, природных условий, применяемых средств механизации, производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

2.1.2. Механическое рыхление горных пород

Специальные прицепные или навесные рыхлители применяются для предварительного механического рыхления горных пород

на глубину до 0,4–0,5 м (прицепные) и до 1,5–2,5 м (навесные на мощных бульдозерах). Механическое рыхление наиболее эффективно для подготовки средне- и сильнотрещиноватых скальных и полускальных (однозубые рыхлители) и плотных (многозубые) пород [2, 4]. К достоинствам механического рыхления горных пород относятся:

- а) облегчение отдельной выемки маломощных пластов полезного ископаемого и вскрышных пород;
- б) эффективное регулирование кусковатости горной массы;
- в) уменьшение потерь и разубоживания полезного ископаемого из-за отсутствия развала и перемещения пород после взрывания;
- г) минимальное переизмельчение и разупрочнение горных пород, что особенно важно при выемке строительных видов пород;
- д) высокая безопасность работ;
- е) эффективное применение при разработке мерзлых пород и на вспомогательных работах (проведение дренажных канав, выкорчевывание пней, рыхление недомыва и т. д.).

На открытых горных разработках наиболее успешно применяются навесные рыхлители тяжелого типа Д-652А на базе тракторов Т-25.01 и Т-35.01, а также зарубежного производства.

2.1.3. Подготовка пород взрывом

Метод отделения полускальных и скальных пород от массива и дробления их до кусков заданных размеров с помощью взрыва получил широкое применение на открытых горных разработках [2, 6, 8, 10].

Производство взрывных работ должно обеспечить нужную степень дробления горных пород, кучность, размеры и форму развала взорванных пород, соблюдение отметок, размеров и формы рабочих площадок и уступов, требуемые качество и сортность полезного ископаемого, а также допустимое сейсмическое воздействие на здания, сооружения и породный массив, бесперебойную и высокопроизводительную работу выемочно-погрузочного оборудования, экономичность и безопасность горных работ.

Различают две стадии дробления горных пород в карьере:

- первичное дробление массива;
- вторичное (вспомогательное) дробление негабаритных кус-

ков, а также выравнивание подошвы уступа, обрушение навесей, ликвидация заколов и т. д.

В зависимости от объекта дробления и назначения взрыва различают следующие *методы взрывных работ*, отличающиеся один от другого способом размещения заряда взрывчатого вещества (ВВ), его формой и величиной.

Метод скважинных зарядов (рис. 2.1, а) предусматривает размещение зарядов ВВ в скважинах диаметром 105–400 мм (чаще 215–270 мм) и глубиной до 30–60 м. На рис. 2.1 показана линия сопротивления по подошве уступа (W).

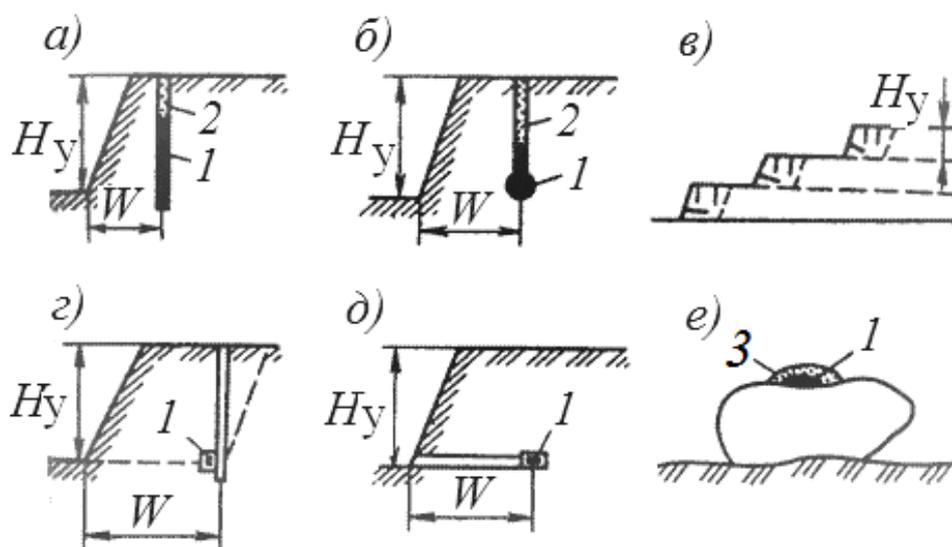


Рис. 2.1. Методы взрывных работ:
1 – заряд взрывчатого вещества, 2 – забойка;
3 – слой песка или глины

Метод котловых зарядов (рис. 2.1, б) заключается в размещении в массиве, в так называемых котлах, сосредоточенных зарядов ВВ (300–2000 кг). Котлы образуются в процессе расширения скважин или шпуров при бурении или взрывном их простреливании. Данный метод применяется иногда в случаях, когда в скважине или шпуре не размещается расчетный заряд ВВ, при проходке полутраншей на косогорах, при взрывании прочных пород, расположенных над менее прочным полезным ископаемым, когда недопустим перебур скважины, а также для сотрясения сильнотрещиноватого массива горных пород.

Основные недостатки метода котловых зарядов заключаются в неравномерности дробления пород и большом выходе негабарита.

Метод шпуровых зарядов (рис. 2.1, в) предусматривает размещение заряда ВВ в шпурах – цилиндрических выработках диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Он применяется при разработке залежей сложной конфигурации и незначительной мощности, при селективной выемке руд и нерудных ископаемых, а также при малых масштабах взрывных работ, вторичном дроблении, выравнивании подошвы и заоткоске уступов (при $H_y \leq 5$ м).

Метод камерных зарядов (рис. 2.1, г, д) предусматривает размещение в массиве, в специальных камерах, сосредоточенных зарядов массой от нескольких десятков до сотен тонн. Он используется при массовых взрывах на выброс и сброс (в гористых условиях), для образования траншей, котлованов, плотин и т. п.

Метод накладных зарядов (рис. 2.1, е) характеризуется размещением заряда снаружи разрушаемого объекта. Применяется при вторичном дроблении и на вспомогательных работах в труднодоступных условиях.

На карьерах первичное дробление пород взрывом осуществляется методом скважинных зарядов, вторичное – методами шпуровых и накладных зарядов. Скважины и шпуры могут буриться в трех направлениях: вертикально, наклонно и горизонтально. На открытых горных работах при первичном дроблении пород применяется главным образом вертикальное и наклонное к горизонту бурение скважин.

Качество взрыва оценивается прежде всего *кусковатостью взорванных пород*.

Максимально допустимый размер кусков l_k может быть ограничен:

- вместимостью ковша E экскаватора: $l_k \leq (0,7 \div 0,8)\sqrt[3]{E}$, м;
- вместимостью кузова (вагона) V транспортного сосуда: $l_k \leq 0,5\sqrt[3]{V}$, м;
- меньшим размером $A_{др}$ приемного отверстия бункера или дробильной установки: $l_k \leq (0,75 \div 0,85)A_{др}$, м;
- шириной B_k ленты конвейера: $l_k \leq 0,5B_k - 100$, мм.

Одним из важнейших показателей качества взорванных пород является содержание *негабаритных кусков*. Оптимальной считается величина выхода негабарита в пределах до 8 % от объема взрываемого блока.

Для выемки и перемещения труднорабатываемых пород при железнодорожном транспорте большое значение имеет хорошая проработка взрывом подошвы уступа.

Форма развала пород после взрыва должна обеспечивать нормальное наполнение ковша в любом месте развала. Жесткие требования к ширине развала предъявляются при использовании железнодорожного транспорта и применении продольных заходок.

2.1.4. Характеристика пород по буримости

Технологические параметры буровых станков определяются физико-механическими свойствами горных пород и эффективностью бурения скважин [1, 2].

При выборе технических средств бурения скважин в конкретных горно-геологических условиях и при расчете технологических и экономических показателей используется относительный показатель трудности бурения, который определяется по следующей формуле:

$$P_6 = 7 \cdot 10^{-8}(\delta_{сж} + \delta_{сд} + 103\rho),$$

где $\delta_{сж}$ и $\delta_{сд}$ – соответственно предел прочности породы на одноосное сжатие и на сдвиг, Па; ρ – плотность горных пород, кг/м³.

В зависимости от *трудности бурения* все породы подразделяются на пять классов:

- 1) легкобуримые породы $P_6 = (1 \div 5)$;
- 2) породы средней трудности бурения $P_6 = (6 \div 10)$;
- 3) труднобуримые породы $P_6 = (11 \div 15)$;
- 4) весьма труднобуримые породы $P_6 = (16 \div 20)$;
- 5) исключительно труднобуримые породы $P_6 = (21 \div 25)$.

2.1.5. Способы ведения буровых работ на карьерах

Одним из основных технологических процессов открытых горных работ сегодня является бурение взрывных скважин.

Процесс бурения скважин состоит из непосредственного разрушения породы буровым инструментом в забое и выноса продуктов разрушения из скважины. Эффективность разрушения в значи-

тельной мере зависит от конструкции долота, а очистка скважины – от работоспособности системы транспортирования буровой мелочи [2, 4]. Бурение скважин в массиве горных пород осуществляется с помощью буровых станков, основанных на двух различных способах воздействия на забой: *механическом* и *физико-механическом*.

К буровым станкам с механическим способом воздействия бурового инструмента на забой относятся станки *ударно-канатного, ударного, ударно-вращательного (с погруженным пневмоударником), вращательного (шнекового), вращательно-ударного (шарошечного) бурения*.

К буровым станкам с физико-механическим способом воздействия бурового инструмента на забой относятся станки в основном *термического или огневого и плазменного бурения* и пока еще мало распространенные *гидравлического взрывного бурения*. Испытываются установки лазерного, ультразвукового и электрогидравлического и других способов бурения.

Рассмотрим наиболее распространенные способы бурения скважин.

Ударно-канатный способ бурения. При этом способе заточенный в виде клина буровой инструмент массой 0,8–3,0 т, подвешенный на канате, сбрасывается в забой и под действием кратковременного усилия удара разрушает его путем детонирования забоя после удара. После каждого удара инструмент, поднимаясь и раскручиваясь на канате, поворачивается на некоторый угол, что обеспечивает равномерное разрушение забоя скважины. Продукты разрушения смешиваются с водой, периодически подливаемой в скважину, образуется шлам, который затем удаляется из скважины специальным инструментом (желонкой).

Чередование во времени операций детонирования и разрушения скважины при определенной массе и высоте бурового инструмента, частоте ударов по забою, плотность и высота шламового столба характеризуют режим ударно-канатного бурения. Скорость бурения определяется в основном массой бурового инструмента. Шлам удаляется через каждые 0,6–1,0 м бурения скважины. Преимущество ударно-канатного бурения – это бурение пород любой крепости.

Недостатки – это низкая производительность, бурение только вертикальных скважин, удаление шлама с помощью воды затрудня-

ет работу в зимнее время. Сегодня этот способ бурения скважин используется при мелиоративных работах, а на карьерах почти не применяется.

Ударный способ бурения. При этом способе инструмент внедряется в забой скважины под действием кратковременного усилия удара, передаваемого через штангу. После удара порода забоя детонирует и разрушается, инструмент отскакивает от забоя и поворачивается на определенный угол для нанесения удара по новому месту забоя. Крутящий момент составляет незначительную величину, а ударная мощность составляет около 90 % всей мощности, приходящейся на забой.

Рабочим инструментом станков ударного способа бурения являются долота: зубильные, крестовые и с фасонной головкой. Эти долота изготавливаются из лучших сортов углеродной стали с добавками хрома и никеля. Буровая мелочь удаляется из скважины сжатым воздухом. Этот способ применяется для бурения вертикальных и наклонных скважин, но в ограниченных масштабах – на его долю приходится около 1 % от общего объема буровых работ.

Для бурения применяются станки: БУ-20-2м, БУ-20-20у, БУ-3 и др. Диаметр скважин достигает 300 мм, глубина – до 50 м. Ударное бурение шпуров применяется на карьерах с целью разделки негабаритов достаточно широко и осуществляется ручными и колонковыми бурильными молотками массой 10–30 и 40–70 кг соответственно с диаметрами шпуров 36–47 мм.

Ударно-вращательный или пневмоударный способ бурения по-другому называют *бурением с погруженным пневмоударником*. Применяется он для бурения пород высокой крепости, при этом мощность ударного механизма выше вращательного. Рабочим органом бурового станка является пневмоударник, к которому по буровой штанге с помощью клапанного устройства подводится сжатый воздух. Сжатый воздух приводит в возвратно-поступательное движение поршень с бойком, наносящий удары по хвостовику буровой коронки. Буровая мелочь удаляется из скважины сжатым воздухом или водовоздушной смесью.

Приоритет здесь принадлежит ИГД СО РАН. Пневмоударниками проходятся скважины диаметрами от 100 до 254 мм. Буровые станки для пневмоударного бурения скважин выпускаются на колесном и гусеничном ходу. Буровые коронки по числу разрушаю-

щих лезвий могут быть однодолотные, трехперые, крестовые, а по расположению лезвий по высоте – одно-, двухступенчатые (с опережающим лезвием) и многоступенчатые. В монолитных породах применяются однодолотные, в малотрещиноватых – трехперые, а в сильнотрещиноватых – крестовые коронки.

Российская промышленность выпускает станки пневмоударного бурения, которые изготавливаются Кыштымским машзаводом с условными диаметрами 100 (125) и 125 (160) мм, второе число означает глубину бурения: СБУ-100Н-35; СБУ-10Г-32 (СБУ-100П-35); 2СБУ-100-32М; 3СБУ-100-32; СБУ-100ГА-30; СБУ-125-24; СБУ-125А-32 и СБУ-125У-52. Станки пневмоударного бурения изготавливаются также зарубежными фирмами Atlas Copco, ВРJ, Reddrill, Tamrock, Sandvik и др. Станки применяются для бурения вертикальных и наклонных скважин в разнородных, разнопрочных и мерзлых породах с относительным показателем трудности бурения 10–20. Этот способ бурения составляет примерно 7 % от всего объема буровых работ на карьерах.

Режим пневмоударного бурения характеризуется энергией единичного удара коронки, осевым давлением, числом ударов в минуту и частотой вращения бурового става. Последние определяют угол поворота коронки между смежными ударами. Энергия удара долота зависит от веса и длины хода пневмоударника и давления сжатого воздуха. Энергия удара должна соответствовать буримости породы и ограничивается износоустойчивостью долота.

Вращательно-ударный или шарошечный способ бурения скважин осуществляется в результате вращения буровой штанги, и при этом мощность вращательного механизма выше мощности ударного. Вращающиеся на конце бурового инструмента шарошки в виде усеченных конусов с зубьями перекатываются по забою скважины, ударяют породу зубьями или твердосплавными штырями и скалывают ее.

Внедрение зубьев или штырей в забой осуществляется под действием большого осевого усилия, которое передается на них через буровой став. Удаление буровой мелочи из скважины осуществляется сжатым воздухом или воздушно-водяной струей, подаваемыми через буровой став. На долю шарошечного бурения приходится более 70 % всего объема бурения скважин на карьерах.

Достоинствами шарошечного способа бурения являются воз-

возможность бурения породы любой крепости и различных физико-механических свойств, а также высокая эффективность и скорость бурения. Разрушение породы осуществляется шарошечным долотом, состоящим из корпуса 1, лап 2 и вращающихся шарошек 5 (рис. 2.2). Шарошечные долота различаются по *типам* и *видам*.

Типы шарошечных долот: зубковые, штыревые и комбинированные.

Виды – одношарошечные, двухшарошечные, трехшарошечные и многошарошечные. На карьерах применяются трехшарошечные долота, которые сочетают в себе высокие динамичность и устойчивость с механической прочностью опор (лап).

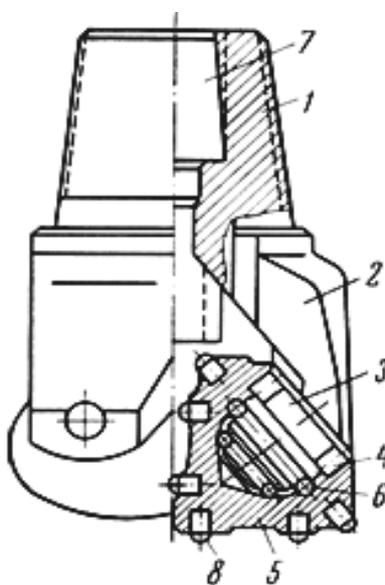


Рис. 2.2. Схема устройства шарошечного долота:
 1 – корпус (ниппель); 2 – лапы; 3 – консольные оси (цапфы);
 4 – роlikоопоры; 5 – шарошки; 6 – шарикоопоры;
 7 – канал с клапаном для подачи воздуха; 8 – зубцы

По массе и развиваемым усилиям подачи буровые станки шарошечного бурения подразделяются на *три группы*.

1. *Легкие* весом до 40 т, с осевым усилием подачи штанги P_0 до 200 кН. Предназначены для бурения скважин диаметром $d_c = 160\text{--}200$ мм в легкобуримых породах ($P_6 = 6\text{--}10$), например СБШ-160-48.

2. *Средние* весом 40–65 т, $P_0 = 120\text{--}350$ кН, $d_c = 215\text{--}270$ мм, предназначены для бурения скважин в породах средней буримости ($P_6 = 10\text{--}14$). Это станки, например, 2СБШ-200Н-24, 3СБШ-200-60,

4СБШ-200-36, 5СБШ-200-36, 6СБШ-200-32, СБШ-250МНА-32 (55), БАШ-250.

3. Тяжелые весом 65–120 т, $P_0 = 350–700$ кН, $d_c = 320–420$ мм. Предназначены для бурения скважин в труднобуримых породах ($P_6 > 14$). Это станки СБШ-270-32 (55), СБШ-350-40, СБШ-400-40.

За рубежом буровые станки вращательного бурения выпускаются различными фирмами. В Кузбассе широко применяются буровые станки фирм Atlas Copco (табл. 2.1), Висугус-Ерие (табл. 2.2), Тамрок-Дрилтех (табл. 2.3), Harnischfeger P&H (табл. 2.4).

Таблица 2.1

Модели буровых станков Atlas Copco

Модель, параметры	DM-30	DM-45/50	DML	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Диаметры бурения, мм	130–171	127–171	152–270	251–270	251–311	200–270	270–410
Глубина бурения, м: - одной штангой; - максимальная	9,1 15,2	9,1 55/45	9,1; 10,7 55	10,7 53,3	12,2 48,8	6,8; 12,2 60	19,8 55

Таблица 2.2

Модели буровых станков Висугус-Ерие

Модель, параметры	65R*	39R	49RП	59R	61R
Диаметры бурения, мм	до 270	до 311	до 406	до 444	до 381
Глубина бурения, м: - одной штангой; - максимальная	7,6 36,4	16,8 82,2	21,3 85,2	18,3 79,2	19,8 45,7

Таблица 2.3

Модели буровых станков Тамрок-Дрилтех

Модель, параметры	D25KS	D40KS	D45KS	D50KS	D400SP	60KS*	D75KS	D90KS
Диаметры бурения, мм	130– 203	152– 203	152– 203	152– 229	152– 254	229– 279	229– 279	229– 311
Глубина бурения, м: - одной штангой; - максим.	8,67; 9,38 64	8,67; 11,2 53,4	8,67; 11,2 53,4	7,6; 8,7 64	12; 15,2; 18; 19,8 64	10,2; 11,2 53,3	10; 11,2 53,3	11; 12,7; 19,8 85

Таблица 2.4

Модели буровых станков Harnischfeger P&H

Модель, параметры	P&H 250XP	P&H 100XP	P&H 120A
Диаметры бурения, мм	273–349	до 349	251–559
Глубина бурения, м: одной штангой; максимальная	12 73	19,8 59,4	15,2; 16,8; 19,8 39,6

При бурении наклонных скважин усилие подачи на долото меньше на 20–25 %, чем при бурении вертикальных скважин. Это необходимо для предотвращения смещения бурового станка при бурении. По мере бурения долота изнашиваются, что ведет к снижению скорости бурения. Выход из строя шарошек связан в основном с износом подшипников качения. Для снижения их износа в последние годы заводами-изготовителями выпускаются шарошечные долота с клапаном, перекрывающим канал подачи сжатого воздуха при остановке бурения.

Вращательный или шнековый способ бурения горных пород используется примерно в 22 % от всего объема буровых работ на карьерах. Станки шнекового бурения также способны бурить вертикальные и наклонные скважины в легкобуримых породах с $P_6 = 1–5$ и с диаметром скважин до 250 мм. Промышленность выпускает следующие модели: СБР-125, СБР-160, СБР-200. Аббревиатура СБР расшифровывается как станок буровой с режущим буровым инструментом. Режущий инструмент находится на конце буровой штанги и представлен в виде резцов или коронок, которые выпускаются литыми или со съёмными зубьями (рис. 2.3). Резцы и зубья армируются высокотвердыми сплавами.

Бурение скважин происходит за счет значительного осевого усилия и придания вращения буровой штанге. Буровая штанга представляет собой шнек (металлическая труба со спиральной напайкой металлической полосы). Шаг спирали выбирается в зависимости от диаметра шнека и физико-механических свойств горных пород. Режим шнекового бурения характеризуется усилием подачи, частотой вращения бурового инструмента и эффективностью удаления буровой мелочи из забоя скважины.

Для мягких и влажных пород шаг спирали составляет $L = (0,5 \div 0,7)D_{ш}$, где $D_{ш}$ – диаметр шнека, мм. Для более крепких и сухих пород шаг спирали больше и составляет $L = (0,8 \div 0,9)D_{ш}$.

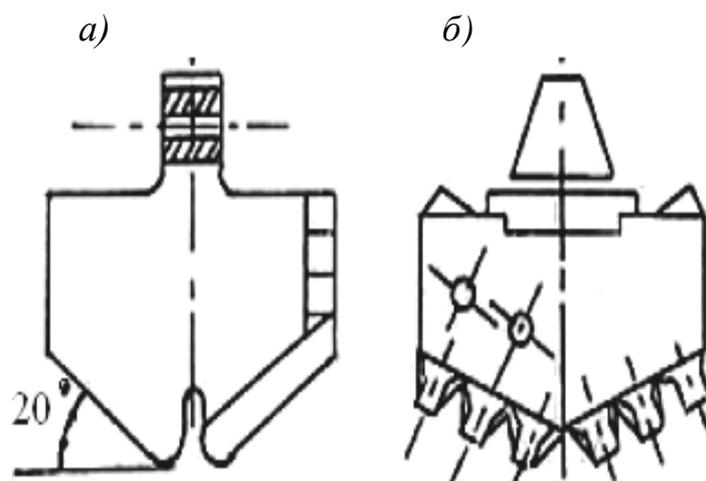


Рис. 2.3. Резцы для шнекового бурения скважин:
a – литые с армированными лезвиями для угля;
б – со съемными зубьями из твердых сплавов для породы

Термический или огневой способ применяется для бурения очень крепких кремнистых горных пород скважинами с диаметром 160 и 200 мм и глубиной до 20 м. Для этого используются буровые огнеструйные станки моделей СБО-160 и СБО-200. Станки выпускаются с применением в системе питания в качестве горючего топлива керосина или бензина, а окислителя – кислорода или сжатого воздуха.

Система питания подает к рабочему органу (горелке) горючее, окислитель, а также воду для охлаждения горелки. Разрушение породы при огневом бурении происходит в результате действий напряжений, обусловленных резким перепадом температур с большим температурным градиентом в различных слоях породы: нагретых и еще холодных. Нагретые поверхностные слои породы увеличиваются в объеме, но в толщину нагреваемого слоя температура проникает менее значительно.

В результате происходит отшелушивание нагретых слоев от холодных. В разрушении также участвуют высокоскоростные газовые струи, которые вызывают полиморфные и фазовые превращения минералов, составляющих породы. Например, кварц уже при температуре около 500 °С переходит в другие кристаллические модификации со значительным изменением объема.

Огневые газовые струи образуются в результате горения в камере сгорания высококалорийного топлива. Топливо сгорает в окислителе с температурой 3000–3200 °С. Продукты сгорания че-

рез сопла горелки истекают в забой скважины со сверхзвуковой скоростью 1800–2200 м/с. Вода служит не только для охлаждения горелки, но испаряясь при высокой температуре на выходе из горелки, резко увеличивается в объеме и помогает выносить из скважины буровую мелочь на поверхность.

Недостатком огневого бурения является его высокая эффективность при бурении в основном только пород высокой крепости, содержащих кварц. Остальные породы плавятся, и эффективность огневого бурения в них резко падает.

2.1.6. Основные и вспомогательные работы при бурении скважин

Основные работы при бурении скважин сводятся к бурению скважины, наращиванию бурового става, его разборке и замене изношенного инструмента [2, 4].

Этим работам сопутствует ряд *вспомогательных работ*, например подготовка буровых станков (обеспечение электроэнергией, материалами, буровым инструментом) и рабочих площадок (освобождение от оборудования, перенос транспортных коммуникаций, уборка навалов и др.) к работе. После этого производится маркшейдерская съемка площадки для бурения и выносятся в натуру проектные отметки устья скважин, составляется карта буримости пород, в которой показываются максимальный режим бурения, номера и проектная глубина скважин, расход долот, воздушно-водяной смеси и т. д.

После завершения основной работы осуществляется учет и обеспечение сохранности пробуренных скважин, перегон станков между блоками, текущий ремонт. Фактическую глубину и сетку скважин контролирует машинист бурового станка и выборочно горный мастер или участковый маркшейдер.

Дополнительный контроль осуществляется взрывниками перед заряданием скважин.

Допустимое отклонение сетки и глубины скважин от расчетной не должно превышать 0,3 м. *Сетка скважин* определяется расстояниями между скважинами в их рядах (*a*) и между рядами скважин (*b*).

2.1.7. Производительность буровых станков

Различают *техническую* и *эксплуатационную производительность* буровых станков [1, 2, 4].

Техническая производительность буровых станков рассчитывается по формуле

$$Q_T = (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}) / T_{\text{б}}, \text{ м/см},$$

где $T_{\text{см}}$ и $T_{\text{пз}}$ – соответственно продолжительность смены и подготовительно-заключительных операций (0,5–1), ч; $T_{\text{б}}$ – время бурения 1 м скважины, которое складывается из основного (t_0) и вспомогательного ($t_{\text{в}}$) времени смены, затрачиваемого на бурение 1 м скважины:

$$T_{\text{б}} = t_0 + t_{\text{в}}.$$

Основное время бурения обратно пропорционально технической скорости бурения ($v_{\text{б}}$):

$$t_0 = 1 / v_{\text{б}}.$$

Основное и вспомогательное время бурения 1 м скважины для различных моделей буровых станков нормируются в зависимости от категории пород по буримости и диаметра скважин.

Сменная *эксплуатационная производительность* бурового станка меньше технической, учитывает различные потери времени на перемещение станков между скважинами, их горизонтирование и т. д. в течение смены и рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{э.см}} = T_{\text{бр}} / T_{\text{б}} = Q_T K_{\text{и}}, \text{ м/см},$$

где $T_{\text{бр}}$ – время бесперебойной работы бурового станка в течение смены, ч; $K_{\text{и}} = (0,75 \div 0,80)$ – коэффициент использования бурового станка на основной работе в течение смены.

Кроме внутрисменных простоев существуют целосменные простои буровых станков (плановые и внеплановые ремонты, перегоны, проведение ВР). Поэтому их годовая производительность рассчитывается с учетом режима работы станков и числа рабочих смен в течение года:

$$Q_{\text{э.год}} = Q_{\text{э.см}} N_{\text{см}} = (T_{\text{см}} / T_{\text{б}}) K_{\text{и}} N_{\text{см}}, \text{ м/год.}$$

Рабочий парк буровых станков на карьере рассчитывается исходя из годового объема горной массы ($V_{\text{ГМ}}$), подлежащего обуриванию, и выхода взорванной горной массы с 1 м скважины (η):

$$N_{\text{б.ст}} = V_{\text{ГМ}} / (Q_{\text{э.год}} \eta), \text{ шт.}$$

2.1.8. Взрывчатые вещества, средства взрывания и взрывные работы на карьерах

Взрывчатые вещества (ВВ) – это химические соединения или смеси веществ, которые под внешними воздействиями (удара, трения и др.) способны к быстрой химической реакции с выделением огромного количества тепла и газов [1, 2, 4, 6, 8].

По степени устойчивости к горению все ВВ делятся на две основные группы.

1. *Бризантные* или дробящего действия. Горение их устойчиво и может перейти в детонацию лишь в некоторых случаях (большая масса, пористая структура и др.). Они, в свою очередь, подразделяются на *первичные (инициирующие)* и *вторичные*.

Иницирующие ВВ обладают высокой чувствительностью к внешним воздействиям. Их горение легко и быстро переходит в детонацию. Вторичные ВВ детонируют с помощью инициирующих ВВ.

2. *Фугасные* или метательные ВВ отличаются устойчивым горением, однако любая смесь с окислителем может быть взрывчатой. Обычно используются в режиме горения.

К промышленным ВВ относятся только бризантные, а из фугасных применяются только пороха в основном при добыче каменных блоков для монументов, облицовочных блоков и др.

Детонация – процесс взрывного превращения ВВ, вызываемый скачком давления. Это взрывное превращение проходит по веществу ударной волной, распространяющейся со сверхзвуковой скоростью.

В промышленности широкое распространение получили ВВ в виде *смеси веществ*, обычно содержащих *окислители, бризантные ВВ и горючие добавки*.

Окислители – вещества, содержащие избыточный кислород,

который расходуется при взрыве на окисление горючих элементов. В качестве *окислителей* используется аммиачная, натриевая или калиевая селитры.

К бризантным ВВ относятся нитросоединения (тротил, тетрил, нитрометан), нитроаммины (гексоген, октоген), нитроэфиры (нитроглицерин, нитроглицоль, нитроклетчатка, тэн).

Горючие добавки – вещества богатые водородом и углеродом: угольная пыль, нефтепродукты (отработанные масла автосамосвалов, например) и гранулы или порошки металлов (алюминий, магний и др.), которые легко окисляются при взрыве и выделяют большое количество тепла, которое и определяет величину работы ВВ.

В настоящее время ассортимент промышленных ВВ представлен сыпучими гранулированными, льющимися водонаполненными и эмульсионными ВВ.

По химическому составу различают ВВ *простейшие, тротилосодержащие и нитросоединения.*

Простейшие ВВ не содержат горючих добавок в виде гранул или порошков металлов, они более дешевые и безопасные, их изготавливают как на карьерах, так и на специальных заводах. Простейшие ВВ – это смесь аммиачной селитры с дизельным топливом или другими нефтепродуктами, с угольной пылью. *Тротилосодержащие* ВВ изготавливаются на заводах. *Водонаполненные* ВВ могут изготавливаться на карьерах или заводах.

Для взрывания зарядов ВВ применяются средства их инициирования (СИ), которые очень чувствительны даже к небольшим начальным импульсам (удару, трению, нагреванию и т. д.) и начинают действовать.

К СИ предъявляются жесткие требования: безотказное действие и достаточная мощность, чтобы обеспечить надежное взрывание зарядов. Качество начального импульса влияет на результаты взрыва – одни и те же детонаторы могут сообщать различную скорость детонации патрону-боевику в скважине, если они не будут обладать одинаковым начальным импульсом. Следствием разновременного действия СИ одного номинала может быть некачественное дробление горной массы, отказы скважин.

Обязательным условием, предъявляемым ко всем СИ, является их безопасность и стойкость к случайным ударам и тряске, неизбежным при обращении.

Другие требования, предъявляемые к средствам инициирования, заключаются в допустимых сроках хранения, простоте устройства, дешевизне и т. д.

В промышленности правилами безопасности допускаются следующие способы взрывания: а) при помощи огнепроводного шнура (ОШ) – огневой; б) при помощи детонирующего шнура (ДШ); в) электрический; г) неэлектрический – при помощи системы СИНВ.

Огневое взрывание осуществляется с помощью зажигательных трубок, которые представляют собой отрезки огнепроводного шнура, соединенные с капсулями-детонаторами (КД). Зажигательные трубки разрешается зажигать тлеющим фитилем, отрезком огнепроводного шнура (ОШ) или специальными приспособлениями (патронами для группового зажигания и пр.).

Электроогневое взрывание отличается применением электрозажигательных патронов, снабженных горючей смесью, которая после подачи электрического импульса зажигает нужное количество зажигательных трубок.

Взрывание зарядов при помощи детонирующего шнура (ДШ) является наиболее распространенным в отечественной и зарубежной практике, особенно при подготовке к выемке полезного ископаемого. Современные методы многорядного короткозамедленного взрывания с помощью ДШ характеризуются широким применением пиротехнических замедлителей – пиротехнических реле (РП) и промежуточных детонаторов (ПД). Инициирование взрывной сети из ДШ осуществляется электродетонатором (ЭД) или капсулем-детонатором (КД).

Взрывание зарядов электродетонаторами (электровзрывание) возможно при наличии источников тока, проводов и контрольно-измерительной аппаратуры. До начала монтажа электровзрывной сети все электроустановки, кабели и провода в пределах опасной зоны обесточиваются. Многорядное короткозамедленное взрывание при массовых взрывах ограничено количеством ступеней замедлений электродетонаторов. Оно применяется при взрывании на выброс.

СИНВ – это отечественная неэлектрическая система инициирования повышенной безопасности на основе ударно-волновой трубки (УВТ), не содержащая инициирующих взрывчатых веществ.

При монтаже взрывной сети инициируемый конец УВТ уста-

навливается в посадочном месте соединителя, а затем зажимается детонирующим шнуром.

Для монтажа взрывной сети на поверхности используется УВТ с маркировкой СИНВ-П. В скважинах используется УВТ с маркировкой СИНВ-С. В качестве начального стартового УВТ используется устройство СИНВ-П-0 со временем замедления 0 мс. Замедление между рядами скважин обеспечивается различными устройствами, например, СИНВ-П-60 со временем замедления 60 мс или иным замедлением. Время поверхностных замедлений при наличии внутрискважинного замедлителя зависит от конкретных характеристик взрывааемых пород.

2.1.9. Взрываемость горных пород

Для достижения требуемого дробления массива горных пород необходимо установить рациональную величину *удельного расхода* ВВ – q . Рациональная величина удельного расхода ВВ выражается в килограммах на кубический метр ($\text{кг}/\text{м}^3$) и определяет его количество, которое, с одной стороны, не приводит к переизмельчению взорванной породы, а с другой – обеспечивает эффективное производство выемочно-погрузочных работ [1, 2].

Удельный расход ВВ рассматривается как *эталонный* и *проектный*. В качестве эталонного ВВ для подземных горных работ рассматривается аммонит 6 ЖВ, а для открытых – гранулит 79/21 (79 % гранул аммиачной селитры в смеси 21 % гранулированного тротила).

Эталонное ВВ принимается для дробления свободно подвешенного монолитного куба породы с размерами граней 1 м, шестью свободными поверхностями со средним диаметром раздробленных взрывом кусков породы $d_{\text{ср}} = 0,5$ м и выходом переизмельченных ($d < d_{\text{ср}}$) и негабаритных ($d > d_{\text{ср}}$) в пределах 8 %.

Эталонный удельный расход ВВ рассчитывается по эмпирической формуле:

$$q_{\text{э}} = 2 (\delta_{\text{сж}} + \delta_{\text{сдв}} + \delta_{\text{раст}}) \cdot 10^{-7} + 2\rho \cdot 10^{-4}, \text{ Г}/\text{м}^3,$$

где $\delta_{\text{сж}}$, $\delta_{\text{сдв}}$, $\delta_{\text{раст}}$ – соответственно предел прочности породы на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа; ρ – плотность породы, $\text{т}/\text{м}^3$.

По величине эталонного удельного расхода ВВ породы подразделяются на пять категорий:

- 1) легковзрываемые породы с $q_э < 10 \text{ г/м}^3$;
- 2) породы средней трудности взрывания $q_э = (10,1 \div 20,0)$;
- 3) трудновзрываемые породы $q_э = (20,1 \div 30,0)$;
- 4) весьма трудновзрываемые породы $q_э = (30,1 \div 40,0)$;
- 5) исключительно трудновзрываемые породы с $q_э = (40,1 \div 50,0)$.

На основании эталонного удельного расхода ВВ рассчитывается *проектный удельный расход ВВ*:

$$q_{\text{пр}} = q_э K_{\text{ВВ}} K_{\text{др}} K_{\text{тр}} K_1 K_2 K_3, \text{ г/м}^3,$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент эталонного ВВ к фактически применяемому (дается в справочниках); $K_{\text{др}}$ – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления породы, $K_{\text{др}} = 0,5 / d_{\text{ср}}$, где $d_{\text{ср}}$ – средневзвешенный размер куска взорванной породы, $d_{\text{ср}} = (0,7 \div 0,8) E^{-3}$, где E – емкость ковша экскаватора, м^3 ; $K_{\text{тр}}$ – коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва из-за трещиноватости массива пород, $K_{\text{тр}} = 1,2 l_{\text{тр}} + 0,2$, где $l_{\text{тр}}$ – трещиноватость пород, м; K_1 – поправочный коэффициент, учитывающий влияние объема взорванной породы для уступов различной высоты, $K_1 = (15 / H_y)^{-3}$; K_2 – коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей (1, 2 или 3); K_3 – коэффициент, учитывающий сосредоточенность зарядов в скважине (0,95 ÷ 1,00).

2.1.10. Параметры взрывных скважин

Параметры взрывных скважин следующие (рис. 2.4): глубина скважины L_c ; диаметр скважины d_c ; угол наклона скважины к горизонту β ; длина заряда ВВ $l_{\text{ВВ}}$; длина забойки $l_{\text{заб}}$; глубина перебура $l_{\text{п}}$; линия наименьшего сопротивления $l_{\text{лнс}}$; линия сопротивления по подошве уступа W .

Глубина наклонной скважины L_c определяется исходя из высоты уступа h_y , угла ее наклона к горизонту β и длины перебура $l_{\text{п}}$ (см. рис. 2.4) [1, 2, 4]:

$$L_c = h_y / \sin \beta + l_{\text{п}},$$

а вертикальной:

$$L_c = h_y + l_{\text{п}}.$$

Перебур скважины необходим для качественной проработки взрывом подошвы уступа:

$$l_{\text{п}} = (10-15)d_c = (0,05-0,1)H_y.$$

Глубина скважины может быть определена и по-другому:

$$l_c = l_{\text{ВВ}} + l_3.$$

Длина заряда принимается в следующих пределах:

$$l_{\text{ВВ}} = (0,65-0,86)l_c.$$

Длина забойки рассчитывается в зависимости от диаметра скважин:

$$l_3 = (20-30)d_c = (0,1-0,2)H_y.$$

В зависимости от категории пород по трудности взрывания (по величине эталонного удельного расхода ВВ) рекомендуется применять следующие диаметры скважин: 1, 2, 3 – 250–320; 4 – 200–250; 5 – 100–200 мм. В целом мировая тенденция сегодня – уменьшение диаметра взрывных скважин. Вместимость одного метра скважины зависит от ее диаметра и рассчитывается по формуле

$$P = 7,85\pi d_c^2 \Delta, \text{ кг},$$

где Δ – плотность заряжения ВВ, кг/дм³, для сухих скважин принимается 0,9 при ручной и 1,0 при механизированной зарядке скважин, 1,3–1,6 кг/дм³ для обводненных скважин; d_c в этой формуле принимается в дециметрах. Тогда вес заряда в скважине составит $Q_3 = l_{\text{ВВ}} P$.

2.1.11. Конструкция скважинных зарядов

По конструкции заряды разделяются на сплошные и рассредоточенные (см. рис. 2.4) [1, 2].

Рассредоточенные заряды рекомендуется применять при высо-

те уступов более 15 м для лучшей проработки взрывом верхней части откоса уступа.

Длина воздушного промежутка принимается в зависимости от длины заряда $l_{\text{ВП}} = (0,17 \div 0,35)l_{\text{ВВ}}$, при этом вес нижней части заряда должен быть $Q_{\text{НЗ}} = (0,65 \div 0,75)Q_3$.

При однорядном расположении скважин главным их параметром для разметки на кровле взрываемого блока является *расстояние между скважинами в ряду (a)*, а при многорядном добавляется еще один параметр – *расстояние между рядами скважин (b)*.

Показателем, который характеризует параметры сетки скважин, является *коэффициент сближения скважин (m)*.

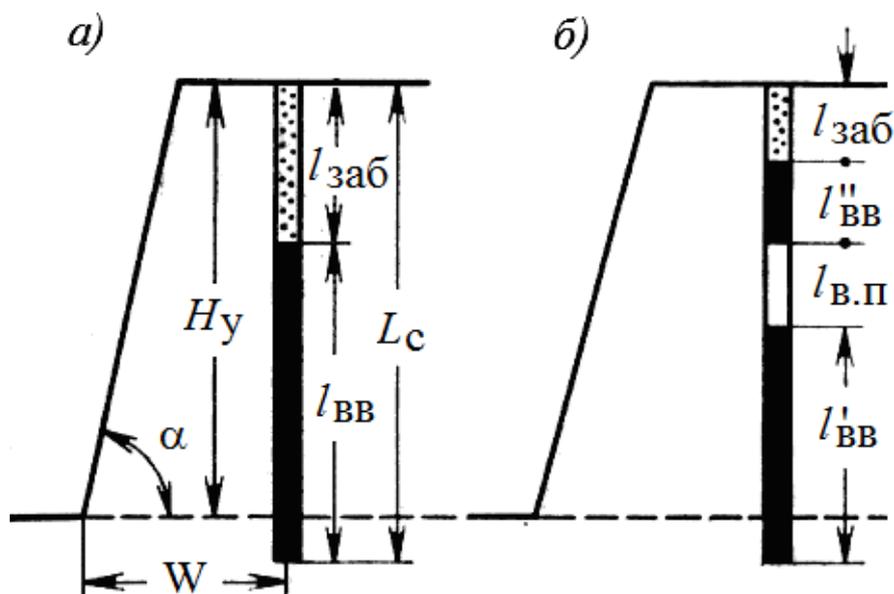


Рис. 2.4. Параметры скважин и конструкция заряда в скважине:
a – сплошного; *б* – рассредоточенного воздушным промежутком

Для первого ряда скважин $m = a / W$, а для последующих рядов $m = a / b$. Тогда для первого ряда скважин $a = mW$, а последующие ряды располагаются на расстоянии $b = ma$.

В практике открытых горных работ $W = (0,6 \div 1,0)h_y$, минимальное значение принимается по условию безопасности бурения первого ряда скважин $W_{\text{min}} = h_y \text{ctg} \alpha + h_y / 3$.

В зависимости от категории пород по трудности взрывания (по величине эталонного удельного расхода ВВ) рекомендуются следующие значения коэффициента сближения скважин и линия сопротивления по подошве уступа:

1. $m = (1,1 \div 1,4)$; $W = (40 \div 45)d_c$;
2. $m = (1,1 \div 1)$; $W = (35 \div 40)d_c$;
- 3, 4, 5. $m = (0,75 \div 1)$; $W = (25 \div 35)d_c$,

где d_c – диаметр скважин, м.

Объем породы, который взрывается одним скважинным зарядом, составит

$$V_3 = aWh_y \text{ или } V_3 = abh_y, \text{ м}^3.$$

Тогда масса скважинного заряда составит $Q_3 = qV_3$, кг.

Важным показателем БВР является выход горной массы с 1 м скважины, который рассчитывается по формуле

$$\eta = V_3 / l_c, \text{ м}^3/\text{м}.$$

2.1.12. Порядок взрывания скважинных зарядов

Порядок взрывания скважинных зарядов – это установленная последовательность взрывания отдельных зарядов или их групп [1, 6, 10]. Известно три способа последовательности взрывания отдельных зарядов или их групп: *мгновенный* (интервал замедления обозначается $\tau = 0$ с), *замедленный* ($\tau \geq 0,25$ с) и *короткозамедленный* ($\tau \leq 0,25$ с).

По правилам безопасного ведения взрывных работ на карьерах *замедленное взрывание не допускается*.

Мгновенное взрывание используется при взрывании небольших объемов горной массы.

Короткозамедленное взрывание (КЗВ) применяется как при однорядном, так и при многорядном взрывании скважин. Практически используемый интервал КЗВ на большинстве карьеров $\tau = 15\text{--}75$ мс, причем для трудновзрываемых пород принимают меньшую величину замедления, а для легко взрываемых – большую.

Использование КЗВ, как показала практика открытых горных разработок, улучшает качество дробления пород, уменьшает выход негабарита и сейсмическое действие массовых взрывов, снижает на 15 % расход взрывчатых веществ, в 1,2–1,3 раза сокращает ширину развала.

2.1.13. Схемы короткозамедленного взрывания скважин

При короткозамедленном взрывании скважин, расположенных в один ряд, применяют три схемы инициирования зарядов [1, 2, 4]: поочередную (рис. 2.5, *а*), взрывания через скважину (рис. 2.5, *б*) и волновую (рис. 2.5, *в*).

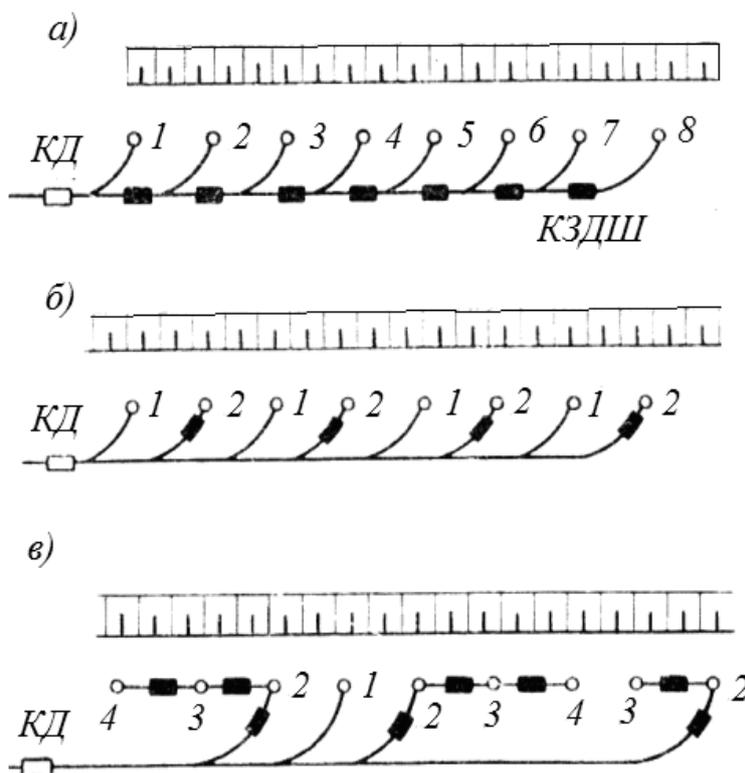


Рис. 2.5. Схемы инициирования зарядов, расположенных в один ряд:
а – поочередная; *б* – взрывание через скважину; *в* – волновая

Наибольший эффект достигается при короткозамедленном взрывании многорядно расположенных скважин.

В случае мгновенного взрывания основное действие зарядов первого ряда направлено в сторону откоса уступа, а действие зарядов следующих рядов – вверх, в результате чего подошва уступа плохо прорабатывается (рис. 2.6, *а*).

При короткозамедленном многорядном взрывании ряды скважин взрываются последовательно и основное действие зарядов направлено в сторону откоса уступа, что исключает указанный недостаток (рис. 2.6, *б*).

При короткозамедленном многорядном взрывании используются следующие схемы (рис. 2.7): порядная или продольная (*а*),

врубная (б и в), поперечная – половина от КД на рисунке врубной схемы (в) и диагональная, когда детонирующий шнур расположен под углом к верхней бровке откоса уступа (используется при шахматной сетке расположения скважин).

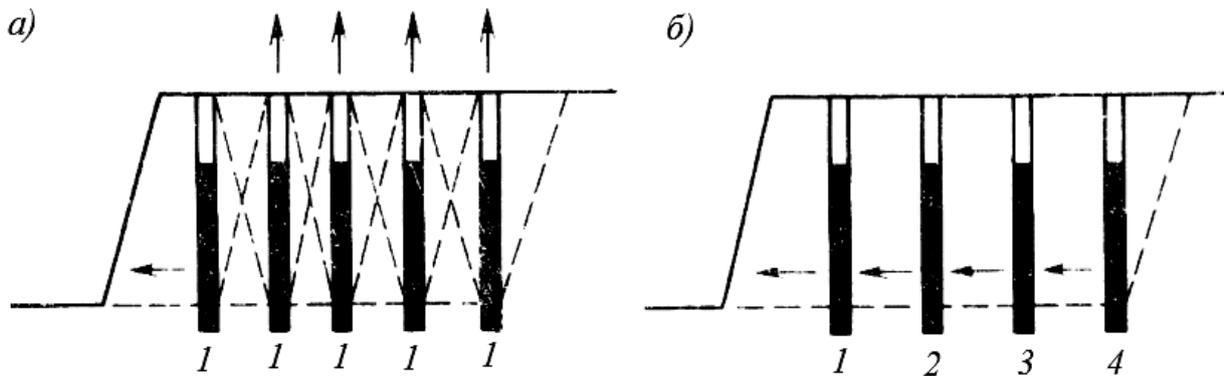


Рис. 2.6. Схемы действия зарядов:
а – при мгновенном; б – при короткозамедленном взрывании

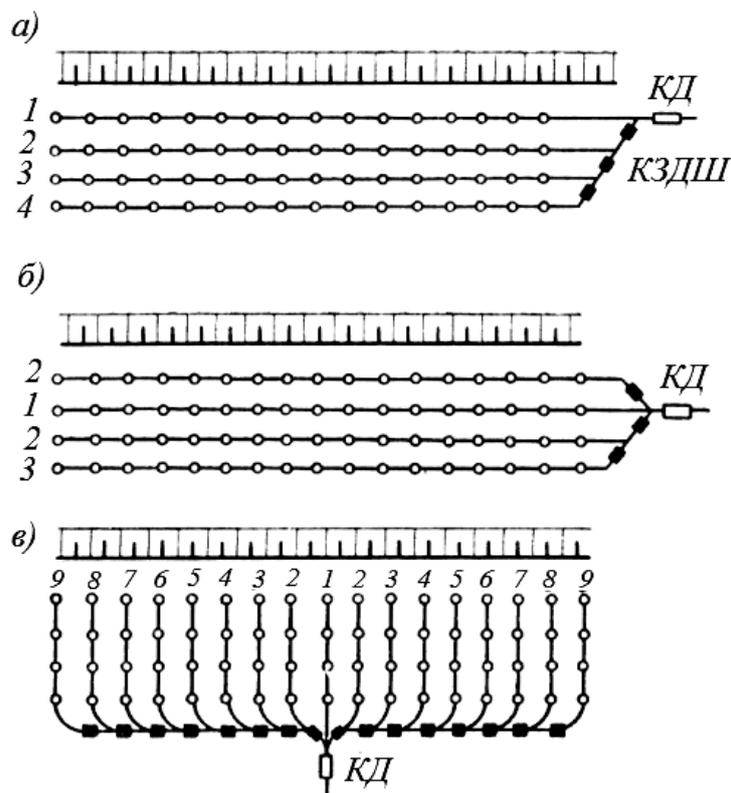


Рис. 2.7. Схемы инициирования многорядных скважинных зарядов:
а – продольная; б – врубная продольная; в – врубная поперечная

Оперируя схемами инициирования многорядных скважинных зарядов, можно целенаправленно формировать развал взорванной

горной массы. Развал породы характеризуется двумя основными параметрами: высота развала $h_p \leq h_y$; ширина развала B_p . Самый широкий развал породы получается при коммутации схемы инициирования многорядных скважинных зарядов по продольной схеме ($B_{пр}$). Ширина развала пород при диагональных схемах инициирования $B_d \approx 0,73B_{р.п.}$, а при поперечных $B_{п.п.} \approx 0,47B_{р.п.}$.

2.1.14. Вторичное дробление пород

Вторичное дробление пород взрывом применяется для дробления негабаритов, планировки подошвы уступов, иногда для уборки навесей у верхней бровки уступов и т. д. [1, 2, 11]. Вторичное дробление пород взрывом производится накладными и шпуровыми зарядами. Метод накладных зарядов эффективен при разрушении негабаритов из хрупких и легкодробимых пород, если затраты на повышенный расход ВВ ($2-3 \text{ кг/м}^3$) меньше затрат на бурение шпуров. Накладной заряд толщиной $l_{ВВ} = 4-5 \text{ см}$ располагается на поверхности негабарита и прикрывается слоем глины или песка толщиной $h_{заб} \geq l_{ВВ}$ (рис. 2.8, а). Высокой эффективностью обладают накладные кумулятивные заряды заводского изготовления из мощных ВВ (тротил, гексоген, тротилогексоген, аммонит и др.), которые позволяют в 5–7 раз снизить расход ВВ (рис. 2.8, б). Недостатком накладных зарядов является большой радиус разлета осколков (до 300 м).

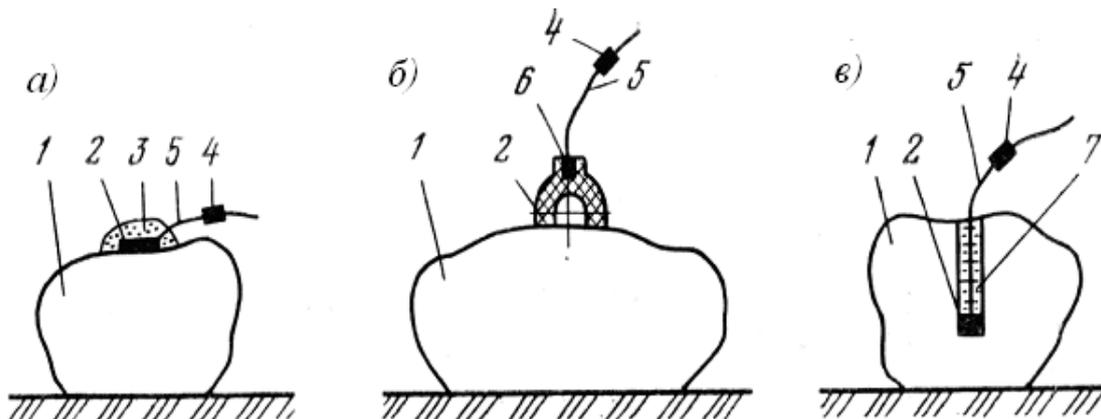


Рис. 2.8. Схемы расположения зарядов при дроблении негабаритов: а – накладной заряд обычной конструкции; б – кумулятивный заряд; в – шпуровой заряд с гидрозабойкой; 1 – негабарит; 2 – заряд ВВ; 3 – слой песка или глины; 4 – детонатор; 5 – детонирующий шнур; 6 – промежуточный детонатор; 7 – вода

При шпуровых зарядах (рис. 2.8, в) применяются шпуры диаметром 24–60 мм, глубиной $l_{ш} = (0,25 \div 0,5)H_n$, где H_n – толщина негабарита. Удельный расход ВВ составляет 0,1–0,3 кг/м³.

Для уменьшения разлета осколков применяют малые (в 8–12 раз меньшие) заряды высокобризантного ВВ, а в качестве забойки используют воду или водные растворы солей (10–15-процентный раствор поваренной соли или аммиачной селитры используют в зимнее время). Минимально допустимый уровень воды в шпуре 10–12 см, минимальная глубина шпура 30–35 см.

Для вторичного дробления негабаритов используют и механическое дробление. Например, грузом в 3–5 т, который подвешивается на тросе к стреле крана или экскаватора, а также с помощью пневматических бутобоев и гидромолотов, устанавливаемых на гидравлические экскаваторы вместо ковша.

На некоторых карьерах применяется местный низкочастотный нагрев негабаритов при низком напряжении.

2.1.15. Расчет размеров опасных зон при взрывании скважинных зарядов

Расчет размеров опасных зон при взрывании скважинных зарядов производится по разлету осколков породы, по воздействию взрывной волны на человека и по сейсмическому действию взрыва [1, 2, 6, 10, 12].

Опасное для людей расстояние по разлету отдельных кусков породы (r_p) при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле

$$r_p = 1250\eta_{ВВ} \sqrt{\frac{\sigma_{сж} d_c}{a(1 + \eta_{заб})10}}, \text{ м,}$$

где $\eta_{ВВ}$ – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; $\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой; $\sigma_{сж}$ – временное сопротивление сжатию, МПа; d_c – диаметр взрывающейся скважины, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом $\eta_{ВВ}$ равен отношению длины заряда в скважине l_3 , м, к глубине пробуренной скважины L_c , м:

$$\eta_{\text{ВВ}} = l_3 / L_c.$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $\eta_{\text{заб}}$ равен отношению длины забойки $l_{\text{заб}}$, м, к длине незаполненной зарядом верхней части скважины $l_{\text{н}}$, м:

$$\eta_{\text{заб}} = l_{\text{заб}} / l_{\text{н}}.$$

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

Радиус опасной зоны по разлету осколков можно определить по данным ОАО «Союзвзрывпром» в соответствии с условной линией сопротивления по подошве уступа ($W_{\text{усл}}$), равной $0,7W_{\text{max}}$. Рекомендуются следующие значения r_p для различных $W_{\text{усл}}$: для $W_{\text{усл}} = 2; 4; 6; 8; 10; 12; 15; 20$ для людей (оборудования) r_p составят 200 (100); 300 (150); 300 (150); 400 (200); 500 (250); 600 (300); 700 (350). Радиус опасной зоны по разлету осколков рекомендуется не менее 200 м при равнинном рельефе и не менее 300 м на косогоре.

Расстояния r_c , на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда взрывчатых веществ (*сейсмическое действие взрыва*), становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле

$$r_c = K_r K_c \alpha Q^{-3}, \text{ м},$$

где r_c – расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м; K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения); K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания; Q – масса заряда, кг.

Значения коэффициента K_r принимаются в зависимости от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения):

- скальные, плотные, ненарушенные породы – 5;
- скальные, нарушенные породы, покрытые неглубоким слоем мягких пород – 8;
- необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м – 12;
- почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод – 15;

- водонасыщенные грунты – 20.

Значения коэффициента K_c принимаются в зависимости от типа здания (сооружения) и характера застройки:

- для одиночных зданий и сооружений производственного назначения с железобетонным и металлическим каркасом – 1,0;

- для аналогичных объектов с кирпичными стенами – 1,5;

- для небольших жилых поселков – 2,0.

Значения коэффициента α : взрыв на рыхление – 1,0; взрыв на выброс – 0,8.

Общая допустимая масса зарядов в скважинах или их группе определяется по формулам:

а) при мгновенном взрывании $Q_M = (0,6 \div 0,7)(r_c / K_r)^3$;

б) при короткозамедленном взрывании $Q_{к.з} = 2nQ_M / 3$,

где n – число интервалов замедления; Q_M – общая масса заряда взрываемаемая мгновенно в одной серии.

Безопасные расстояния *по действию ударной воздушной волны* r_b при взрыве на земной поверхности рассчитываются по формулам:

- для зданий и сооружений $r_b = K_b Q_M^{-3}$, а при отсутствии повреждения остекления $r_b = 200 Q_M^{-3}$;

- для человека $r_b = k_b Q_M^{-2}$,

где r_b – безопасное расстояние, м; Q_M – масса одновременно взрываемаемых зарядов взрывчатых веществ, кг; K_b, k_b – коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений.

2.2. Выемочно-погрузочные работы

2.2.1. Сущность выемочно-погрузочных работ и основные виды выемочного оборудования

Выемка и погрузка горных пород из массива (мягкие, сыпучие и плотные породы) или из развала (разрушенные породы) производится одной машиной или одним комплексом машин [1, 2]. Выбор выемочного оборудования является одним из определяющих факторов, существенно влияющих на экономику добычи полезного ископаемого открытым способом. Этот выбор обусловлен типом месторождения, экскавируемостью пород, требуемой производительностью

стью одной машины и карьера, валовым или селективным способами выемки, климатическими условиями и др.

Комплексная механизация – это структура взаимосвязи совокупности машин и механизмов от забоя до отвала (включая транспорт), обеспечивающих выполнение плановых показателей на добычных и вскрышных работах.

Машины и механизмы, входящие в структуру, выполняют основные и вспомогательные операции и в соответствии с этим подразделяются на основные и вспомогательные.

Ведущей в комплексе является выемочно-погрузочная машина. За операцией, выполняемой этой машиной, следует другая, выполняемая следующей машиной; при этом связь второй машины с первой должна осуществляться на основе сохранения непрерывности общего процесса, что соответствует принципам комплексной механизации производства.

По характеру работы комплексы делятся на:

- *непрерывные*, в которых подготовку горной массы к экскавации, выемку, погрузку, перемещение и отвалообразование или переработку производят машины непрерывного действия;

- *дискретные*, где строго ритмичную работу осуществляют машины циклического действия во всем потоке;

- *смешанные*, в которых подготовку горных пород к выемке, выемку и погрузку выполняют машины циклического действия, а перемещение горной массы – машины непрерывного действия или наоборот.

К *выемочным машинам циклического действия* относятся колесные скреперы, бульдозеры, одноковшовые погрузчики, прямые механические лопаты, прямые и обратные гидравлические лопаты и драглайны (рис. 2.9, а, б, в, г, ж, з, и, к); к *машинам непрерывного действия* – цепные многочерпаковые, роторные (рис. 2.9, д и е) и фрезерные экскаваторы (рис. 2.10).

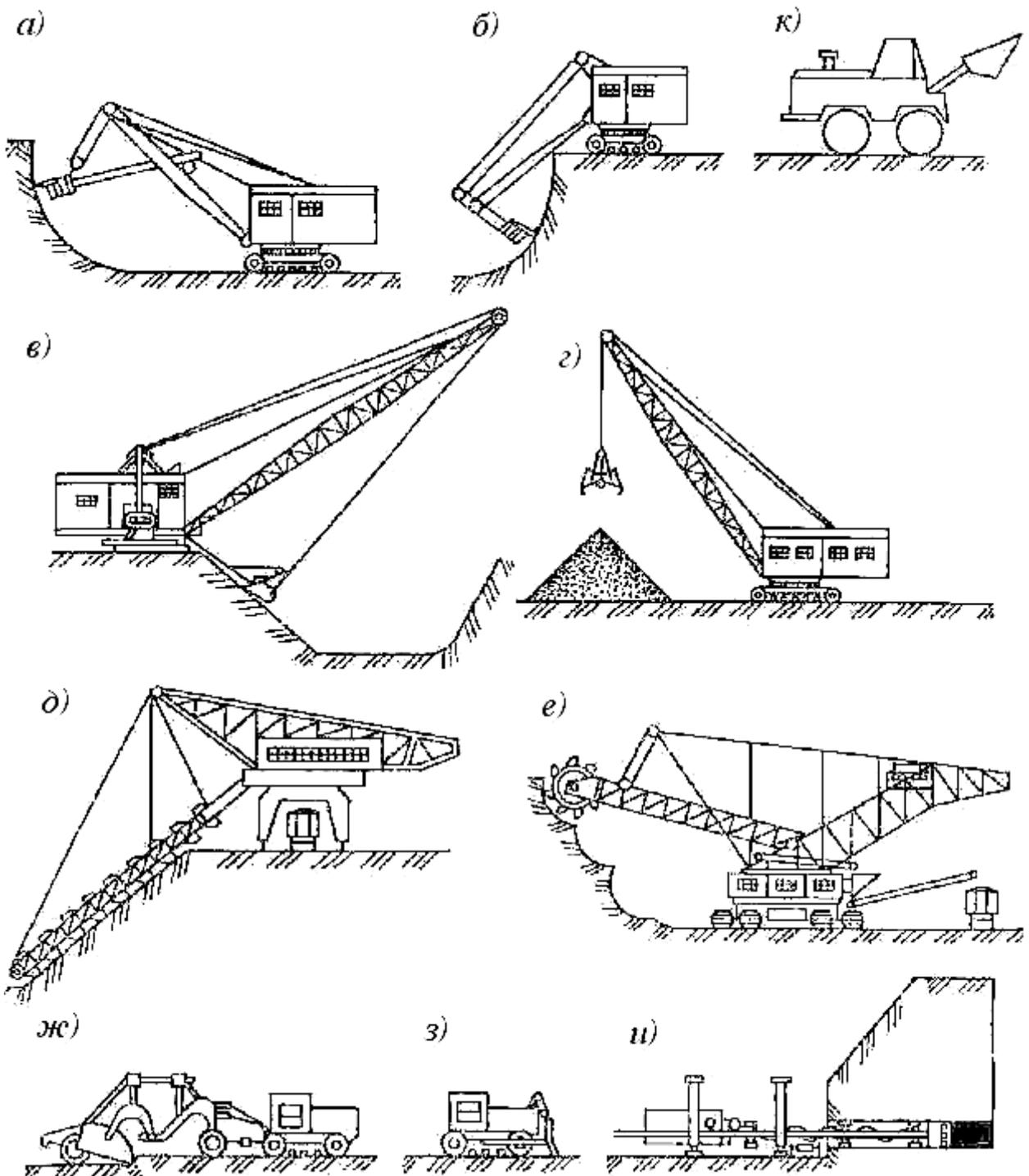


Рис. 2.9. Выемочно-погрузочное оборудование циклического и непрерывного действия:

a – прямая лопата; *б* – обратная лопата; *в* – драглайн; *г* – грейфер; *д* – цепной многоковшовый экскаватор; *е* – роторный экскаватор; *ж* – колесный скрепер; *з* – бульдозер; *и* – шнекобуровая машина; *к* – погрузчик

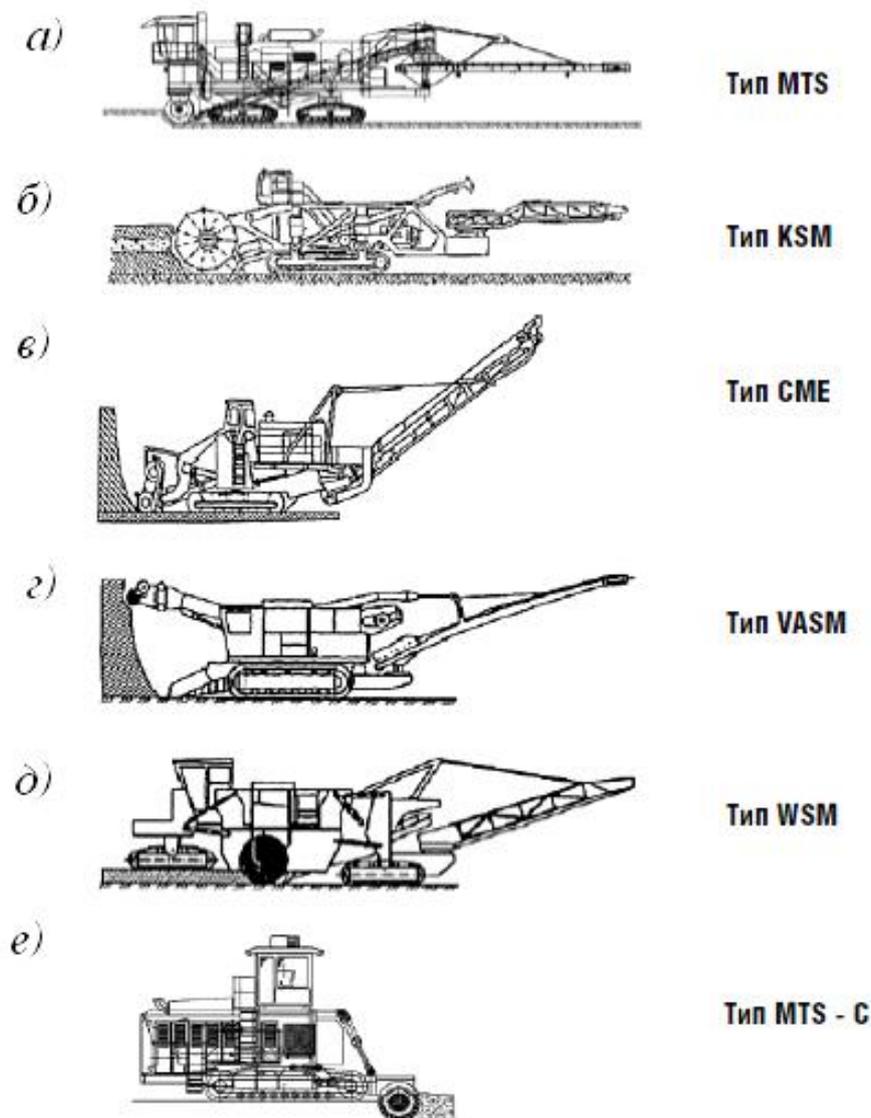


Рис. 2.10. Основные типы карьерных комбайнов

В зависимости от взаимного расположения забоя и горизонта установки экскаватора различают выемку с верхним, нижним и смешанным черпанием. Аналогично различают погрузку нижнюю, верхнюю и смешанную (рис. 2.11) [1, 2].

На карьерах стремятся применять однотипные средства механизации, что значительно упрощает и облегчает организацию горных работ, эксплуатацию, ремонт и обслуживание оборудования.

Вместе с тем на вскрышных работах применяются наиболее мощные машины и комплексы, так как объемы вскрышных работ значительно превосходят объемы добычных работ и выполняются в простых горно-геологических условиях.

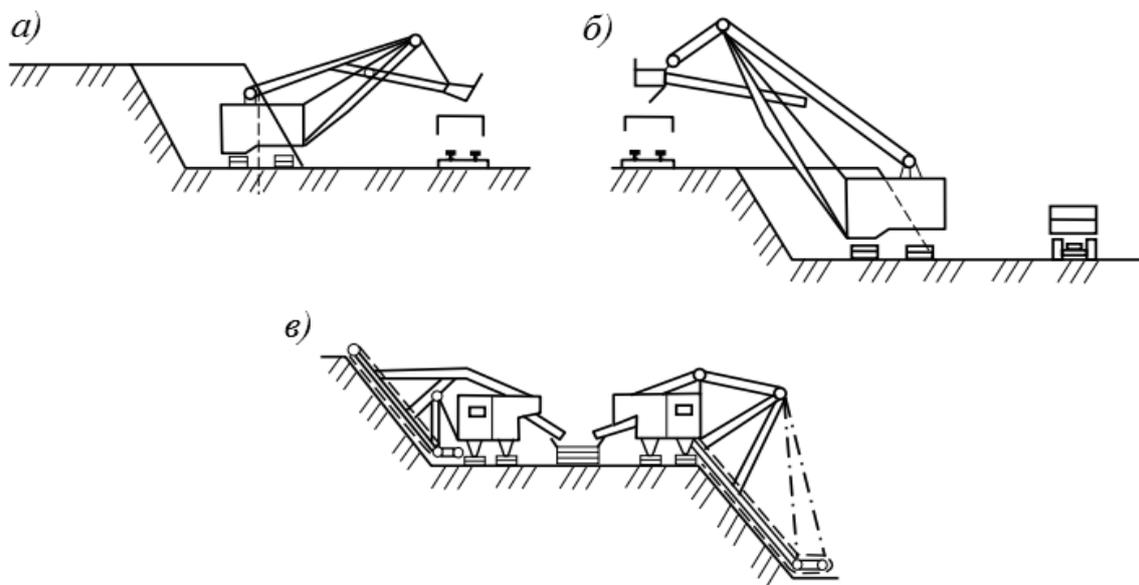


Рис. 2.11. Схемы работы экскаваторов:
а – с верхним черпанием и нижней погрузкой; *б* – с верхним черпанием и верхней погрузкой; *в* – с верхним и нижним черпанием и с верхней и нижней погрузкой

2.2.2. Классификация экскаваторов и их технологическая характеристика

Одноковшовыми экскаваторами операции черпания горной массы, ее перемещения к месту разгрузки, разгрузка и поворот к месту очередного черпания осуществляются последовательно и составляют рабочий цикл экскаватора. *Многоковшовыми* экскаваторами они осуществляются одновременно, непрерывно. Поэтому их и называют соответственно машинами циклического и непрерывного действия [1, 2]. Все эти машины состоят из рабочего, механического, ходового и силового оборудования, рамы кузова и механизмов управления.

Экскаваторы циклического действия различаются по конструктивной связи ковша со стрелой как с жесткой (механические и гидравлические лопаты), так и с гибкой связью (драглайны, грейферы).

Экскаваторы непрерывного действия разделяются на *цепные*, *роторные* и *фрезерные*. Рабочим органом *цепных* экскаваторов является бесконечная цепь с ковшами, установленная на жесткой раме. *Роторных* – роторное колесо с укрепленными на нем ковшами. У *фрезерных* экскаваторов (комбайнов) применяются различного

типа фрезы, служащие только для разрушения горной массы, а погрузка осуществляется другим специальным механизмом комбайна или другой машиной.

По типу ходового оборудования экскаваторы циклического действия разделяются на пневмокошесные, гусеничные, шагающие и плавающие. Экскаваторы непрерывного действия – на гусеничные, шагающие – рельсовые, рельсо-гусеничные и плавающие (драги).

Прямые мехлопаты развивают большие усилия черпания (до 3,5 кН/см) на кромке зубьев ковша и характеризуются большой прочностью и надежностью рабочего оборудования. Они выпускаются различных типоразмеров с ковшом вместимостью от 0,25 до 77 м³ и применяются при разработке как мягких, так и крепких разрыхленных пород, в любых климатических условиях. Это экскаваторы типа ЭКГ – экскаватор карьерный гусеничный (табл. 2.5).

Таблица 2.5

Типоряды мехлопат основных производителей *

R&H ElChovels	Bucyrus	Ижорский завод	Уралмашзавод
1900AL (7,6–19,1)	182 (5,7–17,6)	ЭКГ-136 (18–20)	ЭКГ-5А (4,6–6,3)
2300 ХРС (19,9–36,7)	201 (18,3–39,3)	ЭКГ-220 (30–35)	ЭКГ-12 (12–16)
2800 ХРС (25,2–53,5)	495 (26,8–61,2)	ЭКГ-320 (40–45)	ЭКГ-20 (16–25)
4100С (30,6–61,2)	795 (53,5–68,8)		
4100LR (25,2–53,5)			
4100ХРВ (35,0–76,5)			

* В скобках дана линейка вместимостей ковшей, м³.

Гидравлические лопаты широко применяются на открытых горных работах благодаря следующим *преимуществам*: существенно большему (в 2,5–3,0 раза) усилию черпания; одновременной подвижности стрелы, рукояти и ковша, что обеспечивает регулируемую траекторию черпания горной массы; в 1,5–2,5 раза меньшей удельной (на 1 м³ ковша) металлоемкости машин. Кроме того, *обратные гидролопаты* имеют *дополнительные преимущества*: возможность верхнего и нижнего черпания и погрузки транспортных средств на уровне стояния экскаватора, ниже и выше него; лучшее разделение пород при селективной выемке и при установке экскаватора на кровле разрабатываемого уступа; возможность выемки горной массы из-под слоя воды.

Гидравлические экскаваторы выпускаются различных типоразмеров российскими (модели ЭГ – прямая лопата и ЭГО – обрат-

ная) и зарубежными фирмами с ковшем вместимостью от 0,25 до 50 м³ и применяются при разработке как мягких, так и крепких разрыхленных пород. Основными недостатками их являются более высокие эксплуатационные расходы, меньшая надежность рабочего оборудования и некоторая зависимость от климатических условий. Но благодаря преимуществам эти экскаваторы широко применяются при работе в угленасыщенной зоне разрезов.

Драглайны обеспечивают перемещение горной массы на значительно большее расстояние благодаря гибкой связи ковша со стрелой (канаты вместо рукояти). Они используются на карьерах в основном для выемки и перевалки пород в выработанное пространство и на борт карьера, а также для погрузки пород в автосамосвалы, при отвалообразовании и на других работах. Параметрический ряд выпускаемых заводом «Уралмаш» драглайнов (г. Екатеринбург) следующий: ЭШ 11.75; 20.90; 15.100; 25.90; 20.100; 15.110; 40.100; 30.110; 25.120; 65.100; 40.130; 100.100; 100.125 (первое число – вместимость ковша драглайна, через точку – длина стрелы). Новокраматорским заводом (Украина) выпускаются модели драглайнов: ЭШ 6,5/45; 11/70; 14/50; 15/80; 20/65 и 10/100 (Э – экскаватор; Ш – шагающий; в числителе – вместимость ковша драглайна, в знаменателе – длина стрелы).

Цепные экскаваторы используются для выемки рыхлых пород и в условиях мягкого климата (карьеры горно-химического сырья, буроугольные карьеры Украины и др.), выпускаются в Германии. Это модели DS и RS производительностью от 700 до 4500 м³/ч и с глубиной и высотой черпания от 12,5 до 32,0 м.

Роторные экскаваторы по сравнению с цепными имеют в 1,2–1,4 раза меньшую массу на единицу производительности, в 3 раза большие усилия черпания и могут разрабатывать плотные и мерзлые породы, а также эффективно используются для отдельной выемки горной массы. Эти экскаваторы выпускаются Новокраматорским заводом Украины следующих моделей: добычные ЭРШРД-5000 и 5250, вскрышные ЭР-3000, 3500, 7000, ЭРШР-4500 (Э – экскаватор; Р – роторный; ШР – шагающе-рельсовый; Д – добычной). Цифры показывают их расчетную, теоретическую объемную производительность в кубических метрах. Высота черпания достигает 40 м, а глубина – нескольких метров. Выпускаются они также в Чехии, Германии и Польше.

2.2.3. Технологические параметры экскаваторов

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются рабочие параметры, вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, давление на грунт. Рабочими параметрами мехлопат, драглайнов и гидролопат являются радиус и высота черпания и разгрузки (рис. 2.12, 2.13 и 2.14) [1, 2].

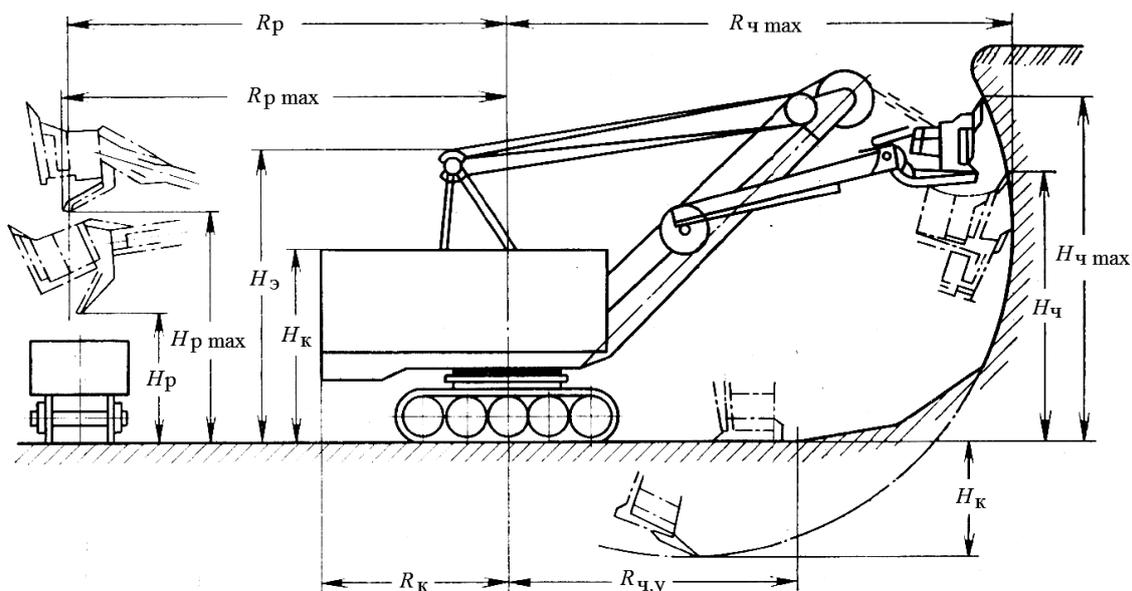


Рис. 2.12. Рабочие параметры мехлопат

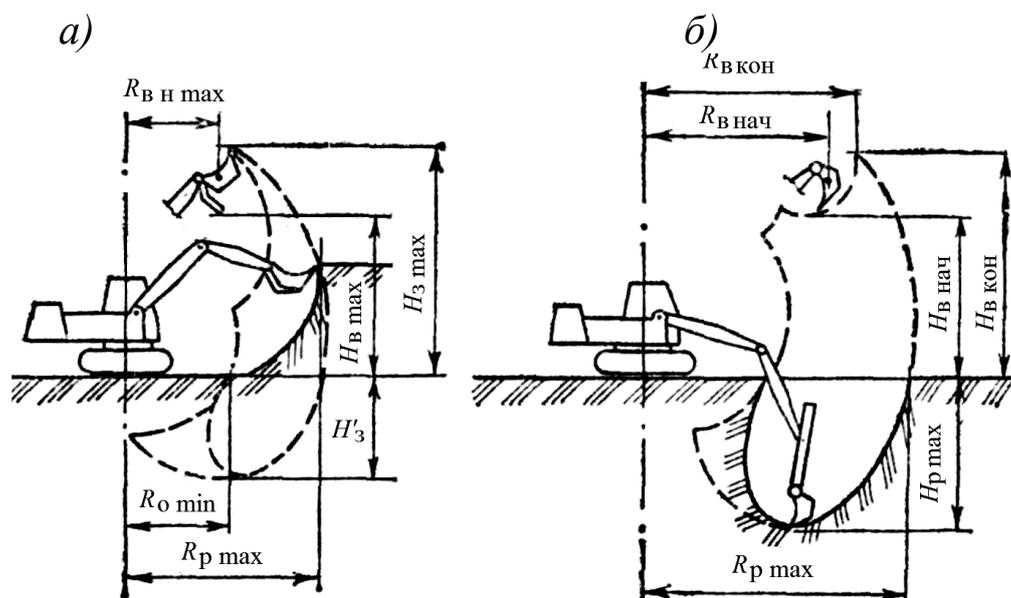


Рис. 2.13. Рабочие параметры прямых (а) и обратных (б) гидравлических лопат

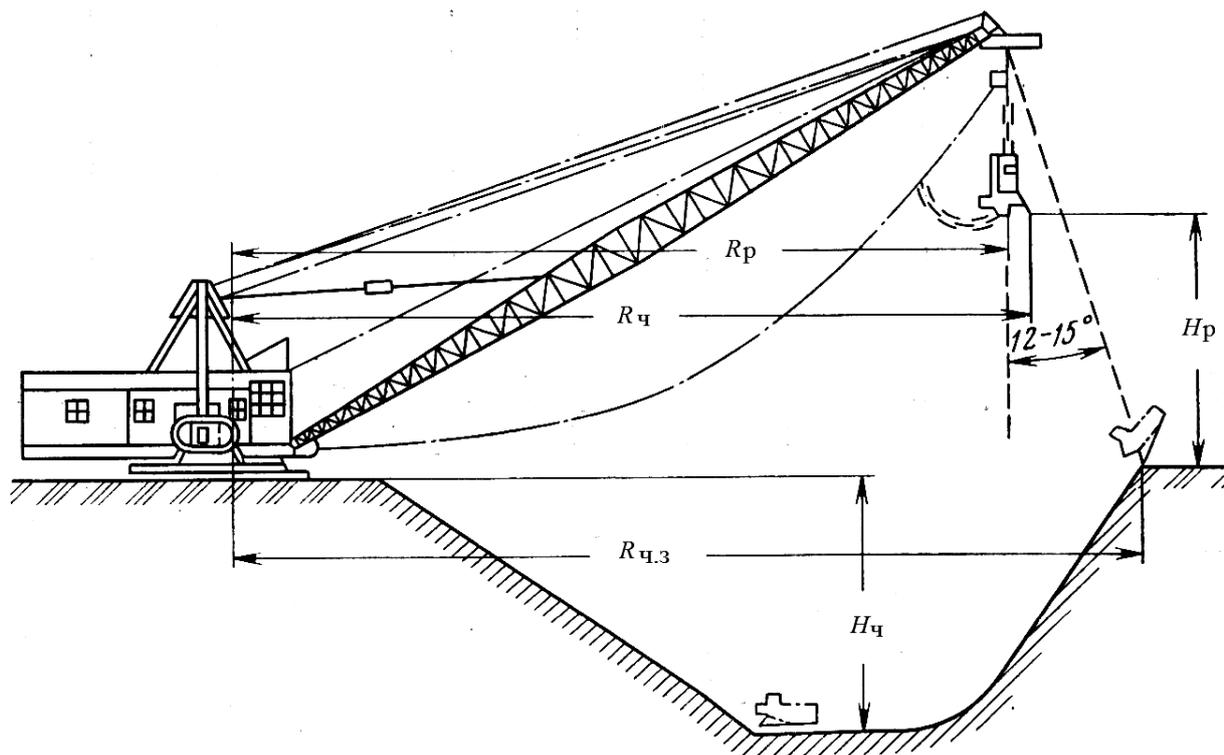


Рис. 2.14. Рабочие параметры драглайнов

Экскаваторы непрерывного действия выпускаются верхнего и нижнего черпания, что и определяет их рабочие параметры: высоту и глубину черпания.

2.2.4. Технология выемки горной массы и параметры забоев экскаваторов

Забой является рабочим местом экскаватора. При выемке горной массы *механическими* и *гидравлическими лопатами* различают следующие типы забоев: тупиковый (траншейный), торцевой (боковой) и фронтальный (рис. 2.15) [1, 2, 13].

В траншейном и торцевом забоях *прямые лопаты* могут работать по схемам, показанным на рис. 2.16 и 2.17. Схемы разработки забоев, их форма и размеры при выемке мягких и разрыхленных взрывом пород существенно различаются. В мягких породах профиль забоя соответствует траектории движения ковша экскаватора, и забой имеет крутой откос ($70-80^\circ$), а в верхней части уступа образуются нависы породы. Поэтому высота уступа по условиям безопасности не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора соответствующей модели, т. е. $h_y \leq H_{ч \max}$.

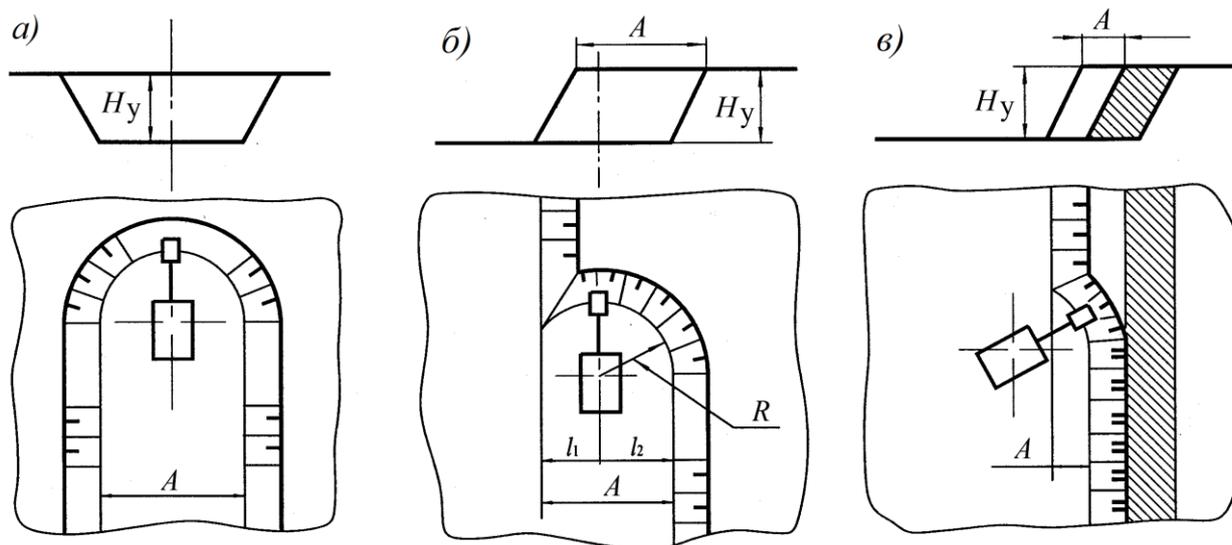


Рис. 2.15. Типы забоев:
а – тупиковый; *б* – торцевой; *в* – фронтальный

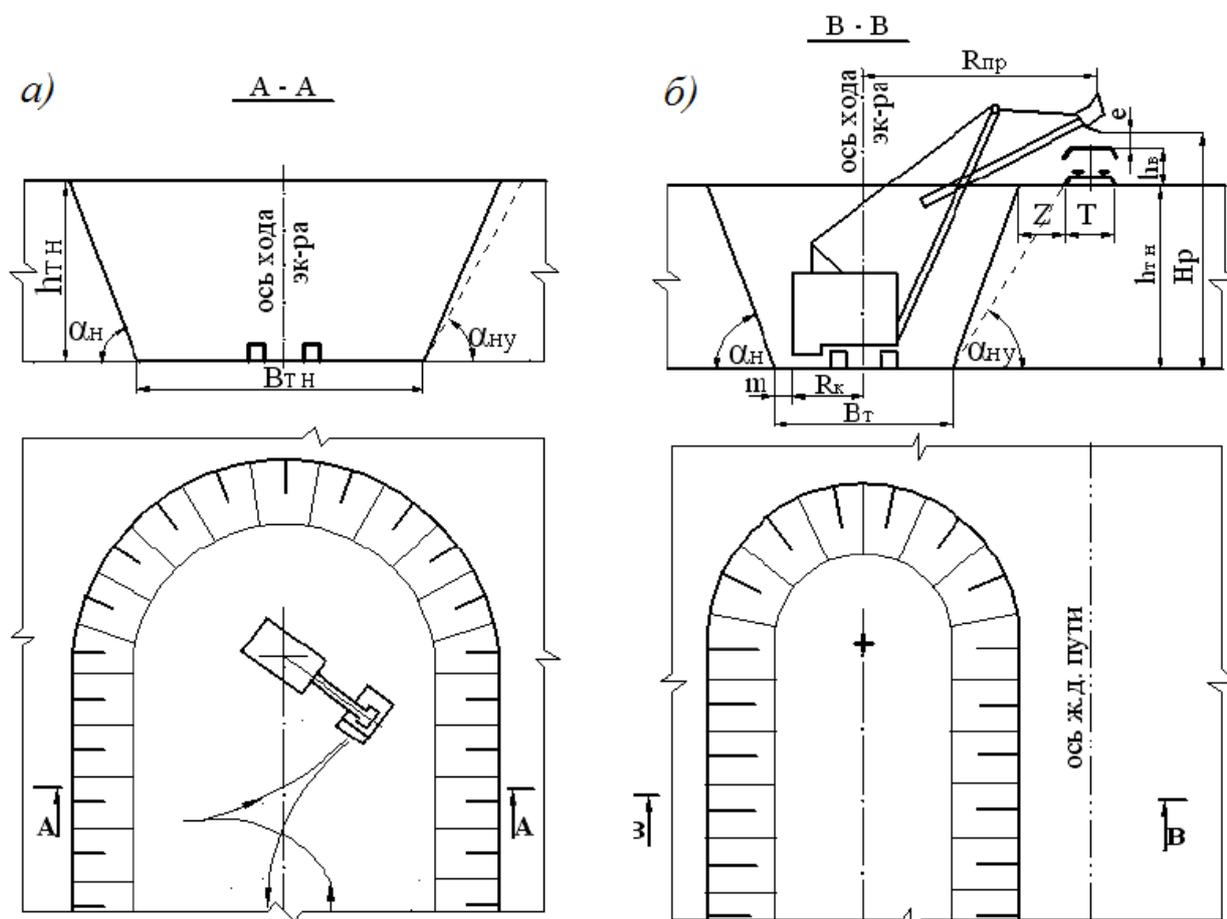


Рис. 2.16. Схемы работы экскаватора в траншейном забое:
а и *б* – на горизонте установки и выше горизонта установки экскаватора с погрузкой в средства транспорта

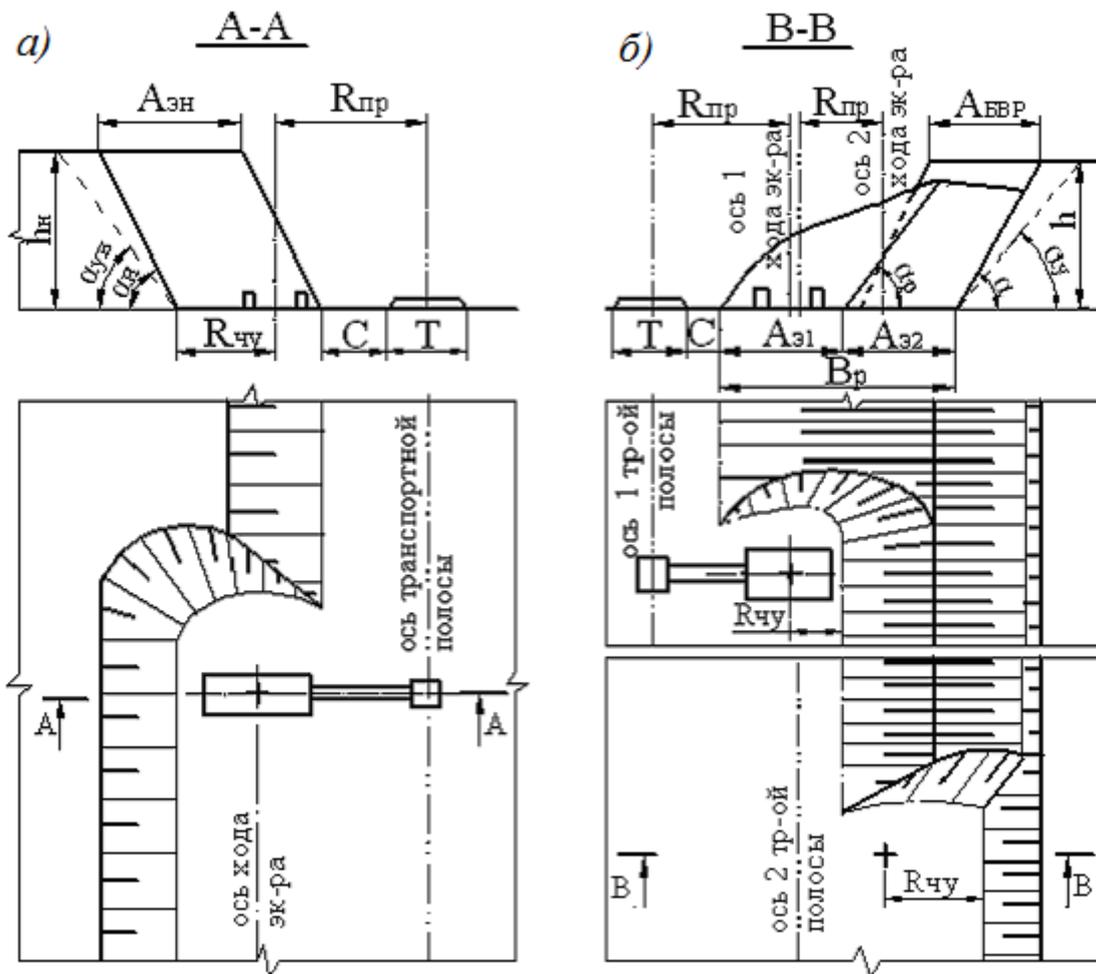


Рис. 2.17. Схемы работы экскаватора:
 а – при отработке мягких пород в торцевом забое;
 б – взорванных скальных пород в боковом забое

В скальных и полускальных породах высота уступа не должна превышать максимальную высоту черпания более чем в 1,5 раза, т. е. $h_y \leq 1,5N_{ч \max}$, высота развала породы должна быть $h_p \leq N_{ч \max}$.

Минимальная высота уступа должна обеспечивать наполнение ковша экскаватора за одно черпание, т. е. должна быть не менее 2/3 высоты напорного вала экскаватора для мехлопат, а для гидролопат рекомендуется:

$$h_{y \min} = (0,25 \div 0,4)N_{ч \max}, \text{ м.}$$

При работе прямых лопат с верхней погрузкой в транспортные средства высота уступа ограничивается следующими условиями:

- использование максимальной высоты разгрузки

$$h_y = H_{ч \max} - h_T - \Delta, \text{ м,}$$

где h_T – высота транспортного средства, м; $\Delta = 0,7 \div 1,0$ – безопасное расстояние между кузовом и открытым ковшом в момент разгрузки, м;
 - использование радиуса разгрузки

$$h_y = (R_p - R_{ч.у} - C) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м,}$$

где R_p – радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м;
 $R_{ч.у}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора, м; $C \geq 1$ – минимальное расстояние от оси дороги до нижней бровки уступа, м.

Максимальная ширина забоя определяется радиусом черпания на уровне стояния экскаватора:

- в торцевом забое ширина заходки A должна быть в пределах

$$A = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}, \text{ м;}$$

- в траншейном

$$B_T \approx 2R_{ч.у}, \text{ м.}$$

Если требуется иметь широкий торцевой или траншейный забой, экскаватор будет передвигаться зигзагообразно или вести разработку широкими заходками $A_{ш}$ (рис. 2.18).

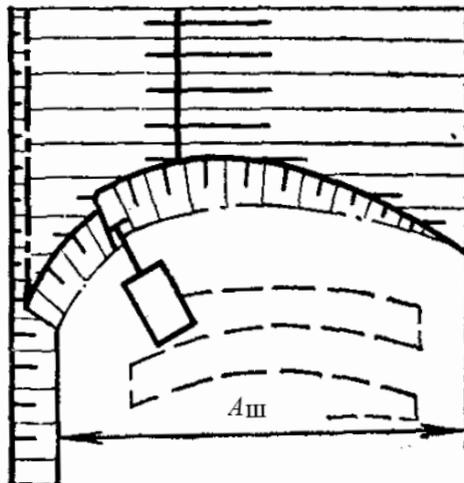


Рис. 2.18. Разработка широкими заходками

В разрыхленных с помощью БВР скальных породах забой имеет неодинаковую высоту по ширине развала взорванных пород.

В практике ширина развала B_p изменяется в основном в пределах $B_p = (1,3 \div 3)h_y$, м.

Схемы разработки скальных пород зависят от вида применяемого транспорта. При использовании железнодорожного транспорта и сотрясательном взрывании сильнотрещиноватых пород развал отрабатывается одной заходкой (рис. 2.19, а) при условии, если его ширина составит:

$$B_p = R_{ч.у} + R_p - C',$$

где C' – расстояние между нижней бровкой развала и осью пути, м.

При взрывании среднетрещиноватых пород развал отрабатывается двумя заходками, а его ширина (рис. 2.19, б) должна быть:

$$B = R_{ч.у} + R_p + A - C',$$

где A – ширина заходки и шаг переукладки пути, м.

В случае многорядного взрывания скважин ширина развала составляет 50–70 м, и он отрабатывается несколькими заходками.

При использовании автотранспорта отработка развала взорванной породы может осуществляться узкими заходками во фронтальном забое сложной структуры, заходками нормальной ширины в торцевом забое или широкими заходками (панелями).

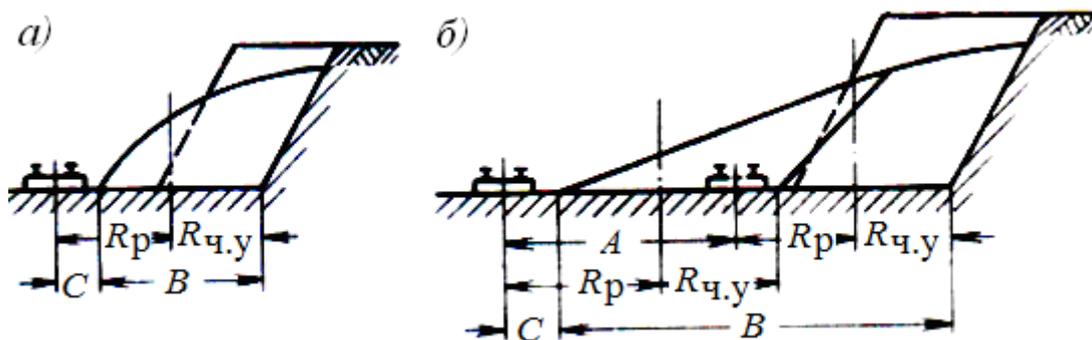


Рис. 2.19. Схемы отработки развала взорванных пород:
а – одной заходкой; б – двумя заходками

Обратные гидравлические лопаты могут работать с нижним черпанием и погрузкой горной массы на горизонте установки экскаватора (рис. 2.20) и ниже его (рис. 2.21). Они могут работать также с верхним или одновременно с верхним и нижним черпанием

при различных вариантах погрузки самосвалов относительно уровня стояния экскаватора: на уровне, выше и ниже его (рис. 2.22).

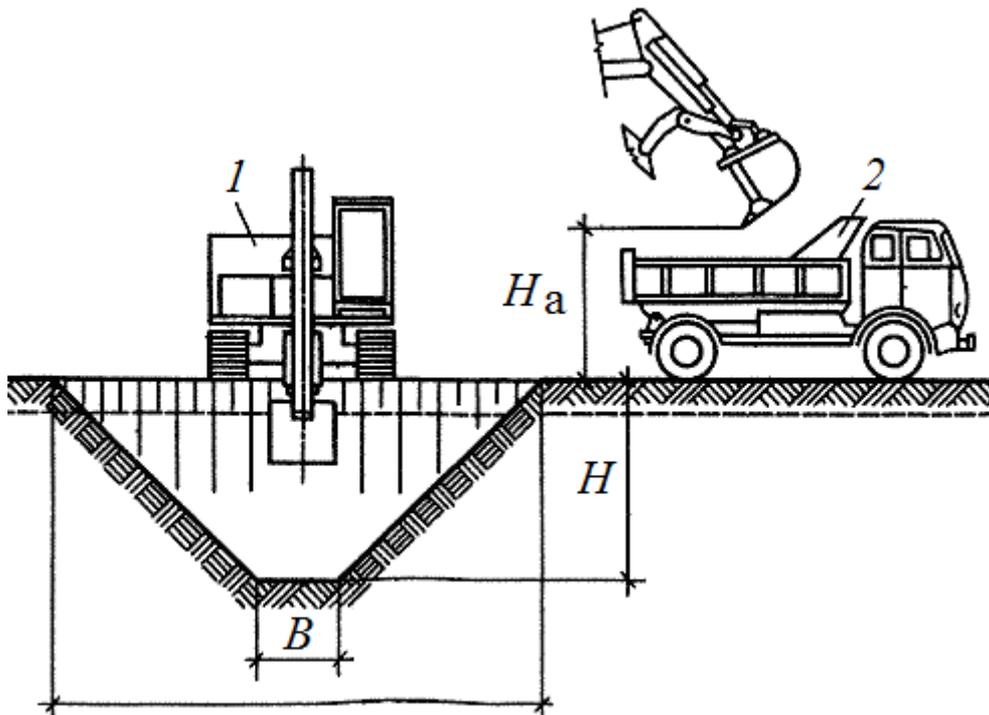


Рис. 2.20. Схема работы обратной гидравлической лопаты с нижним черпанием и погрузкой горной массы на горизонте установки экскаватора:

1 – обратная гидравлическая лопата; 2 – автосамосвал;

H – глубина траншеи; H_a – высота автосамосвала;

B – ширина траншеи по верху и по низу

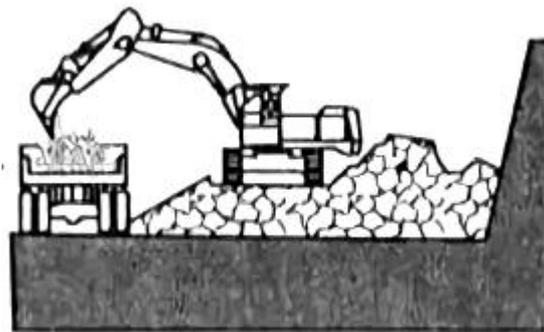


Рис. 2.21. Схема работы обратной гидравлической лопаты с нижним черпанием и нижней погрузкой

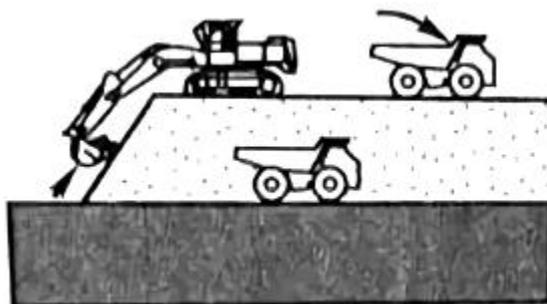


Рис. 2.22. Схема работы обратной гидравлической лопаты с нижним черпанием с нижней погрузкой и на горизонте установки экскаватора

Высота уступа при отработке его с нижним черпанием и погрузкой на уровне стояния составляет:

- для мягких пород

$$h_y = (0,65 \div 0,80) H_{н.ч \max},$$

- для скальных пород

$$h_y = (0,80 \div 0,85) H_{н.ч \max},$$

где $H_{н.ч \max}$ – максимальная глубина черпания экскаватора, м.

Высота уступа при отработке его с нижним черпанием и погрузкой на уровне и ниже уровня установки экскаватора составляет:

- для мягких пород

$$h_y = (0,6 \div 0,7) H_{н.ч \max},$$

- для скальных пород

$$h_y = (0,7 \div 0,8) H_{н.ч \max}.$$

При отработке уступа с верхним черпанием и погрузкой на уровне установки экскаватора высота составляет:

- для мягких пород

$$h_y = (0,55 \div 0,60) H_{в.ч \max},$$

- для скальных пород

$$h_y = (0,60 \div 0,65) H_{\text{в.ч макс}},$$

где $H_{\text{в.ч макс}}$ – максимальная высота черпания экскаватора.

Ширина экскаваторной заходки обратной гидролопаты в торцевом забое составит:

$$A = (1,8 \div 2,0) R_{\text{ч макс}}.$$

Ширина дна разрезной траншеи B_T определяется выражением

$$B_T \geq 1,5 Ш_k,$$

где $Ш_k$ – ширина ковша экскаватора, м.

Драглайн может разрабатывать породы торцевым и траншейным забоями. При этом он может располагаться на кровле уступа, промежуточной площадке и почве уступа (рис. 2.23). При расположении на кровле уступа порода может разгружаться во временный отвал или в транспортные средства (рис. 2.23, *a*). Возможная высота уступа при нижнем черпании определяется паспортной глубиной черпания и составляет $h_{y,н} = (0,65 \div 0,85) H_{\text{н.ч макс}}$.

Максимальная ширина заходки определяется по формуле

$$A = R_{\text{ч}}(\sin \omega_1 + \sin \omega_2),$$

где $\omega_1 \approx \omega_2 = 30-45^\circ$ – углы поворота драглайна от оси его хода соответственно в сторону массива и выработанного пространства.

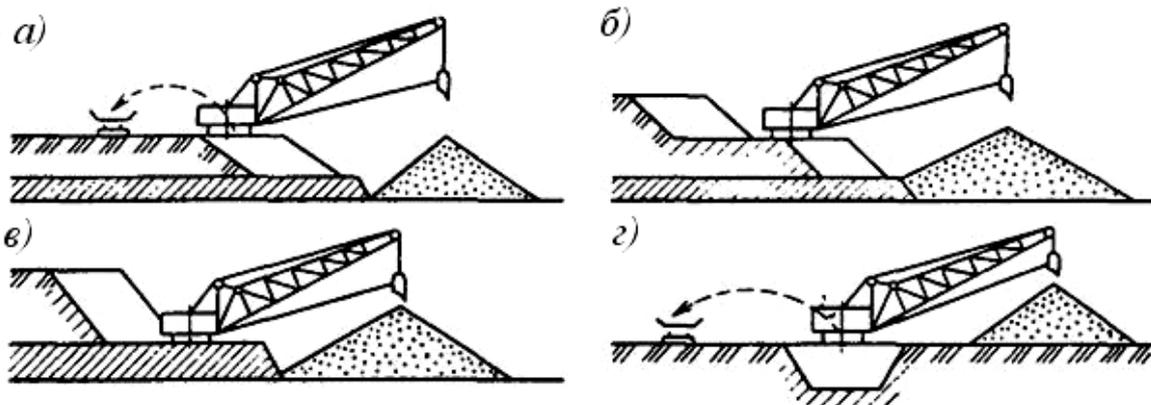


Рис. 2.23. Схемы работы драглайна:

a, б, в – торцевым забоем с расположением драглайна соответственно на кровле, промежуточной площадке и почве уступа;
г – в траншейном забое

Схема с расположением драглайна на промежуточной площадке (рис. 2.23, б) уступа применяется с целью увеличения высоты обрабатываемого уступа. При этом высота верхнего подступа должна быть $h_{y.в} = (0,7 \div 0,8)H_{в.ч \max}$, где $H_{в.ч \max}$ – максимальная высота черпания драглайна, м. Производительность драглайна при верхнем черпании снижается примерно на 15–20 %. На почве уступа (рис. 2.23, в) драглайны располагают только при разработке слабых, неустойчивых пород.

Многоковшовые *цепные* экскаваторы на рельсовом ходу разрабатывают уступы фронтальными забоями, а на гусеничном – торцевыми. При разработке уступа фронтальным забоем выемка горной массы может осуществляться одиночными параллельными, многорядными параллельными и треугольными стружками по вееру (рис. 2.24). При разработке торцевым забоем применяется верхнее и нижнее черпание. Разработка ведется серповидными стружками.

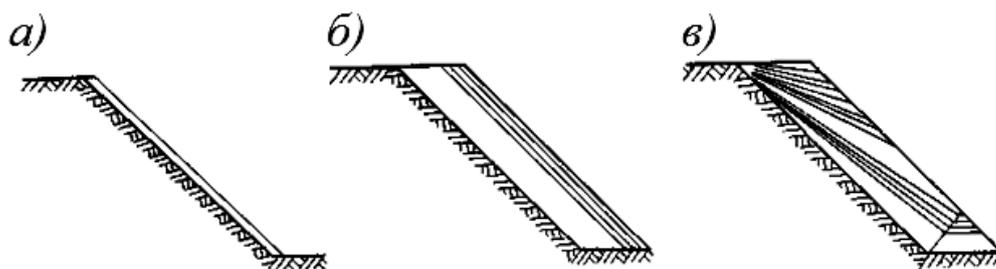


Рис. 2.24. Схемы выемки горной массы цепными экскаваторами:

а – одиночными параллельными стружками;

б и в – многорядными параллельными и треугольными стружками по вееру

Роторные экскаваторы разрабатывают уступы вертикальными и горизонтальными стружками (рис. 2.25) торцевым забоем с поворотом стрелы ротора относительно оси хода экскаватора на 90–135°.

В вертикальных стружках высота срезаемого слоя составляет $h_c = (0,4 \div 0,7)D_p$, где D_p – диаметр ротора, м. При горизонтальных стружках ширина ленты изменяется в таких же пределах. Толщина стружек составляет 0,3–0,8 м.

Фрезерные экскаваторы работают только в площадных забоях с непосредственной погрузкой в автосамосвалы (рис. 2.26) или со складированием во временных навалах (валки) или в отвал.

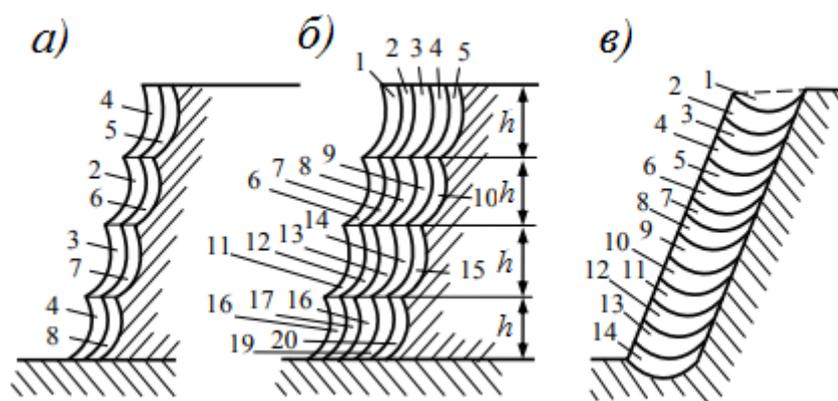


Рис. 2.25. Схемы выемки горной массы роторным экскаватором:
а – вертикальными однорядными стружками; *б* – многорядными горизонтальными стружками; *в* – комбинированными стружками;
 1, 2, 3, ... – порядок выемки стружек

Разработка массивов горных пород с помощью комбайнов (рис. 2.26) имеет ряд особенностей. В отличие от традиционной технологии забоем может быть только горизонтальная или слабо-наклонная площадка; наибольшая производительность обеспечивается при наличии значительного фронта работ, когда может быть обеспечена непрерывная и длительная разработка массива с минимальным количеством вспомогательных операций и холостых проходов.

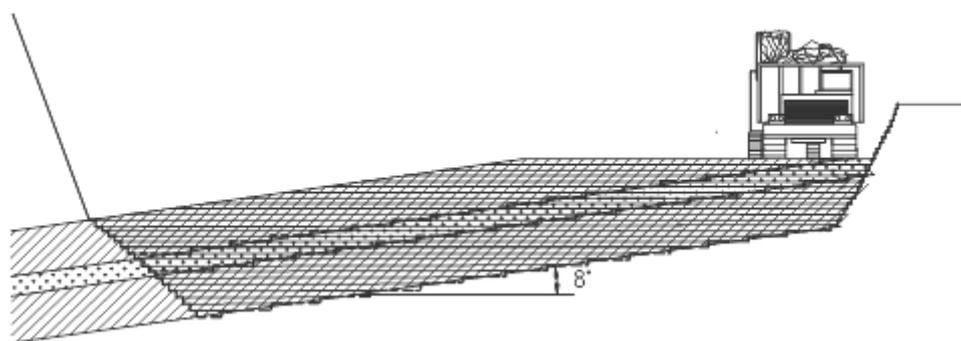


Рис. 2.26. Селективная разработка комбайном угольного пласта пологого падения с разделением породы

Для конкретных породных массивов оптимальная толщина срезаемого фрезой слоя зависит от ряда *факторов*, которые можно сгруппировать в две основных группы: природные и технологические. *К первой* относятся прочностные свойства пород, слагающих массив, его трещиноватость, блочность, абразивность и др. *Ко вто-*

рой – требования к качеству продукции, ее фракционному составу, а также вид выполняемых работ, например зачистка кровли или отработка подошвы пласта полезного ископаемого и др.

Работа комбайна в средних по крепости породах с высокой производительностью возможна при высоте слоя фрезерования равном около 70–75 % от конструкционного диаметра фрезы, а в крепких породах около 50–60 % ее диаметра. Ширина слоя (заходки) соответствует ширине фрезы.

Комбайны могут работать по следующим технологическим схемам:

- с прямым рабочим и обратным холостым ходом (челноковая);

- с прямым рабочим поворотом и фрезерованием в обратном направлении;

- по кольцевой поточной схеме работы.

2.2.5. Экскавируемость горных пород

При выборе типа выемочной машины для конкретных горно-технических условий необходимо учитывать ее соответствие параметрам забоя и физико-техническим характеристикам разрабатываемой породы. Главной физико-технической характеристикой выемочных машин является *экскавируемость* пород [1, 2, 14, 15]. Для сопоставления пород по экскавируемости используется относительный показатель трудности экскавации породы P_9 .

Трудность экскавации горных пород оценивается в зависимости от их петрографической характеристики, объемного веса горной массы при естественной влажности в массиве и удельного сопротивления черпанию. В соответствии с этими характеристиками классификация горных пород по *трудности экскавации* предусматривает их деление на следующие категории:

I категория пород разрабатывается без предварительного рыхления. Это, например, торф и растительный грунт, песок, лессовидные суглинки, алевролиты со средней расчетной величиной объемного веса $1,6 \text{ м}^3/\text{т}$ и удельного сопротивления черпанию $0,6 \text{ кг}/\text{см}^3$;

II категория – может разрабатываться без предварительного рыхления и включает, например, бетонитовые глины, слабые бурые и каменные угли, мел и другие с объемным весом $1,8 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней

расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $1,5 \text{ кг/см}^3$;

III категория пород предусматривает их частичное рыхление взрыванием (взрывание на встряхивание пород). Это, например, туфы, крепкие угли, сланцы и плотные глины, известняки и другие породы с объемным весом $2 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $2,5 \text{ кг/см}^3$;

IV категория пород требует сплошного взрывания на рыхление. Это крепкие породы и руды с объемным весом $2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $3,25 \text{ кг/см}^3$;

V категория включает крепкие породы и руды с объемным весом $3,5 \text{ м}^3/\text{т}$ и средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию 4 кг/см^3 и также требует сплошного взрывания на рыхление.

Трудность экскавации горных пород влияет на *коэффициент экскавации*, который снижается с ростом категоричности горных пород по трудности экскавации для мехлопат (драглайнов): I – 0,91 (0,87); II – 0,84 (0,8); III – 0,7 (0,67); IV – 0,6 (0,57); V – 0,56.

2.2.6. Расчет производительности экскаваторов

Различают *теоретическую, техническую и эксплуатационную* производительность экскаваторов [1, 2, 4].

Теоретическая производительность экскаватора – количество горной массы, которое может быть вынута в единицу времени при непрерывной работе экскаватора исходя из его конструктивных параметров.

Для *механических и гидравлических лопат* она рассчитывается при угле поворота к разгрузке в 90° , черпании, обеспечивающем наполнение ковша, и номинальной скорости поворота к разгрузке в отвал.

Для *драглайна* угол поворота принимается 135° .

Для *многоковшовых экскаваторов* – по числу ковшей, разгружающихся на конвейер в единицу времени, при номинальной скорости резания. Коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы не учитываются.

Для *фрезерных комбайнов* – по параметрам обрабатываемого породного блока и номинальной скорости его резания.

Теоретическая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) *ковшовых экскаваторов* в разрыхленной массе определяется по формуле

$$P_{\text{э.т}} = 60En_{\text{к}},$$

где E – вместимость ковша, м^3 ; $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружающихся в минуту.

Для многоковшовых экскаваторов число ковшей $n_{\text{к}}$ дается в технической характеристике машин, а для одноковшовых оно определяется по формуле

$$n_{\text{к}} = 60 / T_{\text{ц.т}},$$

где $T_{\text{ц.т}}$ – теоретическая продолжительность рабочего цикла экскаватора (дается в технической характеристике машин), с. Тогда

$$P_{\text{э.т}} = 3600E / T_{\text{ц.т}}.$$

Теоретическая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) *фрезерных комбайнов* рассчитывается по формуле

$$P_{\text{к.т}} = 60abV_{\text{ном}},$$

где a , b и $V_{\text{ном}}$ – соответственно глубина, ширина полосы и номинальная скорость фрезерования.

Техническая производительность – максимальная часовая производительность экскаваторов в конкретных горнотехнических условиях при непрерывной его работе. Техническая производительность зависит от их конструктивных особенностей, рабочих параметров и экскавируемости пород.

Часовая техническая производительность в плотной массе (м^3) для *многоковшовых экскаваторов* определяется по формуле

$$P_{\text{э.тех}} = 60En_{\text{к}}k_{\text{э}}k_{\text{з}},$$

где $k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, $k_{\text{э}} = k_{\text{н}} / k_{\text{р}}$, где $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше; $k_{\text{з}}$ – коэффициент забоя, учитывающий влияние вспомогательных операций, $k_{\text{з}} = t_{\text{р}} / (t_{\text{р}} + t_{\text{в}})$, где $t_{\text{р}}$ – продолжительность непрерывной работы с одного положения экскаватора или при одном положении

ротора, с; t_B – продолжительность одной передвижки машины или перемены направления движения ротора, с.

Часовая техническая производительность в плотной массе (м^3) для *одноковшовых экскаваторов*:

$$P_{\text{э.тех}} = 3600Ek_3k_3 / T_{\text{ц.р}},$$

где $T_{\text{ц.р}}$ – расчетная продолжительность рабочего цикла экскаватора в конкретном забое, с. Она зависит от трудности разрабатываемых пород и угла разворота к разгрузке.

Техническая производительность комбайна по схеме работы *с обратным холостым ходом* (челноковая, $\text{м}^3/\text{ч}$) определяется по формуле

$$P_{\text{к.тех}} = 60hbl_p k_{\text{и}} / (t_o + l_p / V_p + t_n + l_x / V_x),$$

где h – глубина фрезерования; b – ширина полосы фрезерования (рабочего органа); l_p – средняя длина рабочего прохода; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования; t_o и t_n – время, в течение которого происходит опускание и поднятие барабана на забой или от забоя до начала движения (около 120 с); V_p – скорость движения комбайна при фрезеровании; l_x – средняя длина холостого прохода; V_x – скорость при холостом (обратном) ходе.

При работе по схеме *с поворотом и фрезерованием в обратном направлении* производительность определяется по формуле

$$P_{\text{к.тех}} = 60hbl_p k_{\text{и}} / (t_o + l_p / V_p + t_n + t_{\text{пов}}), \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $t_{\text{пов}}$ – время на поворот комбайна для фрезерования в обратном направлении, с.

При *поточной* схеме работы комбайна техническая производительность определяется по формуле

$$P_{\text{к.тех}} = 60hbV_p k_{\text{и}}, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Эксплуатационная производительность экскаваторов определяется с учетом использования рабочего времени. Она рассчитывается за смену, сутки, месяц и год.

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_{\text{э.см}} = P_{\text{э.тех}} T_{\text{см}} k_{\text{и.э}},$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{и.э}}$ – коэффициент использования экскаватора во времени, $k_{\text{и.э}} = (0,7 \div 0,8)$.

Суточная производительность: $P_{\text{э.сут}} = P_{\text{э.см}} n_{\text{см}}$, где $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки.

Месячная производительность: $P_{\text{э.м}} = P_{\text{э.сут}} n_{\text{сут}}$, где $n_{\text{сут}}$ – количество рабочих дней в месяце.

Годовая производительность: $P_{\text{э.г}} = P_{\text{э.см}} n_{\text{см}} N_{\text{р.д}}$, где $N_{\text{р.д}}$ – количество рабочих дней в году (при работе с выходными днями 240–250, без выходных дней 280–290).

Аналогичным образом определяется сменная эксплуатационная производительность фрезерного комбайна, например, при $T_{\text{см}} = 8$ - или 12-часовой смене она составит:

$$P_{\text{к.см}} = T_{\text{см}} P_{\text{к.тех}} k_1 k_2 k_3, \text{ м}^3/\text{см},$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; k_1 , k_2 и k_3 – соответственно коэффициенты, учитывающий затраты времени на техническое обслуживание агрегатов машины (0,80÷0,90), учитывающий затраты времени на осмотр и замену резцов (0,90÷0,95), учитывающий потери времени при замене и установке автосамосвалов под погрузку (0,85÷0,90).

2.2.7. Технология выемки пород скреперами, бульдозерами и погрузчиками

Колесные скреперы с ковшом емкостью от 15 до 40 м³ используются на карьерах строительных материалов, при разработке россыпей и на вспомогательных работах при выемке мягких и разрыхленных крепких пород. Их применение наиболее эффективно при дальности транспортирования до 1,5 км. Толщина срезаемой скрепером стружки составляет 20–30 см в мягких и песчаных и 10–15 см в плотных и разрушенных породах. Выемка скрепером производится на площадке, продольном откосе или в торце уступа (рис. 2.27) [1, 2, 15, 16].

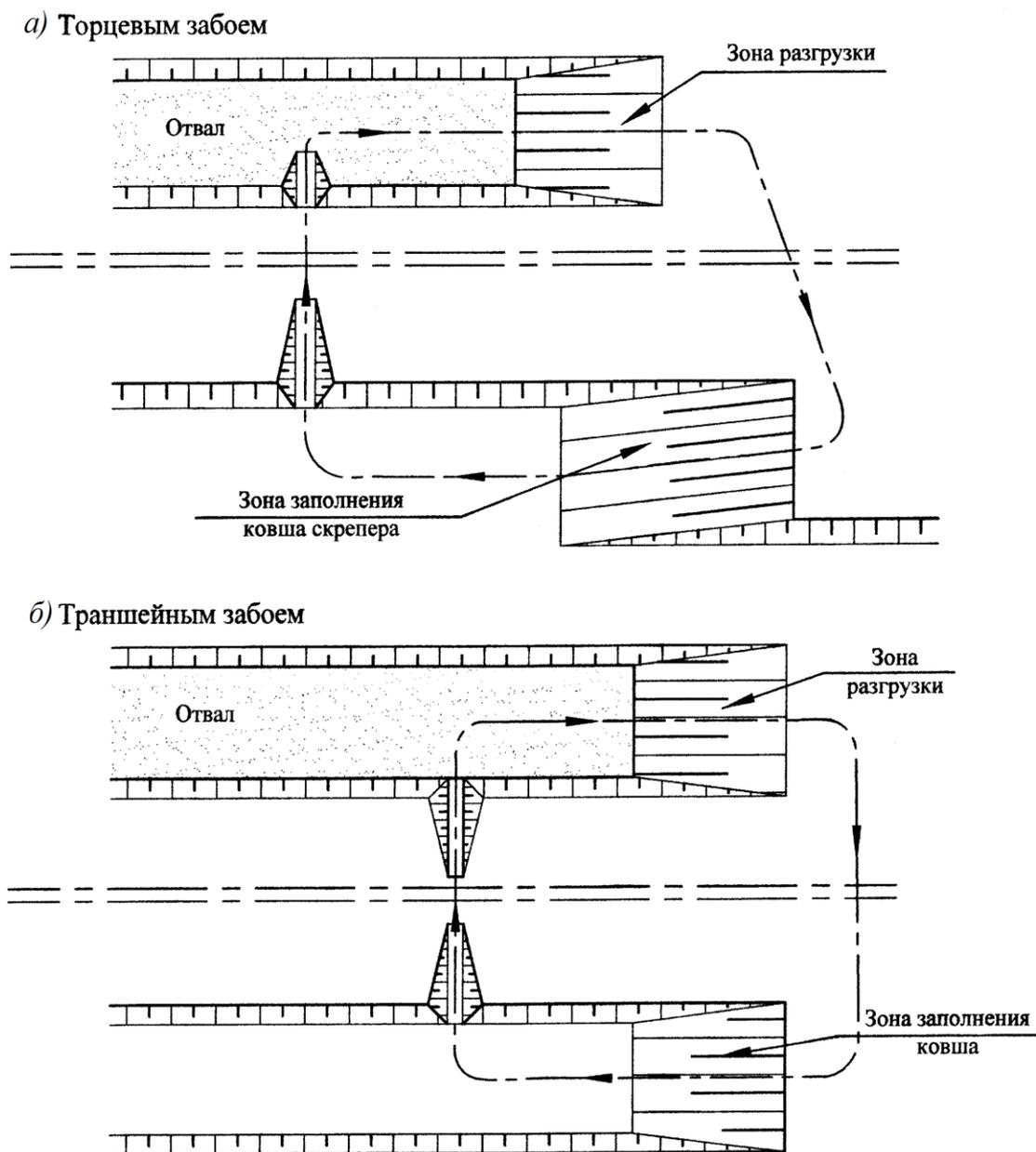


Рис. 2.27. Схемы выемки породы скрепером:

а – торцевым забоем на площадке; *б* – траншейным забоем на откосе уступа

Забой-площадка при скреперной выемке применяется для естественного оттаивания верхнего слоя породы весной в условиях вечной мерзлоты. Работа скреперов в продольных и торцовых забоях позволяет сократить время загрузки ковша на 20–30 %.

Мощные скреперы могут передвигаться со скоростью 50–70 км/ч в порожняковом направлении и 20–30 км/ч – в грузовом. На открытых работах применяются самоходные колесные скреперы Д-468, Д-357Г, Д-567, Д-392, Д-733 и прицепные Д-523, Д-511.

Используемые на открытых работах *бульдозеры* на гусеничном ходу (Д-271А, Д-492А, Д-532, Д-385А, Д-572), мощность двигателя которых составляет 730 кВт и более, применяются для выемки россыпей, строительных горных пород и залежей сложного строения. Расстояние перемещения бульдозера 100–200 м. Выемка бульдозерами производится аналогично выемке скреперами на площадке, продольном откосе и в торце уступа.

Для выемки мягких и разрушенных строительных горных пород и руд цветных металлов на карьерах производственной мощностью 1–5 млн т в год могут применяться *одноковшовые погрузчики* с ковшем емкостью до 40 т. Одноковшовые погрузчики, как и скреперы, могут выполнять функции выемочно-транспортных машин. Благодаря мобильности, маневренности и высокой скорости движения (до 40 км/ч) погрузчик может обслуживать несколько забоев. Выемка породы одноковшовыми погрузчиками производится в торцовых или продольных забоях высотой до 1 м (низкие забои), 1–5 м (нормальные забои) и более 5 м (высокие забои).

2.2.8. Производительность выемочно-транспортующих машин

Производительность выемочно-транспортующих машин учитывает основные операции загрузки, перемещения и разгрузки породы, движения порожних машин, а также вспомогательные операции. Их продолжительность существенно зависит от технологических схем работы оборудования.

При выемке *скреперами* часовая эксплуатационная производительность рассчитывается по формуле

$$Q_3 = 3600 EK_n / (T_{ц} K_p), \text{ м}^3/\text{ч},$$

где E – вместимость ковша скрепера, м^3 ; K_p , K_n – коэффициент разрыхления породы в ковше и коэффициент наполнения ковша, зависят в основном от трудности экскавации породы; $T_{ц}$ – время цикла, с.

Время цикла скрепера складывается из времени наполнения ковша, времени движения груженого скрепера на отвал, времени разгрузки ковша и времени движения порожнего скрепера в забой.

При выемке *бульдозерами* часовая производительность рассчитывается:

$$Q_э = 3600V_{п.в} K_d / (T_{ц} K_p), \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $V_{п.в}$ – объем призмы волочения, т. е. объем разрыхленной породы, перемещаемой бульдозером, м^3 ; K_d – коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы; K_p – коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

При выемке *одноковшовыми погрузчиками* их производительность определяется следующим образом. Техническая производительность погрузчиков, определяемая геометрической вместимостью ковша ($V_{п}$), коэффициентом его наполнения (K_n), продолжительностью рабочего цикла ($t_{ц}$), коэффициентом разрыхления горной породы в ковше (K_p) погрузчика, плотностью разрабатываемых пород (ρ), видами выполняемых работ и транспорта [26], определяется из выражения

$$Q_{п.т} = 3600 E_{п} K_n \rho / (t_{ц} K_p),$$

где $E_{п}$ – вместимость ковша погрузчика, м^3 ; K_n – коэффициент наполнения ковша ($0,8 \div 1,4$); $t_{ц}$ – продолжительность цикла черпания и погрузки горной массы в транспортное средство колесным погрузчиком, с; K_p – коэффициент разрыхления в свободной насыпке ($1,27 \div 1,40$).

Продолжительность цикла погрузчика при разработке взорванных пород с погрузкой в автотранспорт составляет 20–42 с.

Техническая производительность погрузчика (т/ч) – максимально возможная производительность при непрерывной работе в породах с конкретными физико-механическими свойствами, которые в формуле учитываются плотностью полезного ископаемого (породы) ρ , $\text{т}/\text{м}^3$.

Практический интерес представляет эксплуатационная производительность погрузчика или реально достигаемая выработка в единицу времени в конкретных производственных условиях с учетом технологических (передвижение погрузчика с одного горизонта на другой, использование его на зачистке рабочих площадок и подъездных дорог и т. п.) и организационных (перерывы на

отдых оператора, техническое обслуживание погрузчика, ожидание транспорта и др.) простоев.

В отличие от других экскавационных машин погрузчики работают как в качестве основного погрузочного оборудования (в режиме погрузки), так и в качестве погрузочно-транспортного оборудования (в транспортном режиме) в технологической цепи горного производства. При этом если в первом случае преобладающее влияние на производительность оказывает кусковатость разрыхленной горной породы, то во втором – расстояние и продолжительность движения погрузчика в грузовом и порожнем направлении.

При нормальном обеспечении погрузчиков транспортными средствами или при их работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования коэффициент использования погрузчика в течение смены $K_{и}$, как показывают опыт и результаты исследований, зависит от затрат времени на техническое обслуживание и текущий ремонт погрузчиков, а также от степени использования их на вспомогательных работах (на подчистке забоев, рабочих площадок уступов, подъездных путей и т. п.).

Поскольку погрузчики с ковшем вместимостью равной и более 10 м^3 нецелесообразно использовать на вспомогательных работах, рекомендуется для таких машин, а также для всех погрузчиков, работающих в транспортном режиме, принимать $K_{и} = 0,9$; для погрузчиков с ковшем вместимостью до 10 м^3 $K_{и}$ находится в пределах $(0,75 \div 0,85)$.

Сменная эксплуатационная производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования с разгрузкой ковша на горизонте работы погрузчика определяется с учетом качества подготовки разрыхленной горной породы, расстояний транспортирования и скоростей движения груженого и порожнего погрузчиков (рис. 2.28):

$$Q_{\text{пг.см.авто}} = 3600 E_{п} K_{н} T_{\text{см}} K_{и} / (t_{\text{ц}} K_{р}),$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла черпания, транспортирования, погрузки горной массы в транспортное средство колесным погрузчиком и возвращение его в забой к месту следующего черпания, с; $K_{и}$ – коэффициент использования погрузчика в течение смены $(0,75 \div 0,90)$.

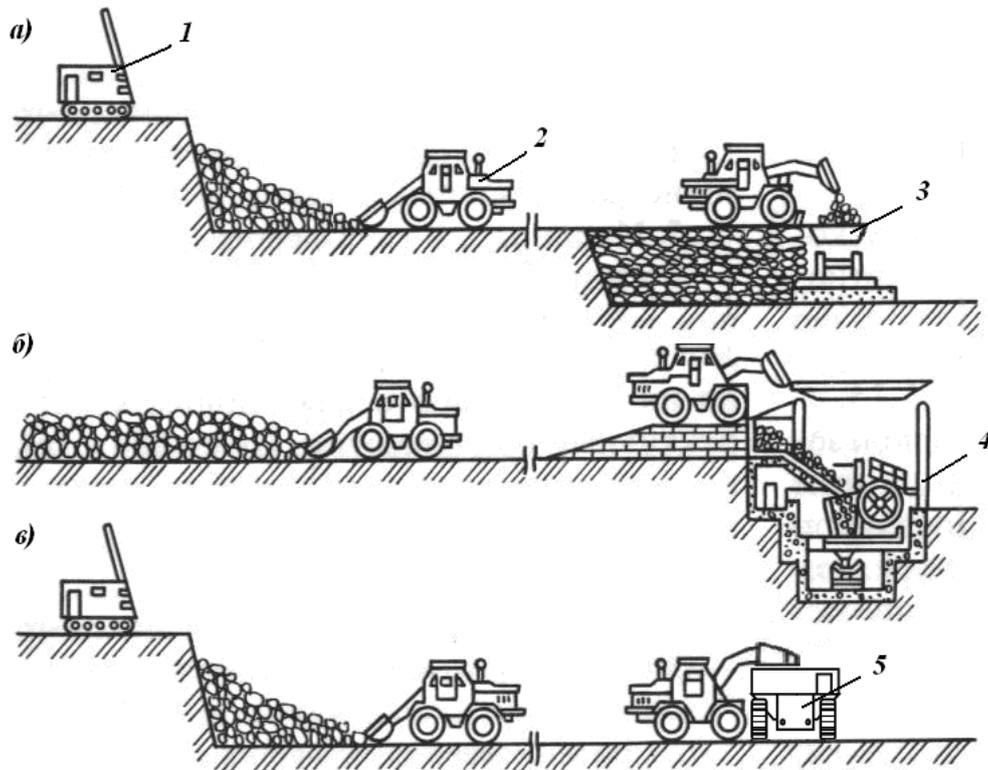


Рис. 2.28. Схемы разработки взорванных пород с применением погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для доставки их к средствам транспорта (а, в) или стационарной дробилке (б):
 1 – буровой станок; 2 – погрузчик; 3 – железнодорожный состав;
 4 – стационарная дробильная установка; 5 – автотранспорт

Суточная производительность погрузчика:

$$Q_{\text{пг.сут.авто}} = Q_{\text{пг.см.авто}} n_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен работы погрузчика в течение суток ($n_{\text{см}} = 2-3$).

Месячная производительность погрузчика:

$$Q_{\text{пг.м}} = n_{\text{м}}, \text{ м}^3/\text{мес.},$$

где $n_{\text{м}}$ – количество рабочих дней погрузчика в течение месяца ($n_{\text{м}} = 21$).

Годовая производительность погрузчика:

$$Q_{\text{пг.г}} = Q_{\text{пг.м}} n_{\text{г}}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $n_{\text{г}}$ – количество рабочих дней выемочно-погрузочного оборудования в году ($n_{\text{г}} = 252$).

Рабочий парк погрузчиков:

$$N_{\text{пг.р}} = V_{\text{вг}} / Q_{\text{пг.г}}, \text{ шт.},$$

где $V_{\text{вг}}$ – годовой объем вскрышных пород, м³/г.

Инвентарный парк погрузчиков:

$$N_{\text{пг.р}} = N_{\text{пг.р}} f_{\text{рп}}, \text{ шт.},$$

где $f_{\text{рп}}$ – коэффициент резерва погрузчика парка (1,2÷1,4).

Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков приведена в табл. 2.6, а объем работ, выполняемых погрузчиком, и рекомендуемый режим работы карьерных погрузчиков приведен в табл. 2.7 [16].

Таблица 2.6

Техническая характеристика погрузчиков Dressta

Модель погрузчика	Объем ковша, м ³	Ширина ковша, м	Габариты погрузчика, м		Радиус поворота, м	Высота разгрузки, м	Высота черпания, м	Время, с		
			длина	ширина				подъема ковша	опускания	разгрузки
534E	2,6–4,0	2,8–3,0	8,3	3,6	7,3; 6,2	3,0	4,2	6,0	3,5	22,0
555C	4,2–8,4	3,5–4,0	9,4	3,2	7,5	3,0	4,6	6,5	4,5	11,5
560E	5,3–11,5	3,6–4,4	10,1	3,3	8,6; 9,1	3,2	5,3	6,5	5,5	22,8

Таблица 2.7

Рекомендуемый режим работы карьерных погрузчиков

Объем работ погрузчика, млн т/год	Число рабочих смен в сутки при использовании погрузчика в качестве				Число рабочих смен в году в районах		
	погрузочного оборудования	погрузочно-транспортного оборудования при расстоянии перевозок, км			Севера	Средней полосы	Юга
		более 0,1	до 0,3	до 0,7			
0,1–0,3	–	–	–	2,0	460	475	485
0,3–0,8	–	–	2,0	–	445	470	475
более 0,8	–	3	–	–	774	770	785
0,5–1,8	2	–	–	–	446	480	490
более 2,0	3	–	–	–	774	780	795

Технология разработки уступа с применением буровзрывных работ колесным погрузчиком показана на рис. 2.29 [16].

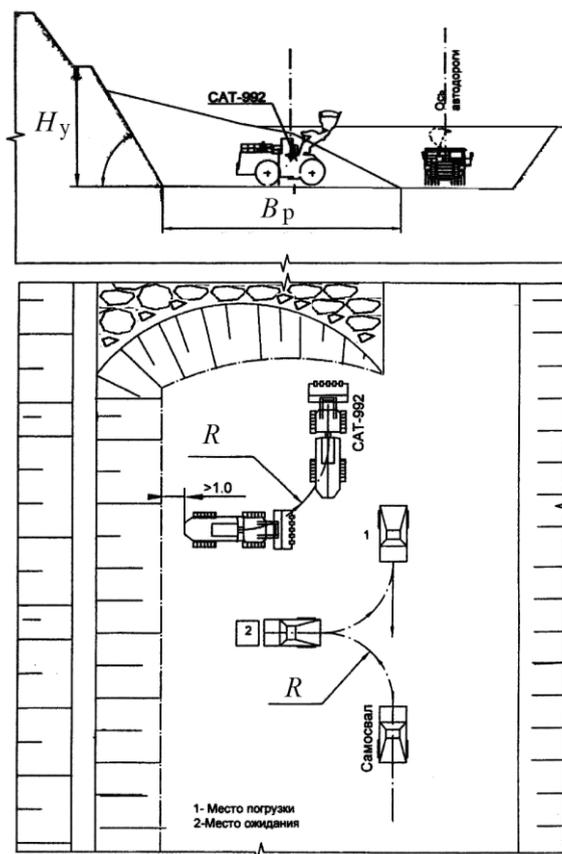


Рис. 2.29. Схема разработки уступа с применением буровзрывных работ колесным погрузчиком

2.2.9. Вспомогательные работы при выемке и погрузке горной массы и обеспечение безопасных условий труда

Работа выемочных машин во времени состоит из основной (выемка и погрузка или перевалка) и вспомогательных, а также простоев [1, 2].

К вспомогательным работам при выемке *одноковшовыми экскаваторами* относятся следующие виды работ: планировка трассы экскаватора и подошвы уступа; очистка ковшей и ходовой части экскаваторов от налипающей и намерзающей породы; очистка поверхности залежи от просыпей и недобора вскрыши; перемещение кабеля за движущимся экскаватором и т. д.

При выемке *многоковшовыми экскаваторами* к вспомогательным работам (кроме некоторых общих с одноковшовыми экскаваторами работ, например борьба с налипанием и намерзанием, перемещение кабеля и др.) относятся также подвалка уступов, разделка кривых в пунктах примыкания забойных путей к путям соединительных берм и т. д.

Для обеспечения нормальных условий труда при выемочно-погрузочных работах необходимо соблюдать правила техники безопасности в соответствии с утвержденными паспортами забоев технологических схем.

2.2.10. Основные технико-экономические показатели выемочно-погрузочных работ

Важным технико-экономическим показателем эффективности производства выемочно-погрузочных работ является фактическая производительность экскаваторов на карьерах. Она зависит в первую очередь от экскавируемости и обводненности пород, качества и объема буровзрывных работ, способа выемки и погрузки, параметров забоя, вида транспорта, климатических условий и т. д.

2.3. Перемещение карьерных грузов

2.3.1. Сущность и средства перемещения карьерных грузов

Производство открытых горных работ во времени и пространстве сопровождается перемещением вскрышных пород и полезного ископаемого [1, 2]. Горная масса перемещается при каждом производственном процессе: при взрывании за счет энергии взрыва; при выемке и погрузке экскаваторами из забоя в транспортные средства; при транспортировании различными видами транспорта от пунктов погрузки в забое до отвалообразующих машин на отвалах и складах полезного ископаемого; при размещении пустых пород в отвалах.

Взаимосвязь производственных процессов выемочно-погрузочных и транспортных работ требует создания комплектного выемочного и транспортного оборудования.

Для карьерного транспорта характерны: небольшие расстояния перемещения (от десятков метров до 15–20 км); значительные объемы перевозок на подъем и значительная крутизна преодолеваемых подъемов с грузом; зависимость эффективности работы другого оборудования от надежности работы транспорта; специфика транспортируемых грузов (большая плотность, абразивность, влажность, кусковатость и др.); перенос и переобустройство забойных и отвальных коммуникаций в процессе работы.

Затраты на транспортирование составляют не менее 45 %, а с увеличением глубины достигают 70 % и более.

Различают три основных вида карьерного транспорта.

I. *Циклический*: железнодорожный, автомобильный и тракторный транспорт, а также кабельные краны и скиповые подъемники.

II. *Непрерывный*. К нему относятся: конвейерный и гидравлический транспорт; подвесные канатные дороги; а также железнодорожный транспорт с бесконечным канатом.

III. *Комбинированный* – возможны комбинации, например, автомобильного и железнодорожного, железнодорожного и конвейерного, автомобильного и скипового транспорта и т. д.

На открытых горных работах наибольшее распространение получили железнодорожный, автомобильный и конвейерный виды транспорта. Ими перевозится основная часть карьерных грузов.

Интенсивность работ карьерного транспорта характеризуется *грузооборотом* карьера, который определяется количеством груза (в кубических метрах или тоннах), перемещаемого в единицу времени (час, смена и т. д.).

Грузооборот (или его часть) характеризуется устойчивым во времени направлением перемещения, называемым *грузопотоком*. Грузопоток является сосредоточенным, если все грузы перемещаются из карьера на поверхность в одном направлении по одним транспортным коммуникациям, в противном случае грузопоток является рассредоточенным. Устойчивое направление перемещения груза обеспечивается *схемой вскрытия* карьерного поля.

Железнодорожный транспорт целесообразно применять на карьерах с большим годовым грузооборотом при значительной длине транспортирования (4 км и более). По сравнению с другими видами карьерного транспорта железнодорожный вид транспорта требует наибольших радиусов кривых (100 м и более), значитель-

ной протяженности фронта работ (700–800 м) и допускает наименьшие подъемы пути (30–60 ‰). Эти условия обеспечиваются при больших размерах карьера в плане и незначительной глубине (150–250 м). При железнодорожном транспорте относительно велики объемы горно-капитальных работ, капитальные затраты, затраты на содержание транспортных коммуникаций и их эксплуатацию и характерна наиболее сложная организация труда.

Автомобильный транспорт применяется главным образом на карьерах с любым годовым грузооборотом при расстоянии транспортирования до 4 км. С появлением автосамосвалов большой грузоподъемности (120–350 т и более) область применения автотранспорта значительно расширилась. Его особенно эффективно применять в период строительства карьеров, при интенсивной разработке месторождения с большой скоростью подвигания забоев и высокими темпами углубки горных работ. Отсутствие рельсовых путей и контактной сети, менее жесткие требования к профилю и плану автомобильных дорог (допустимый радиус кривых составляет 15–20 м, а подъем пути 80–100 ‰) снижают объем горно-капитальных работ и уменьшают сроки и затраты на строительство карьеров. Основным недостатком автомобильного транспорта является резкое снижение эффективности при увеличении расстояния транспортирования и определенная зависимость от климатических условий.

Конвейерный транспорт (ленточные конвейеры) применяется на карьерах для перемещения горной массы в рыхлом и раздробленном (размер кусков до 400 мм) состоянии. Широкий диапазон изменения производительности конвейерных установок (до 16000 м³/ч) позволяет применять их в карьерах с различным грузооборотом. Достоинствами конвейерного транспорта являются возможность преодоления подъемов обычными конвейерами до 18°, а крутонаклонными – до 36° и поточность перемещения грузов. Широкое применение ленточных конвейеров ограничивается быстрым износом конвейерной ленты, жесткими требованиями к размерам транспортируемых кусков горной массы, способу погрузки и климатическими условиями. Эффективность конвейерного транспорта существенно снижается при низких температурах и большой влажности транспортируемой горной массы.

Комбинированный транспорт для перемещения горной массы в одном направлении включает разные виды транспорта. Как пра-

вило, он применяется при разработке глубоких и нагорных месторождений. Автомобильно-железнодорожный и автомобильно-конвейерный транспорт с внутрикарьерным перегрузочным пунктом целесообразно применять на нижних горизонтах (ниже 120–150 м) карьера при использовании на верхних горизонтах железнодорожного или конвейерного транспорта.

Автомобильно-скиповой транспорт наиболее эффективен в условиях крутых залежей с ограниченными размерами в плане при глубине разработки более 150 м и устойчивых вмещающих породах, обеспечивающих надежную и безаварийную работу подъемников.

2.3.2. Перевозка карьерных грузов железнодорожным транспортом

Железнодорожный транспорт на карьерах получил широкое распространение благодаря таким его достоинствам, как сравнительно небольшой расход различных видов энергии, высокая надежность и большой срок службы подвижного состава, возможность транспортирования горной массы на значительные расстояния, независимость работы от климатических условий и т. д.

Вместе с тем эксплуатация железнодорожного транспорта связана с большими длиной и объемом наклонных траншей, большой протяженностью фронта работ на уступе и значительными радиусами кривых, большими капитальными затратами, сложной схемой путевого развития в карьере, на поверхности и на отвалах. Для увеличения преодолеваемых уклонов и сокращения объемов наклонных капитальных траншей применяются обмоторенные думпкары. Увеличение сцепного веса за счет моторных думпкаров позволяет преодолевать подъемы, достигающие 60 ‰.

Подъем i пути определяется тангенсом угла подъема α :

$$i = 1000 \operatorname{tg} \alpha = 1000 h_y / L_{\text{п}}, \text{‰},$$

где h_y – высота подъема, м; $L_{\text{п}}$ – длина подъема, м.

Максимальный подъем пути в грузовом направлении называется *руководящим подъемом* i_p . По величине руководящего подъема рассчитывается масса поезда с однократной тягой.

Отечественная промышленность выпускает думпкары для карьеров стройматериалов 4BC-50, 5BC-60, для угольных и рудных карьеров BC-100, BC-105, 2BC-105, BC-120, BC-140. На ряде рудных карьеров применяются думпкары BC-180 (вагон-самосвал грузоподъемностью 180 т).

Основными параметрами карьерных вагонов являются: грузоподъемность, вместимость кузова, коэффициент тары, число осей, давление на ось, нагрузка на 1 м пути, радиус вписывания в кривые и линейные размеры.

Для эффективной работы экскаваторов, а также для обеспечения прочности и правильной загрузки вместимость кузова вагона V должна быть в 4–6 раз больше вместимости ковша экскаватора E .

В качестве локомотивов на карьерах применяют электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Сцепной вес, мощность, сила тяги, назначение осей и давление на ось являются главными характеристиками локомотивов. *Сцепным весом локомотива* называется часть его расчетного веса P_p , приходящаяся на движущие оси:

$$P_{\text{сц}} = P_p n' / n,$$

где n – общее число осей локомотива; n' – число ведущих (движущих) осей локомотива.

Сила тяги F и мощность $N_{\text{л}}$ локомотива находятся в прямо пропорциональной зависимости между собой:

$$N_{\text{л}} = Fv / 270, \text{ л. с.};$$

$$N_{\text{л}} = Fv / 367, \text{ кВт},$$

где v – скорость движения локомотива, км/ч.

Сцепная сила тяги $F_{\text{сц}}$ определяется по формуле

$$F_{\text{сц}} = 1000P_{\text{сц}} \varphi, \text{ кгс},$$

где $P_{\text{сц}}$ – сцепной вес локомотива, тс; $\varphi = (0,18 \div 0,34)$ – коэффициент сцепления движущихся колес с рельсами.

Электровозы EL-2 и EL-1 выпускаются предприятиями Германии, 13E-1 и 21 E-1 – предприятиями Чехии. В настоящее время на

крупных карьерах наиболее распространены электровозы постоянного тока.

Отечественной промышленностью выпускаются следующие тепловозы: ТГМ-3, ТЭМ-1, ТЭМ-2 и ТЭ-3 и др.

Преимуществом тепловозов перед электровозами является независимость от источников питания, что особо важно для движения по передвижным забойным и отвальным путям. Основным параметром железнодорожного пути является ширина колеи. Колея в плане состоит из прямолинейных и криволинейных, а в профиле – из горизонтальных и наклонных участков.

На карьерах принята стандартная для всех путей колея шириной 1524 мм. На карьерах с небольшим грузооборотом может применяться колея шириной 750 мм, иногда 900 и 1000 мм.

Нормальный радиус закругления для колеи шириной 1524 мм равен 200 м.

Пропускная и провозная способность карьерных железных дорог. Пропускная способность железных дорог характеризуется наибольшим числом поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по участку пути в единицу времени (час, смену, сутки). Количество груза, перевезенное в единицу времени данным числом поездов, определяет *провозную способность* карьерных железных дорог. При проектировании карьеров схемы путевого развития рассчитываются по пропускной и провозной способностям и выбирается та из них, которая удовлетворяет заданной величине грузооборота карьера. *Грузооборот карьера* – это количество груза, вывозимое из карьера в единицу времени. Пропускная и провозная способности рассчитываются для перегонов главных путей, для путей на уступе, для станций и для траншейных путей.

Обычно определенному участку карьерных железных дорог соответствует наименьшая (в сравнении с другими участками) пропускная способность. Этот участок дороги (перегон) носит название *ограничивающий*. Чаще всего в карьере им является участок пути в капитальной траншее, так как здесь сосредоточиваются грузы со всех уступов. Провозная способность карьерных железных дорог рассчитывается по пропускной способности ограничивающего перегона.

Количество горной массы в тоннах или кубических метрах, фактически вывезенное железнодорожным транспортом в единицу

времени, соответствует эксплуатационной производительности локомотивосостава.

Путевое развитие и обмен поездов. Организация движения поездов. В зависимости от места расположения и назначения различают забойные и отвальные (временные пути) соединительные пути, связывающие пути на уступах и на отвалах с путями в капитальных траншеях, пути капитальных траншей и магистральные пути, соединяющие карьер с путями РЖД (рис. 2.30).

Развитие сети карьерных железных дорог зависит в первую очередь от формы и глубины залегания полезного ископаемого, рельефа местности, мощности и числа грузопотоков, способа вскрытия и системы разработки и других факторов.

Для обеспечения безопасного движения поездов и увеличения их пропускной и провозной способности сеть карьерных железных дорог с помощью *раздельных пунктов* разбивается на перегоны. Данные перегоны могут разделяться с помощью светофоров или семафоров на блок-участки.

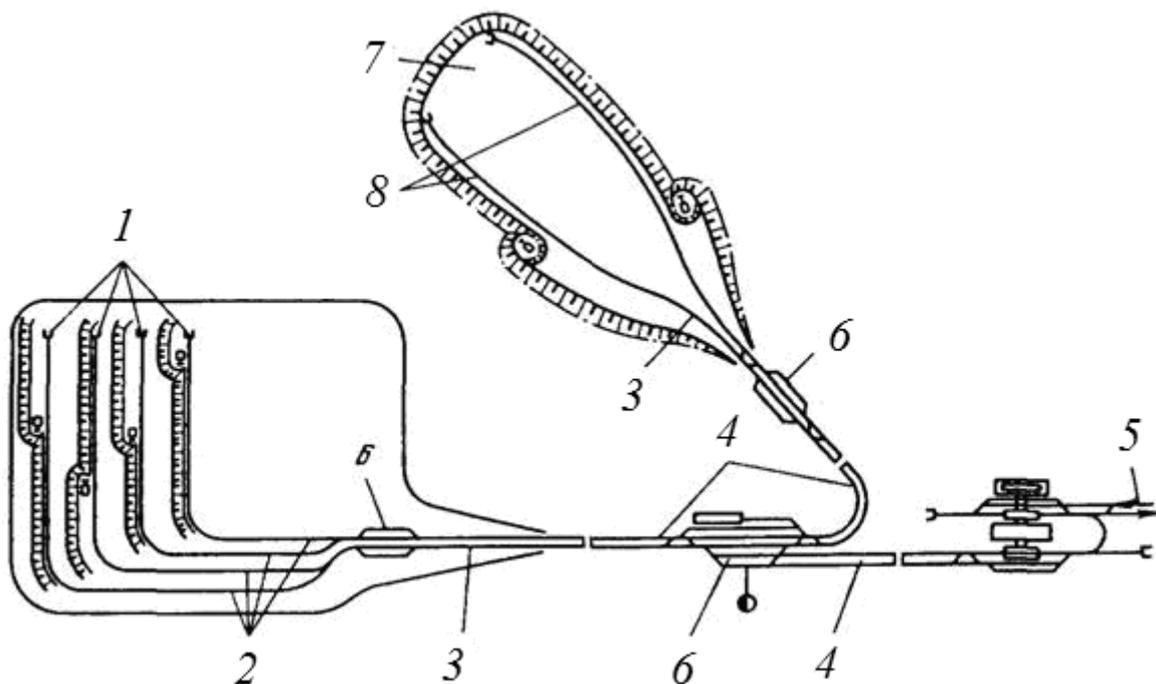


Рис. 2.30. Схема развития железнодорожных путей на карьере:
1 – временные забойные пути; 2 – соединительные пути;
3 – пути капитальных траншей и съездов; 4 – поверхностные пути;
5 – магистральные пути, соединяющие карьер с путями РЖД;
6 – раздельный пункт; 7 – отвал; 8 – временные отвальные пути

Раздельные пункты служат не только для разделения сети дорог на перегоны, но и для обмена поездов (станции, разъезды) или для изменения направления и интенсивности движения (путевые посты).

Назначение разъездов – скрещение и обгон поездов, обмен поездов в забоях и на отвалах. Разъезды, служащие для обмена поездов, называются обменными пунктами (ОП).

Обмен поездов на уступах зависит от схемы движения (сквозное, тупиковое), числа работающих экскаваторов и транспортных выходов и длины фронта работ уступа. Показателем, характеризующим эффективность схемы путевого развития на уступе, является *коэффициент обеспечения забоя порожняком*.

В состав путевых работ входят возведение и планировка земляного полотна, укладка и перемещение путей, балластировка и очистка шпальных ящиков, текущее содержание и ремонт пути, а также работы, связанные с монтажом и текущим содержанием контактной сети. Наиболее трудоемкие из путевых работ – это текущее содержание и перемещение временных путей в забоях и на отвалах.

Важным этапом механизации путевых работ на карьерах является применение звеносборочных агрегатов и последующая укладка рельсошпальных решеток с помощью путеукладочных кранов, рельсоукладчиков для укладки отдельных элементов звеньев, тракторных путеукладчиков, а также путеукладочных поездов.

Комплекс работ по балластировке путей выполняется с помощью вагонов-дозаторов и различных средств малой механизации: балластировщиков; путепередвижателей циклического или непрерывного действия; гидравлических тракторных дозировщиков и путеподемников; специальных рихтовочных машин; самоходных шпалоподбивочных машин.

Перенос временных путей и их укладка на новую трассу могут осуществляться без разборки на звенья, непрерывно или циклически с помощью специальных путепередвижателей или отдельными звеньями с помощью одноковшовых экскаваторов или кранов. Циклическая передвижка путей на карьерах осуществляется с помощью путепередвижателей ПП-3, ПУ-25, ПУ-26 и ПУ-30. Обычно шаг передвижки составляет 2,5–4,0 м.

На карьерах с мягкими породами при использовании на выемке многоковшовых цепных экскаваторов применяются путепередвигатели непрерывного действия (ПНД-1 и др.) и турнодозеры (на базе тракторов Т-140, Т-180, Т-25.01 и др.).

Широкое распространение на карьерах получила крановая переукладка железнодорожных путей.

В состав текущего содержания пути входят работы по проверке и очистке пути и путевых устройств, канав и кюветов, смене вышедших из строя шпал, рельсов и др.

В зимнее время на карьерах производятся работы по снегозащите и снегоочистке железнодорожного пути.

2.3.3. Расчет подвижного состава железнодорожного транспорта

Единицей на железнодорожном транспорте является локомотивосостав (поезд), включающий локомотив и расчетное число вагонов. Требуемое число $N_{л.с}$ локомотивосоставов зависит от продолжительности рейса поезда, его полезной массы и грузооборота карьера.

Число рейсов N_p всех локомотивосоставов в сутки, обеспечивающее суточный грузооборот карьера W_c , определяется по формуле

$$N_p = fW_c / (nq_{гр}),$$

где f – коэффициент резерва (1,2÷1,25); n – число вагонов в составе; $q_{гр}$ – масса перевозимого в вагоне груза; $nq_{гр} = Q_{п}$ – полезная масса поезда.

Возможное число рейсов одного локомотивосостава за сутки

$$n_p = T / t_p,$$

где T – продолжительность работы транспорта в сутки, $T = 22$, ч; t_p – продолжительность рейса локомотивосостава:

$$t_p = t_{п} + t_{д.в} + t_{раз} + t_{д.ст} + t_{ож}, \text{ ч},$$

где $t_{п}$ – время погрузки локомотивосостава, ч; $t_{раз}$ – время разгрузки локомотивосостава, ч; $t_{ож}$ – время простоя локомотивосостава

в ожидании погрузки, разгрузки, на обменных пунктах, ч; $t_{д.в}$, $t_{д.ст}$ – время движения локомотивосостава соответственно по временным и стационарным путям, ч;

$$t_{п} = nq_{гр} / П_{э.тех},$$

где $П_{э.тех}$ – техническая производительность экскаватора, т/ч;

$$t_{д.в} = 2L_{в} / v_{в}; \quad t_{д.ст} = 2L_{ст} / v_{ст},$$

где $L_{в}$, $L_{ст}$ – соответственно протяженность временных и стационарных путей; $v_{в}$, $v_{ст}$ – соответственно скорость движения по временным и стационарным путям.

Время разгрузки определяется по формулам:

- при одновременной разгрузке вагонов

$$t_{раз} = \tau_p / 60, \text{ ч};$$

- при последовательной разгрузке вагонов

$$t_{раз} = n\tau_p / 60, \text{ ч},$$

где τ_p – время разгрузки одного вагона (1,5–5,0 мин).

Время $t_{ож}$ принимается равным 5–10 мин на рейс.

Таким образом, число рабочих локомотивосоставов:

$$N_{лс} = f W_{ст} t_p / nq_{гр} T.$$

Число рабочих локомотивов $N_{л}$ равно числу локомотивосоставов $N_{лс}$. Число вагонов:

$$N_{в} = N_{лс} n.$$

Инвентарный парк вагонов и локомотивов принимается на 20–25 % больше рабочего парка.

2.3.4. Перевозка карьерных грузов автомобильным транспортом

Автомобильный транспорт на карьерах получил широкое распространение. Этому способствовали такие его свойства, как ма-

невренность, способность работать в стесненных и разнообразных климатических условиях, высокие эксплуатационные показатели, способность преодолевать с грузом значительные подъемы и др.

Отсутствие рельсовых путей и контактной сети упрощает организацию основных и вспомогательных работ на уступах карьера и отвалах. По сравнению с железнодорожным транспортом при автотранспорте производительность экскаваторов (при условии непрерывной подачи машин) возрастает на 20–25 %. При этом существенно упрощается организация и уменьшаются затраты на отвальные работы.

К недостаткам автотранспорта относятся незначительная экономически целесообразная дальность транспортирования грузов (до 7–8 км), высокая интенсивность движения и загазованность воздуха, большой парк машин, водителей и обслуживающего персонала и связанные с этим значительные эксплуатационные расходы, высокие затраты на топливо и смазочные материалы, незначительный по сравнению с железнодорожным транспортом срок службы и быстрый износ двигателя, резины и некоторых важных узлов и деталей, особенно при эксплуатации на дорогах с плохим покрытием и др.

Технологическая характеристика подвижного состава и карьерных дорог. К подвижному составу автомобильного транспорта относятся автосамосвалы, колесные тягачи с прицепами и полуприцепами, троллейбусы, дизель-троллейбусы и дизель-электрические карьерные автопоезда.

Из средств автомобильного транспорта на карьерах применяются автосамосвалы разной грузоподъемности и марок БелАЗ, КраЗ, КамАЗ, а также зарубежного производства.

С увеличением грузоподъемности значительно уменьшается удельная себестоимость автотранспорта или стоимость $1 \text{ т} \cdot \text{км}$ (затраты на перевозку 1 т груза на расстояние 1 км) и увеличивается производительность экскаваторов.

Грузоподъемность и геометрическая емкость кузова автосамосвала, а также коэффициент тары, скорость движения, длина тормозного пути и расход горючего являются *технологическими характеристиками автотранспорта*.

Минимальная ширина проезжей части и радиусы поворота для автосамосвалов рассчитываются из их параметров. При длине само-

свала 7,2–9,6 м и ширине 3,5–4,9 м радиусы поворота составляют $R_{\pi} = 8,4–9,5$ м.

Радиусы закругления наклонных кривых дорог по условию плавности движения по ним с расчетной скоростью 50 км/ч составляют 100 м, 40 км/ч – 60 м, 30 км/ч – 30 м, 15–20 км/ч – 15 м. Обычно радиусы закруглений горизонтальных кривых имеют большие значения и для перечисленных выше скоростей движения соответственно равны 200, 100, 60 и 30 м.

Нормальная ширина проезжей части составляет $T = 2,5R_{\pi}$.

Минимальная ширина проезжей части автодорог на уступах зависит от габаритов подвижного состава, скорости движения, числа полос движения и определяется по формулам:

- при однополосном движении $Ш_1 = a + 2y$, м;
- при двухполосном движении $Ш_2 = 2(a + y) + x$, м,

где a – ширина самосвала по скатам колес (примерно равна ширине кузова), м; y – ширина предохранительной полосы, м; $x = 2y$ – зазор между кузовами встречных автосамосвалов, м:

$$y = 0,5 + 0,005v, \text{ м,}$$

где v – скорость автосамосвала, км/ч.

Тип дорожного покрытия выбирается исходя из предполагаемого срока службы дороги, объемов перевозок, вида автотранспорта, обеспеченности строительными материалами, состояния, свойств и обводненности подстилающих пород и других факторов. На мощных карьерах с большой интенсивностью движения 2000–3000 автосамосвалов в сутки на постоянных дорогах применяют цементобетонное или асфальтовое покрытие. При меньшей интенсивности движения (1000–1500 автосамосвалов в сутки) используют щебеночное покрытие с пропиткой и поверхностной обработкой или покрытие, обработанное по способу смешения. При рыхлом основании они имеют грунтовое покрытие, улучшенное щебеночными добавками.

2.3.5. Принципы расчета подвижного состава и пропускной способности автодорог

Расчет подвижного состава. Как правило, число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно.

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

$$N_p = T_p / t_{\Pi},$$

где T_p – время рейса, мин; t_{Π} – время погрузки автосамосвала, мин:

$$T_p = t_{\Pi} + t_{\text{дв}} + t_p + t_m, \text{ мин},$$

где $t_{\text{дв}}$, t_p , t_m – время соответственно движения, разгрузки и маневров, мин.

Время погрузки

$$t_{\Pi} = q_a K_p t_{\text{ц}} / (E K_n \rho), \text{ мин},$$

где q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; E – емкость ковша экскаватора, м³; K_n – коэффициент, учитывающий наполнение ковша экскаватора; ρ – плотность перевозимой породы, т/м³.

Время движения автосамосвала определяется по формуле

$$t_{\text{дв}} = T_{\text{гр}} + T_{\text{пор}} = 60 (l_1 / v_1 + l_2 / v_2 + l_3 / v_3 + \dots + l_n / v_n), \text{ мин},$$

где $T_{\text{гр}}$, $T_{\text{пор}}$ – время движения автосамосвала соответственно с грузом и без груза, мин; $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ – участки пути с одинаковыми условиями движения (с грузом и без груза), км; $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ – скорости движения автосамосвала на этих участках, км/ч.

Время разгрузки автосамосвала t_p включает время подъема кузова и время его опускания. Для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т оно составляет 60 с, при большей грузоподъемности самосвалов – 70–90 с.

Время маневров t_m при погрузке автосамосвалов зависит в основном от схемы подъезда и находится в пределах 0–10, 20–25, 50–60 с соответственно для сквозной, петлевой и тупиковой схемы подъезда. При разгрузке оно составляет 40–50 с.

Зная число автосамосвалов для обслуживания одного экскаватора N_i , легко определить число рабочих автосамосвалов $N_{p.a}$ для обеспечения работы n экскаваторов.

Число рабочих автосамосвалов можно также определить по формуле

$$N_{p.a} = K_{\text{нер}} W_c / (P_{a.cm} n_{cm}),$$

где $K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы, $K_{\text{нер}} = (1,1 \div 1,15)$; W_c – суточный грузооборот карьера, т; n_{cm} – число смен в сутки; $P_{a.cm}$ – сменная эксплуатационная производительность автосамосвала, т:

$$P_{a.cm} = q_a K_a T_{cm} K_{i.a} / T_p,$$

где q_a – грузоподъемность автосамосвала; K_a – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала; T_{cm} – продолжительность смены, ч; $K_{i.a}$ – коэффициент использования автосамосвала во времени, $K_{i.a} = (0,7 \div 0,8)$; T_p – продолжительность рейса, ч.

Так как часть автосамосвалов постоянно находится в ремонте и проходит техническое обслуживание, то инвентарное число автосамосвалов:

$$N_{\text{инв.а}} = N_{p.a} / \tau_r,$$

где τ_r – коэффициент технической готовности парка, $\tau_r = (0,7 \div 0,8)$.

Пропускная способность автодороги (N) – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени. При движении автосамосвалов в одном направлении часовая пропускная способность автодороги:

$$N = 60 / T_m = 1000v / K_{\text{нер}} L, \text{ шт.},$$

где T_m – интервал времени между машинами, мин; v – скорость движения, км/ч; L – безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами. Безопасное расстояние между автосамосвалами по правилам безопасности должно быть не менее 50 м, а на горизонтальных прямолинейных участках это расстояние определяется по формуле

$$L = v + 0,04v^2 + 6, \text{ м.}$$

Провозная способность автодороги определяется по формуле

$$M = Nq_{\phi} / f, \text{ т/ч,}$$

где $q_{\text{ф}}$ – фактическая масса груза, перевозимого автосамосвалом, т;
 f – коэффициент резерва, $f = (1,75 \div 2,00)$.

2.3.6. Организация работы автотранспорта

В зависимости от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок и условий работы экскаваторов возможны следующие подъезды автосамосвалов к экскаватору:

- сквозной (рис. 2.31, *a* и *б*);
- с петлевым разворотом (рис. 2.31, *в* и *г*);
- с тупиковым разворотом (рис. 2.31, *д* и *е*).

Сквозной проезд используется при наличии двух выездов с горизонта. Автосамосвалы в этом случае движутся поточно, съезжая и выезжая с забойной дороги по разным съездам.

Подъезд с петлевым разворотом используется при встречном движении автосамосвалов на горизонте. Он не требует сложных маневров. Обычно время обмена автосамосвалов не превышает продолжительности рабочего цикла экскаватора.

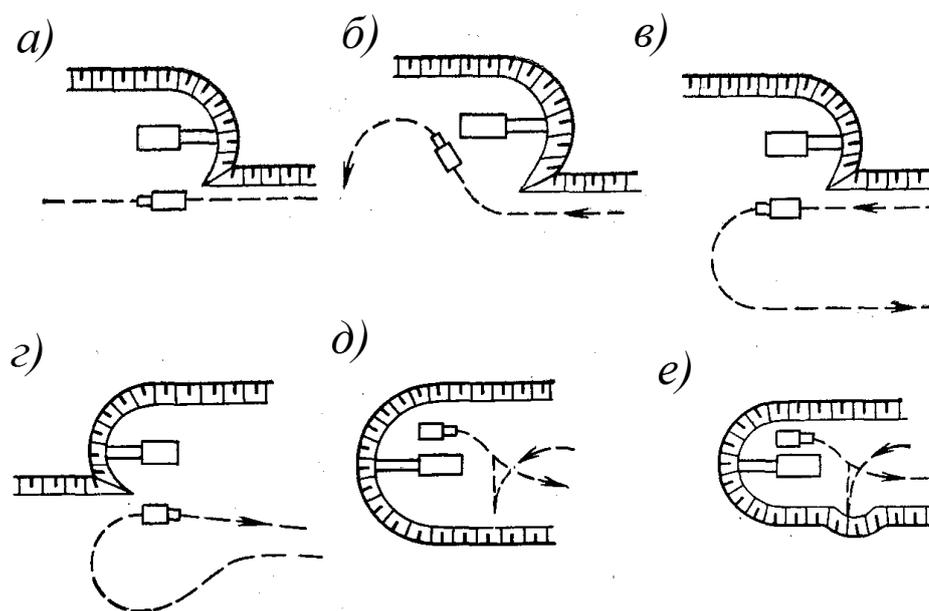


Рис. 2.31. Схемы подъезда в забой и установки автосамосвалов под погрузку:
a, б – сквозной подъезд; *в, г* – подъезд с петлевым разворотом;
д – подъезд с тупиковым разворотом;
е – подъезд с тупиковым разворотом с нишами

Автосамосвалы следует устанавливать так, чтобы обеспечить минимальный угол поворота экскаватора, что позволяет достичь высокого использования экскаваторов во времени.

Подъезд с тупиковым разворотом (см. рис. 2.31, д) используется в стесненных условиях. В основном эта схема применяется в тупиковых заходках при проведении траншей. При ширине основания траншеи (рабочей площадки) меньше радиуса разворота автосамосвала устраиваются специальные ниши для обеспечения более свободного маневра при развороте (см. рис. 2.31, е). Подъезд с тупиковым разворотом снижает производительность автосамосвалов на 10–15 % по сравнению с другими схемами подъезда.

В зависимости от числа автосамосвалов, находящихся в одновременной работе, применяется одиночная или спаренная установка их под погрузку. Одиночная установка автосамосвалов может проводиться параллельно оси забоя (при заходках небольшой ширины) либо с разворотом (при более широких заходках). Установка с разворотом позволяет уменьшить угол поворота экскаватора для разгрузки.

Спаренная установка автосамосвалов обеспечивает более высокую производительность экскаваторов. При спаренной односторонней установке несколько усложняется маневрирование автосамосвалов (особенно в ночное время). Спаренная двусторонняя установка в большей степени обеспечивает использование экскаватора во времени. Она применяется в условиях широких заходов и тупиковых забоев.

Эффективность применения автотранспорта на карьерах зависит и от правильного сочетания рабочих параметров экскаваторов и автосамосвалов. Рациональное соотношение емкости кузова автосамосвала и емкости ковша экскаватора находится в пределах 4–10.

2.3.7. Перемещение горных пород конвейерным транспортом

К достоинствам конвейерного транспорта относят высокую производительность, лучшее использование возможностей мощных выемочных машин, возможность полной автоматизации процесса

перемещения грузов и способность транспортировать горную массу с глубоких горизонтов карьеров (крутонаклонные конвейеры), возможность размещать на рабочих площадках уступов незначительных размеров и значительный (до 500 ‰) подъем ленты в грузовом направлении.

Конвейерный транспорт применяется на железорудных карьерах КМА, на угольных карьерах Урала, Кузбасса, Восточной Сибири и других районов. Ленточные конвейеры широко распространены на карьерах Германии, в США.

Ленточный конвейер состоит из ленты, роликовых опор, смонтированных на металлической конструкции, приводной станции, устройства для натяжения ленты, загрузочного устройства. Ширина ленты B конвейера зависит от его производительности и кусковатости транспортируемых пород и находится в пределах 400–6000 мм. Допустимый угол подъема зависит от физико-механических свойств транспортируемых горных пород и составляет 20–22, 16–18 и 13–15° соответственно при транспортировании рыхлых пород, взорванных скальных пород и гравия. Допустимый угол при спуске на 2–3° меньше допустимого угла на подъеме.

Часовая техническая производительность ленточных конвейеров зависит от ширины ленты, формы поперечного сечения размещенной на ленте породы и ее физико-механических свойств, скорости движения ленты и определяется по формуле

$$P_{\text{к.тех}} = 3600FvK_3, \text{ м}^3,$$

где F – площадь поперечного сечения размещенной на ленте породы, м^2 ; v – скорость движения конвейерной ленты, м/с ; K_3 – коэффициент загрузки ленты.

Площадь поперечного сечения размещенной на ленте породы определяется по формуле А. О. Спиваковского:

$$F = K_{\text{н}} K_{\text{кр}} (0,9B - 0,05)^2, \text{ м}^2,$$

где B – ширина ленты, мм ; $K_{\text{кр}}$ – коэффициент, учитывающий конструкцию роликоопоры (однороликовая $K_{\text{кр}} = (0,07 \div 0,09)$; трехроликовая $K_{\text{кр}} = (0,13 \div 0,17)$; $K_{\text{н}}$ – коэффициент угла наклона конвейера $(0,85 \div 1,00)$.

К недостаткам конвейерного транспорта относится его избирательная способность эффективно перемещать породы с определенными свойствами (сухие, связные, сыпучие и мелкораздробленные). Транспортирование влажных, особенно в условиях низких температур, а также абразивных взорванных пород приводит к длительным простоям и преждевременному износу дорогостоящих конвейерных лент. Конвейерный транспорт трудно использовать для разработки залежей сложной конфигурации и для отдельной выемки в сложных забоях.

Технологическая характеристика и параметры конвейеров. Конвейеры применяются на карьерах в виде самостоятельного вида транспорта, а также для передачи грузов от рабочих органов выемочных машин непрерывного действия непосредственно в отвалы (транспортно-отвальные мосты), для приема и размещения вскрыши в отвалах (консольные отвалообразователи), в специальных перегружателях и конвейерных органах выемочно-погрузочных машин.

Конвейеры, предназначенные для транспортирования горной массы от забоев экскаваторов до приемных устройств отвалообразовательных машин, по своему назначению подразделяются на забойные, соединительные, подъемные, магистральные и отвальные (рис. 2.32).

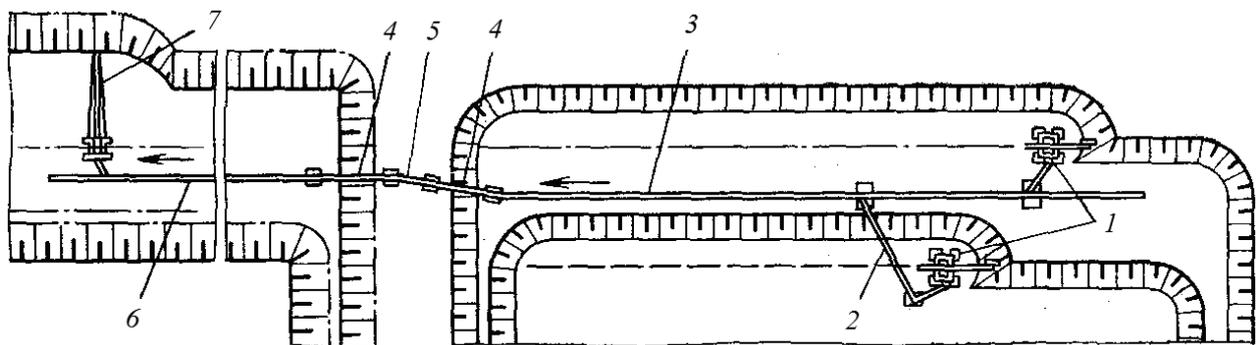


Рис. 2.32. Схема перемещения вскрышных пород ленточными конвейерами:

- 1 – роторные экскаваторы; 2 – перегружатель; 3 – забойный конвейер;
- 4 – наклонный конвейер; 5 – магистральный конвейер;
- 6 – отвальный конвейер; 7 – консольный отвалообразователь

В зависимости от материала прокладок, составляющих основу – каркас ленты, различают ленты с прокладками из хлопчатобумажной ткани (бельтинговые), ленты с прокладками из синтетических

материалов (капрон, амид, нейлон, силон и др.), ленты с каркасом из стальных тросов (резинотросовые) и др.

Для предохранения от истирания и атмосферных воздействий лента имеет специальное резиновое покрытие (обкладку).

Основные параметры конвейеров – это ширина (B) и скорость движения ленты (v); допустимая величина преодолеваемого подъема и длина ставов зависят от производительности потока, кусковатости и транспортируемости пород, конструкции погрузочных и перегрузочных узлов и назначения конвейера.

На открытых горных работах кроме ленточных применяются канатно-ленточные, ленточно-цепные и пластинчатые конвейеры, а также конвейерные поезда.

Приемные погрузочные устройства. Подача породы от разгрузочных консолей экскаваторов на забойный конвейер осуществляется с помощью приемных устройств. Они выполнены в виде передвижных воронок, оснащенных ленточными питателями или валковыми грохотами-питателями, сообщающими потоку породы необходимую скорость и уменьшающими высоту падения породы на конвейер.

Для равномерной загрузки конвейерной ленты одноковшовым экскаватором приемное устройство может быть выполнено в виде бункера-дозатора.

2.3.8. Перемещение горных пород комбинированным и специальным карьерным транспортом

По выполняемым функциям и условиям эксплуатации вся транспортная цепь в карьере между погрузочными и разгрузочными пунктами в общем случае может быть разделена на три основных звена [1, 2]:

- транспортирование по рабочим горизонтам и соединительным бермам;
- транспортирование по вскрывающим выработкам на поверхность (подъем);
- транспортирование на поверхности.

Для снижения затрат на транспортирование и улучшение работы выемочно-погрузочного оборудования отдельные звенья общей транспортной цепи могут быть представлены самостоятельными

видами транспорта, лучше других приспособленными в конкретных условиях для выполнения транспортных функций. В случае, когда в одном грузопотоке используется не менее двух видов транспорта, вводится понятие *комбинированный транспорт*.

Узлами, соединяющими различные виды транспорта, являются *перегрузочные пункты*, где производится перегрузка горной массы из одних транспортных средств в другие. Они могут располагаться на дне, борту и на поверхности карьера и в большинстве случаев не являются стационарными.

Возможны различные комбинации видов карьерного транспорта в одном грузопотоке от забоя до отвала, обогатительной фабрики (ОФ), дробильно-сортировочной установки (ДСУ), станции РЖД: автомобильного и железнодорожного; автомобильного и конвейерного; автомобильного и канатного подъемника; автомобильного, гравитационного и железнодорожного; автомобильного, гравитационного и канатной подвесной дороги; конвейерного и гидравлического и др. При увеличении дальности транспортирования грузов эффективна комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта.

Особенности эксплуатации автомобильного и железнодорожного транспорта при их комбинации заключаются в частичном ухудшении условий работы автотранспорта и резком улучшении условий эксплуатации железнодорожного транспорта.

Это обусловливается движением автосамосвалов в основном по забойным дорогам, доля которых на участках с большими подъемами и крутыми поворотами в общей протяженности автодорог карьера составляет 60 % и более, в то время как железнодорожный транспорт работает на постоянных путях, что позволяет применять тяжелые рельсы, железобетонные шпалы, мощные тяговые агрегаты, думпкары грузоподъемностью более 100 т и увеличить весовую норму поезда до 1000 т и более.

При применении конвейеров, канатных подъемников, канатно-подвесных дорог, гравитационного и гидравлического транспорта, а также других видов специального транспорта сокращается длина подъема (спуска) горной массы из карьера на поверхность.

Транспортными сосудами при канатном подъеме являются преимущественно скипы и реже вагоны-тягачи и автомобили. Скиповой подъем является главным конкурентом конвейеров, но

производительность этого вида транспорта даже при вместимости скипов 40 м³ и более и скорости движения до 7 м/с составляет не более 3000 м³/ч при глубине карьера порядка 200 м.

Канатные подвесные дороги применяются для транспортирования полезного ископаемого от поверхности карьера до ДОФ, а также для транспортирования породы в отвалы. Их применение целесообразно в гористой и сильно пересеченной местности при больших разностях уровней между начальной и конечной точками транспортирования. Пролеты канатных дорог достигают 500 м и более, а угол наклона (подъема) – 45°. Производительность канатных дорог составляет от 200–225 до 400–500 т/ч.

Гравитационное транспортирование, применяемое на нагорных карьерах, осуществляется с помощью рудоспусков и рудоскатов (рис. 2.33).

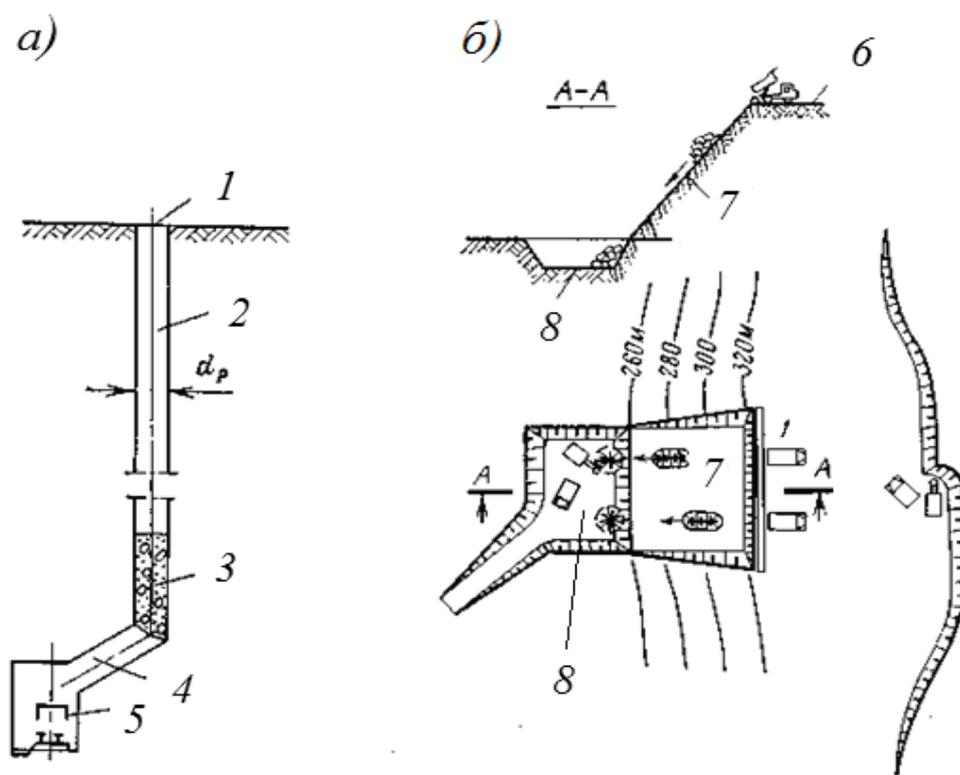


Рис. 2.33. Схемы карьерного *а* – рудоспуска; *б* – рудоската:

- 1 – устье рудоспуска; 2 – ствол;
- 3 – буферный столб; 4 – выпускное устройство;
- 5 – думпка; 6 – разгрузочная площадка; 7 – скат;
- 8 – приемная площадка

Рудоспуски (рис. 2.33, а) состоят из устья, ствола (вертикального или реже наклонного) и люковых выпускных устройств.

Нижняя часть ствола одновременно является аккумулялирующей емкостью, откуда руда грузится на смежный вид транспорта. В отдельных случаях для улучшения выпуска руды люки оборудуются вибрационными устройствами.

Рудоскаты (рис. 2.33, б) устраивают на склонах нагорных карьеров и в нижней части оборудуют погрузочными устройствами (иногда не оборудуют). Эксплуатация рудоскатов с погрузочными устройствами возможна в районах с теплым климатом.

В районах с длительной и холодной зимой рудоскаты с погрузочными устройствами эксплуатируются сезонно. Углы наклона рудоскатов изменяются от 40 до 80°.

Для улучшения движения горной массы по рудоскатам их поверхность часто футеруется сталью, котельным железом, рельсами и другим материалом, в результате чего угол наклона рудоската может быть снижен до 30°.

Энергия движущегося потока воды используется для *гидротранспортирования* мягких, а также трудноразмываемых и полускальных пород. Разработка трудноразмываемых и полускальных пород высоконапорной гидромониторной струей осуществляется с предварительным рыхлением взрывным или механическими способом (например, мехлопатой или драглайном).

К специальным видам транспорта относятся кабельные краны, трубопроводный контейнерный пневмотранспорт и перекачка по трубам твердого минерального сырья на большие расстояния. Кабельные краны применяются при относительно небольших мощностях карьеров при добыче редких металлов, асбеста, серы, штучного камня и т. д. и служат для подъема и транспортирования груза.

Пролеты кабельных кранов грузоподъемностью до 15 т составляют 250–500 м, достигая иногда 1000 м, скорость подъема и опускания грузов от 0,25 до 1,50 м/с, скорость передвижения по несущему канату до 5 м/с.

В карьерах равнинного и нагорного типов производственной мощностью до 5–6 млн т в год в качестве одного из звеньев комбинированного транспорта могут быть использованы монорельсовые дороги. Скорость движения грузов по монорельсовой дороге составляет до 30–50 км/ч, достигая в отдельных случаях 100 км/ч.

2.3.9. Обеспечение безопасных условий труда при перемещении карьерных грузов

Безопасные условия труда при выполнении основных работ достигаются четким соблюдением правил техники безопасности, размещением транспортных коммуникаций на всех участках трассы от забоя до отвала в соответствии с установленными требованиями, выбором оптимального по условиям трассы режима движения подвижного состава и т. д.

2.4. Отвальные работы на карьерах

2.4.1. Сущность процесса отвалообразования

Искусственная насыпь, образующаяся в результате складирования вскрышных пород, называется *отвалом*, а совокупность производственных операций по приему и размещению вскрышных пород на отвале – отвальными работами [1, 2].

Отвал вскрышных пород представляет собой геометрическое тело в виде неправильной усеченной пирамиды. Он характеризуется следующими *параметрами*: высотой и числом ярусов (уступов), углом откоса уступов, приемной способностью, длиной и способом перемещения отвального фронта работ.

Возможная *высота* отвального уступа зависит в основном от физико-механических свойств, складироваемых пород и пород, лежащих в основании отвала, а также от средств механизации отвальных работ.

Угол откоса отвальных уступов обычно равен углу естественного откоса пород, размещаемых в отвале. Он зависит от физико-механических свойств пород, их степени разрыхления и влажности.

Приемная способность отвала равна объему породы, который можно разместить на данной площади S_0 отвала при его максимальном заполнении. Приемная способность отвала (в целике) на равнинной местности определяется по формуле

$$V_0 = K_H [S_0 \sum h_0 - P_0 (\sum h_0)^2 \operatorname{ctg} \alpha_0 + \pi (\sum h_0)^3 \operatorname{ctg}^2 \alpha_0 / 3] / K_p, \text{ м}^3,$$

где K_H – коэффициент, учитывающий неравномерность отсыпки по-

роды в отвал, $K_H = (0,8 \div 0,9)$; S_0 – площадь основания отвала, m^2 ; h_0 – высота уступа отвала, м; P_0 – периметр площади основания отвала, м; α_0 – угол откоса уступа отвала, град; K_p – коэффициент, учитывающий разрыхление породы в отвале, $K_p = (1,1 \div 1,2)$.

Длина фронта отвальных работ равна сумме длин отдельных участков (тупиков), на которые разбивается периметр отвала. Разбивка фронта отвальных работ на тупики позволяет рассредоточить по фронту основные и подготовительные работы при отвалообразовании. Длина отдельного тупика зависит в основном от принятого способа механизации отвальных работ, площади отвала и объема вскрышных пород, размещаемых в отвале.

Способ перемещения фронта отвальных работ определяет схему развития отвалов в плане. Различают три способа развития отвальных работ: параллельный, веерный и прямолинейный.

Процесс отвалообразования включает возведение первоначальных насыпей, разгрузку и складирование вскрышных пород, планировку поверхности отвала и перемещений транспортных коммуникаций на отвале.

2.4.2. Выбор места расположения отвалов

В зависимости от места расположения отвала по отношению к конечному контуру карьера различают *внешние* отвалы, располагаемые за конечным контуром карьера, и *внутренние* отвалы, располагаемые в выработанном пространстве.

Внешние отвалы создаются, как правило, при разработке наклонных и крутых месторождений, когда конечное положение подошвы карьера формируется только в конце его отработки (рис. 2.34), а также в начальный период разработки горизонтальной или пологой залежи, когда создается выработанное пространство карьера, вскрышные породы также вывозят на внешние отвалы.

Использование *внутренних* отвалов позволяет сократить расстояние перемещения вскрыши и не отчуждать дополнительные площади под отвалы, сокращая тем самым объемы рекультивации земель. Создание внутренних отвалов возможно, когда разрабатываемое месторождение представлено горизонтальной или пологой залежью, вынимаемой на всю мощность (рис. 2.35).

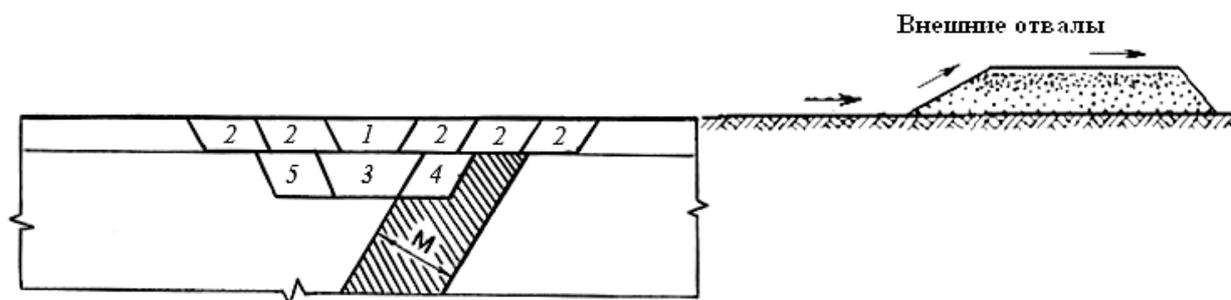


Рис. 2.34. Схема разработки крутопадающего месторождения с размещением пород вскрыши во внешний отвал:
1, 2, 3 ... – последовательность отработки заходок при углублении карьера



Рис. 2.35. Схема разработки горизонтального месторождения с размещением пород вскрыши во внутреннем отвале

В случае разработки горизонтальных или пологих месторождений, имеющих значительную мощность (40–50 м и более), одновременно создаются как внутренние, так и внешние отвалы. Вскрышу нижних уступов складировать на внутренних отвалах, а вскрышу верхних – на внешних.

2.4.3. Отвалообразование при железнодорожном транспорте

Экскаваторное отвалообразование при использовании на карьерах железнодорожного транспорта является ведущим. На его долю приходится 85–90 % отвальных работ.

Работа отвальных экскаваторов состоит в экскавации породы, выгружаемой из думпкаров, и укладке ее в отвал. При использовании мехлопаты отвальный уступ подразделяется на два подступа. Мехлопата размещается на кровле нижнего подступа, на которую, в специальный приямок, производится разгрузка породы из думпкаров (рис. 2.36).

Транспортные пути располагаются на кровле верхнего подступа. Для удобства приема породы из думпкаров экскаватор

в кровле нижнего подступа образует специальную емкость (канаву) длиной равной полуторной или двойной длине думпкара и глубиной 0,8–1,0 м.

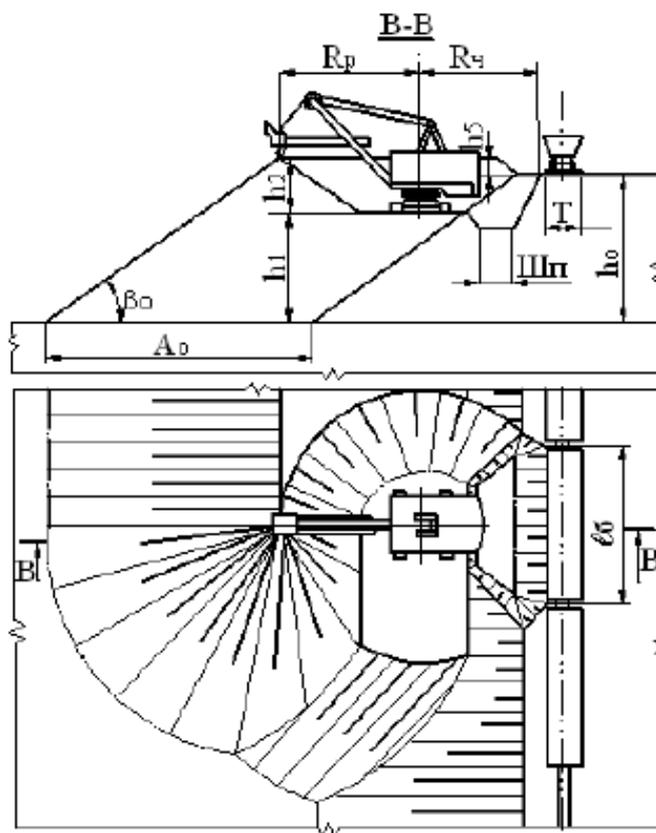


Рис. 2.36. Схема отвалообразования с использованием мехлопаты при одновременной отсыпке двух ярусов

Состав на отвал подвигается вагонами вперед. В приемную емкость думпкары разгружаются поочередно. Укладка экскаватором породы в отвал производится в трех направлениях: вперед по ходу в нижний подступ, по фронту отвального уступа под откос нижнего подступа и назад в верхний подступ.

В зависимости от физико-механических характеристик пород, укладываемых в отвал, и пород основания отвала применяют две схемы организации работы экскаватора на отвале.

1. Если складироваемые породы и породы основания отвала устойчивы, укладка производится одновременно в верхний и нижний подступы отвала. После заполнения отвальной заходки экскаватор возвращается в первоначальное положение и начинает отсыпку новой заходки.

2. В случае слабоустойчивых пород при прямом ходе экскаватора от обменного пункта к тупику производится отсыпка только нижнего подустапа. При обратном ходе экскаватор укладывает породу в верхний подуступ. При этом повышается устойчивость отвала, так как экскаватор при обратном ходе движется по уплотненной породе нижнего подустапа, что сводит к минимуму возможность оползневых явлений. Рациональная высота отвального уступа меняется в широких пределах и составляет на равнине 15–30 м, а в гористой местности может достигать 70 м и более.

Шаг переукладки отвальных путей зависит от линейных параметров экскаватора и определяется по формуле

$$A_o = (R_{\text{ч}} + R_{\text{р}})K_{\text{п}}, \text{ м},$$

где $R_{\text{ч}}$ и $R_{\text{р}}$ – соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м; $K_{\text{п}}$ – коэффициент использования линейных параметров экскаватора, $K_{\text{п}} = (0,85 \div 0,9)$.

Приемная способность отвального тупика (по объему и в целике) между двумя переукладками пути составит:

$$V_{\text{от}} = h_o A_o L_{\text{от}} / K_{\text{р}}, \text{ м}^3.$$

Продолжительность работы отвального тупика $t_{\text{р.т}}$ между двумя переукладками пути:

$$t_{\text{р.т}} = V_{\text{от}} / V_{\text{с}}, \text{ сут},$$

где $V_{\text{с}}$ – суточная приемная способность (по объему в целике) отвального тупика, м^3 :

$$V_{\text{с}} = n_{\text{с}} n q_{\text{гр}}, \text{ м}^3,$$

где $n_{\text{с}}$ – число составов, которые могут разгружаться в сутки; $nq_{\text{гр}}$ – объем вскрыши (в целике), перевозимый одним составом, м^3 :

$$n_{\text{с}} = f T_{\text{с}} / (t_o + t_{\text{р}}),$$

где f – коэффициент, учитывающий неравномерность работы отвала, $f = (0,85 \div 0,95)$; $T_{\text{с}}$ – число часов работы тупика в сутки; $t_{\text{р}}$ – время разгрузки поезда, ч; t_o – время обмена поезда на отвале, ч:

$$t_o = (2L_o / v_{o.cp}) + \tau, \text{ ч},$$

где L_o – расстояние от обменного пункта до середины отвального тупика, км; $v_{o.cp}$ – средняя скорость движения поезда по отвальным путям, км/ч; τ – время на связь, ч;

$$t_p = nt_b, \text{ ч},$$

где n – число думпкаров в составе; t_b – время разгрузки думпкара, ч.
Число отвальных тупиков в работе:

$$N_{тр} = V_{в.с} / V_c,$$

где $V_{в.с}$ – среднесуточный объем вскрыши, поступающей на отвал, м³.
Число тупиков в отвале:

$$N_{то} = N_{тр}[1 + (t_{п.т} / t_p)],$$

где $t_{п.т}$ – время переукладки пути на отвальном тупике, ч.

Производительность мехлопат на отвале, как правило, в 1,2–1,3 раза выше их производительности в забоях на карьере, что объясняется более высоким значением коэффициента экскавации и коэффициента использования экскаваторов во времени на отвале (0,7÷0,8 вместо 0,5÷0,6).

Использование мехлопат на отвалах возможно при складировании пород любой категории крепости. Для складирования мягких и мелкораздробленных полускальных и скальных пород широко применяются *драглайны* (рис. 2.37).

Плужное отвалообразование предшествовало экскаваторному, но из-за своей низкой производительности было заменено последним. В настоящее время плужное отвалообразование находит применение на карьерах с небольшим объемом вскрышных работ, при наличии большого числа тупиков, расположенных на разных горизонтах отвала.

Процесс плужного отвалообразования включает выполнение следующих операций: разгрузку породы одновременно из всех думпкаров состава под откос отвального уступа, профилирование откоса уступа (вспашка), планировку поверхности отвала и передвижку пути (рис. 2.38).

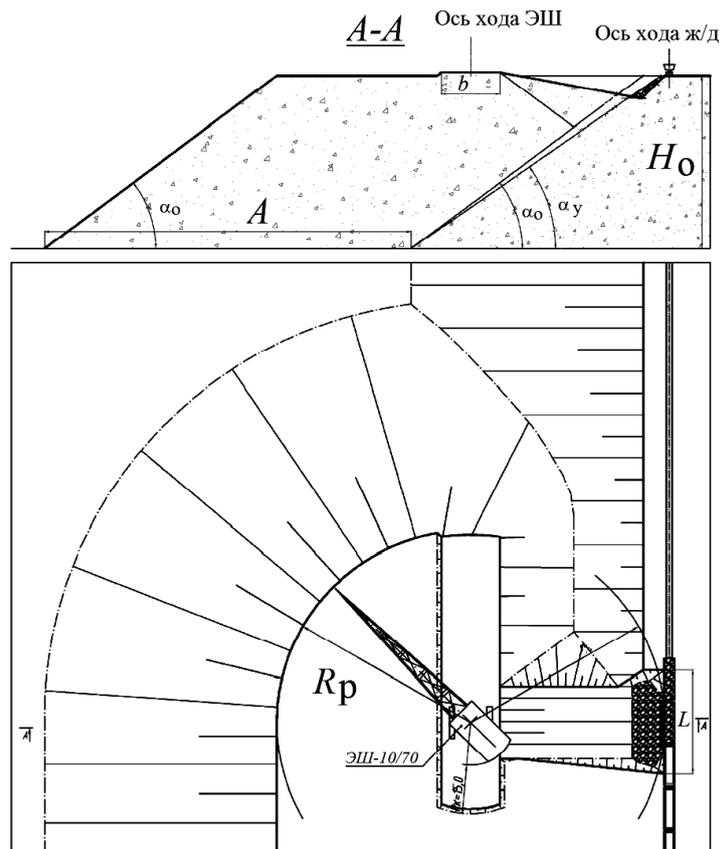


Рис. 2.37. Схема отвалообразования с использованием драглайна ЭШ 10/70:
 R_p – радиус разгрузки; A – ширина отвальной заходки; b – ширина площадки экскаватора; H_0 – высота отвала; α_0 – угол откоса отвала;
 α_y – устойчивый угол откоса отвала

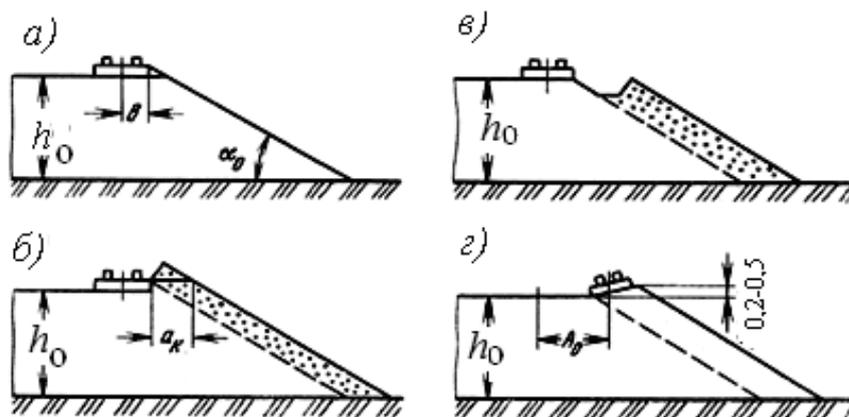


Рис. 2.38. Схема плужного отвалообразования:
 a – положение отвального откоса перед разгрузкой думпкаров;
 $б$ – после разгрузки локомотивосостава; $в$ – после профилирования;
 $г$ – после повторной разгрузки и передвижки пути

Длина отвального тупика при плужном отвалообразовании колеблется в пределах 0,5–2,5 км. Высота уступов плужных отвалов составляет 15–25 м и ограничивается их устойчивостью. Шаг передвижки путей составляет 1,5–4,0 м. Остальные параметры плужного отвалообразования рассчитываются аналогично параметрам экскаваторного отвалообразования. Достоинством плужного отвалообразования является использование недорогого и простого в управлении оборудования, обеспечивающего быструю разгрузку составов.

Недостатки плужных отвалов – малая приемная способность отвального тупика, большое число резервных тупиков, малый шаг передвижки путей, сложность отсыпки мягких пород.

Абзетцерное отвалообразование. Процесс отвалообразования с помощью абзетцеров включает разгрузку думпкаров в приемную траншею, расположенную на поверхности отвала, черпание породы из траншеи и перемещение ее в отвал, планировку поверхности отвала и передвижку путей. Абзетцер представляет собой полноповоротный многоковшовый экскаватор, имеющий укороченную стрелу и разгрузочную консоль с ленточным конвейером. Отвальный уступ насыпается двумя подступами. Абзетцер, приемная траншея и путь располагаются в этом случае на кровле нижнего подступа. Высота абзетцерного отвала достигает 90 м. Высота верхнего подступа 30–35 м, высота нижнего подступа 40–55 м.

Планировку поверхности отвала после его заполнения производят либо планирующей рамой абзетцера, либо бульдозером. Пути отвальных экскаваторов обычно многорельсовые, поэтому их передвигают путепередвижателями непрерывного действия. Ширина отвальной заходки зависит от длины отвальной консоли и угла ее наклона и составляет 40–60 м. Длина отвального тупика определяется по условию обеспечения непрерывности работы абзетцера и составляет 1–2 км. Техническая производительность абзетцеров составляет 2000–7000 м³/ч.

Бульдозерное отвалообразование. В связи с внедрением бульдозеров мощностью 300 л. с. и более на карьерах с железнодорожным транспортом начали применять бульдозерное отвалообразование. При этом способе отвалообразования отвальный уступ разделяется на два подступа. Порода разгружается на кровлю нижнего подступа (транспортные пути располагаются на кровле верхнего подступа) и бульдозерами перемещается к его откосу (рис. 2.39).

Нижний подступ отсыпается в направлении к тупику. Верхний подступ отсыпается в обратном направлении. Высота верхнего подступа принимается такой, чтобы разгруженная из думпкара порода была ниже уровня пути примерно на 1,5–2,5 м.

Расстояние от внешнего конца шпал до верхней бровки верхнего подступа должно быть не менее 1 м. Высота нижнего подступа принимается по условию устойчивости его откоса. Рациональная длина отвального тупика составляет 1,5–2,0 км.

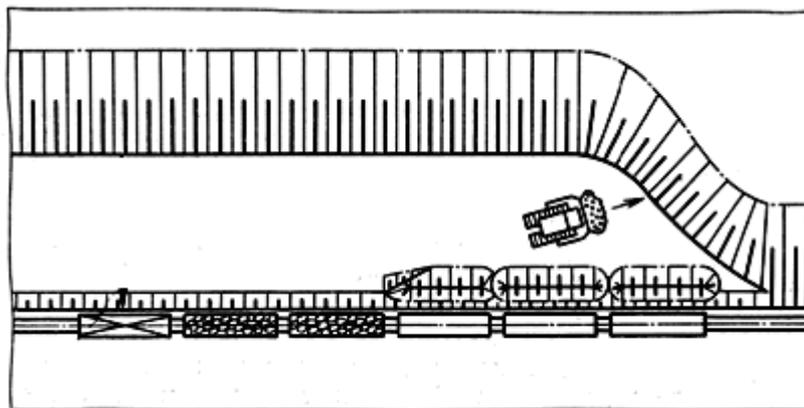


Рис. 2.39. Схема бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте

Ограниченно при складировании мягких и мелкозорованных пород вместо бульдозерного может применяться *скреперное отвалообразование*, при котором удается увеличить высоту отвального уступа и пропускную способность тупика, сократить протяженность отвальных путей и увеличить шаг их переукладки. Ширина отвальной заходки при скреперном отвалообразовании по условию экономически допустимой предельной дальности транспортирования может достигать порядка 700–750 м.

Гидравлическое отвалообразование при железнодорожном транспорте (рис. 2.40) применяется для складирования мягких и легкоразмываемых песчаных и связных пород. Способы гидравлического отвалообразования следующие: размыв породы водой с помощью насадок на трубопроводе, располагаемом на приемном откосе; размыв породы на приемном откосе с помощью гидромониторов; нагнетание воды в породу под давлением 300–500 кПа через специальные трубы и последующее сползание водонасыщенной породы под откос отвала.

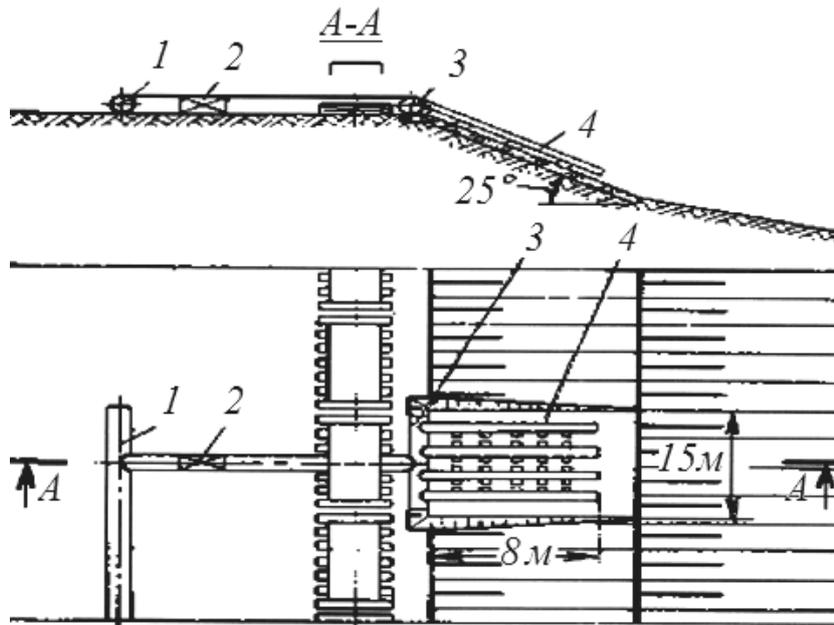


Рис. 2.40. Схема гидравлического отвалообразования при железнодорожном транспорте:
 1 – водовод; 2 – задвижка; 3 – разводящая труба;
 4 – патрубки с насадками

При гидравлическом отвалообразовании откос, по которому происходит движение водонасыщенной породы, постепенно выполаживается, перемещение породы прекращается. Тогда производится отсыпка породы без смыва до тех пор, пока можно переносить железнодорожный путь и технические средства гидромеханизации в новое положение. После этого цикл гидроотвалообразования повторяется.

В зависимости от применяемого способа гидроотвалообразования расход воды может изменяться от 1 до 2 м³ на 1 м³ породы. Смыв водой из аккумулирующей емкости позволяет укладывать в отвал раздробленные породы крупностью кусков до 100–200 мм в смеси с песком и глиной.

Использование гидроотвалообразования в определенных природных и климатических условиях по сравнению с экскаваторным отвалообразованием позволяет сократить объем путепереукладочных работ, резко поднять производительность труда отвальных рабочих, в 2–4 раза снизить капитальные расходы и эксплуатационные затраты.

2.4.4. Отвалообразование при автомобильном транспорте

Отвальные работы при автомобильном транспорте, заключающиеся в перемещении породы под откос или планировке ее на площадке, выполняются бульдозерами. Бульдозерное отвалообразование при небольших капитальных и эксплуатационных расходах характеризуется простой организацией работ, малым сроком строительства отвалов, высокой производительностью труда отвальных рабочих и сравнительно низкой себестоимостью складирования 1 м^3 вскрыши.

Отсыпка отвалов на равнинной местности начинается с подведения к месту складирования пород автодороги и последующего создания разгрузочной площадки высотой 2–5 м и шириной 70–100 м. Наращивание отвала до проектной высоты может осуществляться либо путем послойного складирования породы на первоначальной разгрузочной площадке способом площадного отвалообразования, либо способом периферийного отвалообразования путем отсыпки породы под откос разгрузочной площадки и развития отвального фронта с постепенным увеличением высоты отвала. Перемещение породы под откос характерно для периферийного способа бульдозерного отвалообразования (рис. 2.41, а). При разгрузке и планировке породы по всей площади отвала используется площадной способ отвалообразования (рис. 2.41, б).

На косогорах и в условиях гористой местности отвалообразование начинается с создания площадки для разворота автосамосвалов в полутраншее, полувыемке или на насыпи. Высота отвальных уступов при складировании на косогорах взорванных скальных пород достигает 100–150 м и более.

На отвальных работах используются бульдозеры с неповоротным и поворотным лемехом. Бульдозеры с поворотным лемехом позволяют увеличить производительность бульдозеров на 10–15 % за счет сокращения числа холостых перегонов и маневровых операций. Конструкция лемеха бульдозера влияет и на объем призмы волочения. Для увеличения объема призмы волочения применяют уширители лемеха и лемехи ящичного типа. Выбор типа бульдозера производится с учетом грузоподъемности и числа автосамосвалов, обслуживающих данный отвальный участок. Необходимо также учитывать изменение производительности бульдозеров в зависимости от уклона и расстояния перемещения породы.

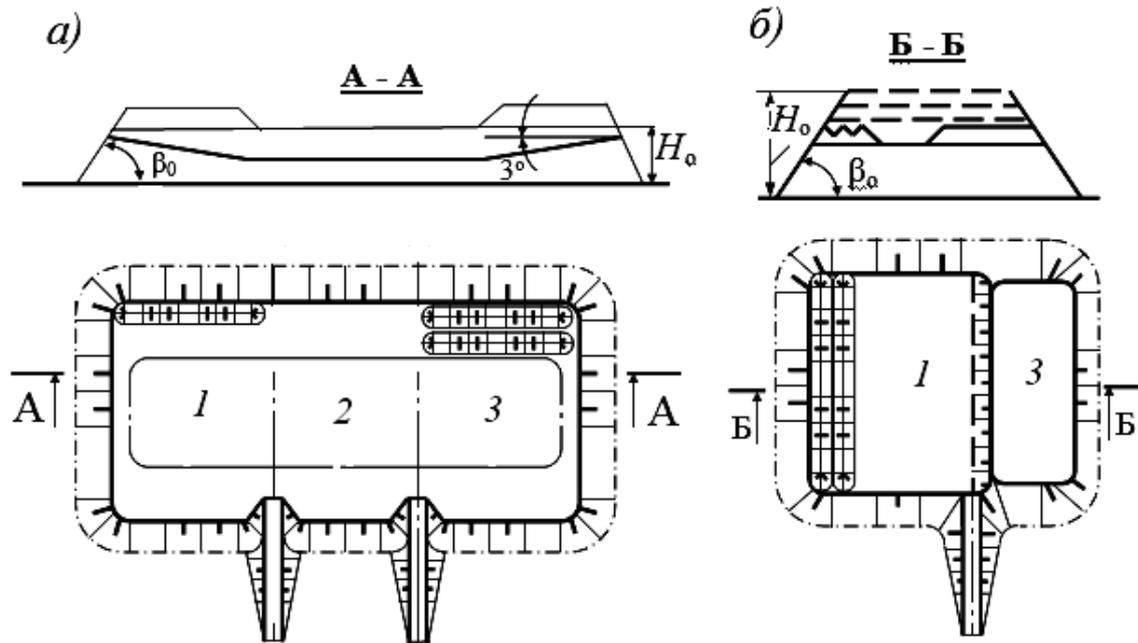


Рис. 2.41. Схемы периферийного (а) и площадного (б) отвалообразования:
 1 – предохранительный породный вал; 2 – бульдозер;
 3 – планировочный участок

При большом фронте отвальных работ, при неустойчивом основании отвала и просадках пород, а также при использовании различных типов автосамосвалов для упрощения организации отвалообразования отвальный фронт разделяют на несколько (обычно на три) отдельных участка. На каждом из этих участков попеременно производятся отсыпка породы автосамосвалами и планировочные работы, а один находится в резерве (рис. 2.42).

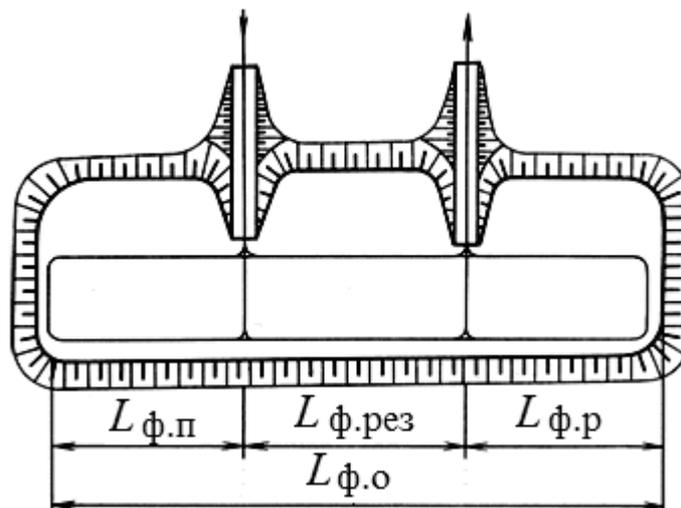


Рис. 2.42. Схема бульдозерного отвала:
 $L_{ф.о}$, $L_{ф.р}$, $L_{ф.п}$, $L_{ф.рез}$ – соответственно длина фронта отвала; разгрузки;
 планировки; резервного

Ширина каждого участка 60–100 м. Площадь отвала S_o , длина фронта разгрузки $L_{ф.р}$, число отвальных участков $N_{o.р}$, одновременно находящихся под разгрузкой, длина отвального фронта $L_{ф.о}$, число бульдозеров N_b определяются по приведенным ниже формулам:

$$S_o = V_b K_p / H_o K_o, \text{ м},$$

где V_b – объем вскрыши, подлежащий размещению в отвале, м^3 ; K_p – остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале, $K_p = (1,1 \div 1,2)$; H_o – высота отвала, м; K_o – коэффициент, учитывающий использование площади отвала.

$$L_{ф.р} = N_a l_{п}, \text{ м},$$

где $l_{п}$ – ширина полосы по фронту, занимаемая автосамосвалом, $l_{п} = 18\text{--}20$ м; N_a – число одновременно разгружающихся самосвалов:

$$N_a = N_{ч} t_{р.м} / 60,$$

где $N_{ч}$ – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа; $t_{р.м}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, мин:

$$N_{ч} = \Pi_{к.ч} K_{нер} / V_a,$$

где $\Pi_{к.ч}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3 ; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера, $K_{нер} = (1,25 \div 1,5)$; V_a – объем вскрыши, провозимый автосамосвалом за 1 час, м^3 .

$$N_{o.р} = L_{ф.р} / (60\text{--}80).$$

$$L_{ф.о} = (60\text{--}80) N_y,$$

где N_y – общее число участков:

$$N_y = N_{o.р} + N_{o.п} + N_o,$$

где $N_{o.р}$, $N_{o.п}$ – число отвальных участков, находящихся одновременно в работе и планировке соответственно; N_o – число резервных участков, $N_o = (0,5 \div 1,0) N_{o.р}$.

$$N_{\text{б}} = N_{\text{б.р}} K_{\text{ин}},$$

где $N_{\text{б.р}}$ – число рабочих бульдозеров; $K_{\text{ин}}$ – коэффициент инвентарного парка бульдозеров, $K_{\text{ин}} = (1,3 \div 1,4)$.

$$N_{\text{б.р}} = V_{\text{б}} / \Pi_{\text{б}},$$

где $\Pi_{\text{б}}$ – сменная производительность бульдозера, м^3 ; $V_{\text{б}}$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3 :

$$V_{\text{б}} = \Pi_{\text{к.ч}} T_{\text{см}} K_3,$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; K_3 – коэффициент заваленности отвала породой, $K_3 = (0,5 \div 0,7)$.

В случае если площадь отвального отвода и высота отвального уступа по условиям устойчивости ограничены, а также при необходимости сокращения расстояния транспортирования применяются многоярусные отвалы.

2.4.5. Землесберегающее отвалообразование с использованием карьерной выемки смежного участка

К существующим способам размещения вскрыши в отвалах относятся: внешние – за пределами горного отвода и внутренние – в выработанном пространстве карьерного поля (отработанных смежных участков).

Как известно, при разработке залежи с углами падения $15\text{--}45^\circ$ вскрышные породы полностью вывозятся за границу угольного разреза, а при углах залегания 14° и менее часть породы или весь объем укладывается в выработанное пространство карьера.

Для снижения землеемкости открытой угледобычи предлагаются следующие способы складирования вскрышных пород в карьерной выемке (табл. 2.8, схема 3):

- 1) с применением драглайна и автомобильного транспорта;
- 2) с применением бульдозера и автомобильного транспорта.

В качестве показателя оценки размещения вскрышных пород приняты коэффициенты, учитывающие использование вскрышных пород в карьерной выемке ($K_{\text{кв}}$) и во внешнем отвале ($K_{\text{вн}}$), которые потребуются для определения средней землеемкости извлечения угля (см. табл. 2.8).

Таблица 2.8

Землесберегающие схемы размещения вскрышных пород при открытой разработке угольных месторождений

№	Наименование	Аналитическое описание
1	<p align="center">Базовый вариант с постоянным внешним отвалом</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} + S_{\text{вн}}$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вн}}}{V_{\text{в}}}$
2	<p align="center">С отсыпкой временного внешнего отвала</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} \pm S_{\text{вп}}$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вп}}}{V_{\text{в}}}$
3	<p align="center">С размещением отвалов в выработанном пространстве (в карьерной выемке смежного участка)</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} + S_{\text{кв}}$ $K_{\text{кв}} = \frac{V_{\text{кв}}}{V_{\text{в}}}; (V_{\text{кв}} \leq V_{\text{в}})$ $K_{\text{кв}} = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{кв}}}; (V_{\text{кв}} > V_{\text{в}})$
4	<p align="center">С отсыпкой временного внешнего отвала и оставлением части пород во внешнем отвале</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} + S_{\text{вн}} \pm S_{\text{вп}}$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вн}} \pm V_{\text{вп}}}{V_{\text{в}}}$
5	<p align="center">С перевозкой части вскрышных пород в выработанное пространство смежного участка и части породы в постоянный внешний отвал</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} + S_{\text{вн}} + S_{\text{кв}}$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вн}} + V_{\text{кв}}}{V_{\text{в}}}; (V_{\text{кв}} \leq V_{\text{в}})$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вн}} + V_{\text{в}}}{V_{\text{кв}}}; (V_{\text{кв}} > V_{\text{в}})$
6	<p align="center">С отсыпкой части вскрышных пород во временный внешний отвал и перевозка другой части в выработанное пространство смежного участка</p> <p>Отвал плодородных пород →  Отвал коренных пород</p>	$S_{\text{нз}} = S_{\text{го}} \pm S_{\text{вп}} + S_{\text{кв}}$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вп}} + V_{\text{кв}}}{V_{\text{в}}}; (V_{\text{кв}} \leq V_{\text{в}})$ $K_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{вп}} + V_{\text{в}}}{V_{\text{кв}}}; (V_{\text{кв}} > V_{\text{в}})$

Примечание. $L_{\text{тр}}$ – расстояние от карьерного поля до внешнего отвала и карьерной выемки смежного участка, км; $S_{\text{нз}}$ – площадь нарушенных земель, м²; $S_{\text{го}}$ – площадь горного отвода, м²; $S_{\text{вп}}$ – площадь временного внешнего отвала, м²; $S_{\text{вн}}$ – площадь внешнего отвала, м²; $S_{\text{кв}}$ – площадь карьерной выемки в плане, м².

Коэффициент, учитывающий размещение вскрышных пород в карьерной выемке смежного участка:

$$K_{\text{вн}} = 1 - (V_{\text{вн}} / V_{\text{в}}).$$

Коэффициент, учитывающий размещение вскрышных пород во внешнем отвале:

$$K_{\text{кв}} = 1 - (V_{\text{кв}} / V_{\text{в}}),$$

где $V_{\text{кв}}$, $V_{\text{вн}}$ – объем вскрышных пород, размещаемый соответственно в карьерной выемке смежного участка и во внешнем отвале, м^3 ; $V_{\text{в}}$ – объем вскрышных пород складированный в отвале за весь срок эксплуатации угольного разреза (участка), м^3 .

Тогда с учетом выражения ($K_{\text{кв}}$) объем вскрышных пород карьерной выемки смежного участка определяется выражением:

$$V_{\text{кв}} = K_{\text{кв}} V_{\text{в}} = [1 - (V_{\text{вн}} / V_{\text{в}})] V_{\text{в}}, \text{м}^3.$$

Площадь карьерной выемки в плане с учетом коэффициента, учитывающего форму карьерного поля ($K_{\text{ф}}$), определяется по выражению

$$S_{\text{кв}} = K_{\text{ф}} [(L_d + 2H_{\text{кв}} \text{ctg}\gamma_{\text{т}}) \cdot (B_d + H_{\text{к}} (\text{ctg}\gamma_1 + \text{ctg}\gamma_2))], \text{м}^2,$$

где $K_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий форму карьерной выемки в плане, $K_{\text{ф}} = (0,8 \div 0,9)$ [56]; $H_{\text{кв}}$ – глубина карьерной выемки, м; L_d , B_d – соответственно длина и ширина карьерной выемки по дну, м; γ_1 , γ_2 – углы наклона бортов карьерной выемки, град.

Продольное отвалообразование одной заходкой. Вскрышные породы складировываются в карьерную выемку смежного участка экскаватором драглайном одной продольной заходкой на полную ее глубину (до 30 м). Первоначально бульдозер создает скользящий съезд и пионерную насыпь для установки на ней экскаватора драглайна (рис. 2.43). Драглайн создает приемную яму (глубиной до 5 м) для разгрузки вскрышной породы автосамосвалами. Основным условием эффективной работы драглайна является то, что он должен находиться на устойчивом основании.

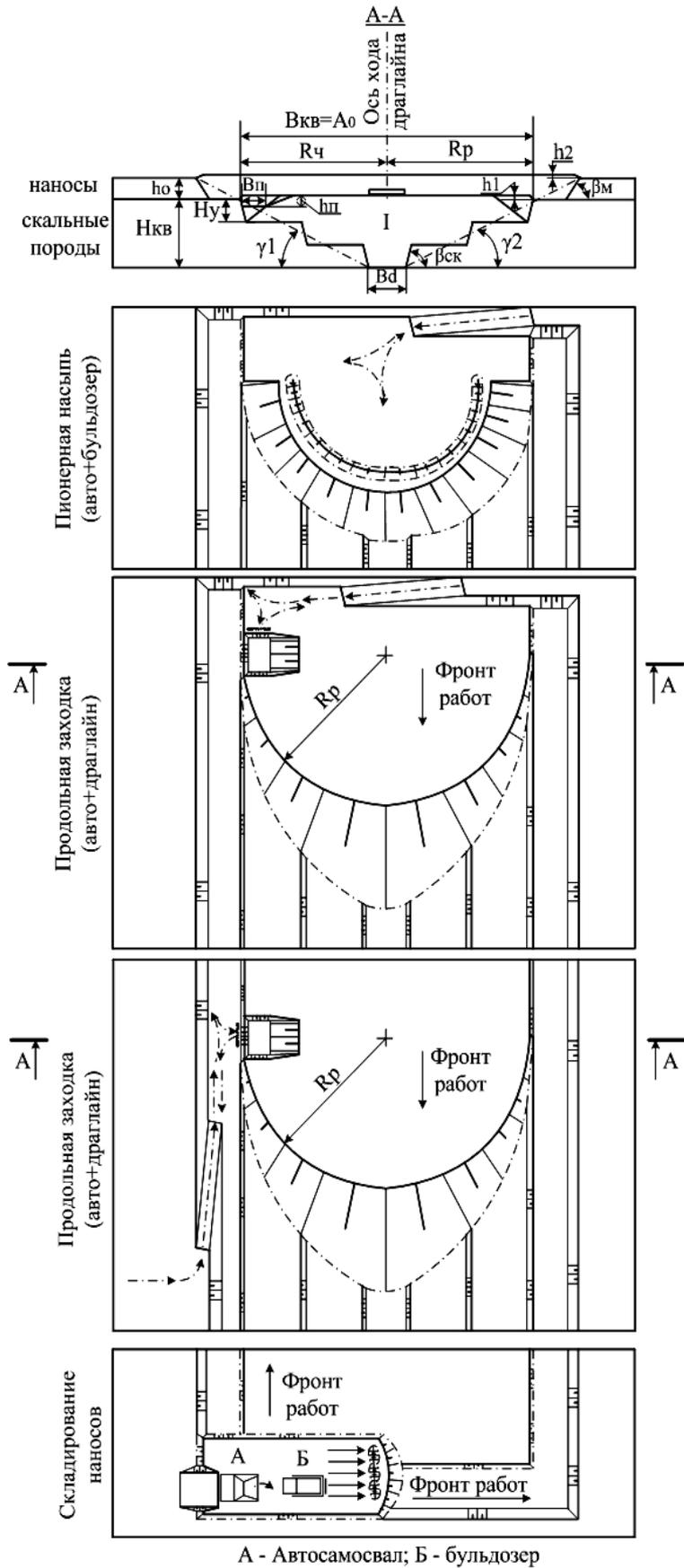


Рис. 2.43. Технологическая схема отвалообразования вскрышных пород драглайном в карьерной выемке смежного участка одной продольной заходкой

В целях безопасности, чтобы исключить возможность падения автосамосвала с отвала при непосредственной разгрузке под откос, у верхней бровки отвала отсыпают породный вал, высотой $h_{\text{ПВ}}$ не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, разгружающегося на отвале.

Драглайн черпает вскрышную породу из приемной ямы и складировует ее на радиус разгрузки одной продольной отвальной заходкой ($B_{\text{КВ}} = A_0$) на полную глубину карьерной выемки.

Перемещение драглайна осуществляется вдоль фронта отвальных работ до торца карьерной выемки.

Вскрышные породы укладываются в карьерную выемку с учетом осадки слоя пород (h_1, h_2) на величину 1,5–3,0 м. После завершения засыпки карьерной выемки складировуются мягкие породы мощностью h_0 .

2.4.6. Отвалообразование при конвейерном транспорте

При конвейерном транспорте основной отвалообразующей машиной является консольный отвалообразователь. Возможно внешнее и внутреннее отвалообразование. Отсыпка пород осуществляется либо в один, либо в несколько отвальных уступов (ярусов). Каждый ярус может отсыпаться на всю высоту или по двухподступной схеме (рис. 2.44).

Складирование породы в ярус по одноуступной схеме может производиться при расположении отвалообразователя на кровле (нижняя отсыпка) или почве (верхняя отсыпка) отвала.

Число ярусов отвала и способы отсыпки ярусов выбираются, исходя из общей высоты и площади отвала, физико-технических свойств отсыпаемых в отвал пород, рельефа дневной поверхности, несущей способности пород основания, параметров отвалообразователя.

Главным параметром яруса при верхней отсыпке является его максимальная высота. При нижней отсыпке положение отвальной консоли горизонтальное. Высота отсыпаемого яруса определяется расстоянием от отвальной консоли до основания отсыпаемого яруса и условиями устойчивости отсыпаемых пород.

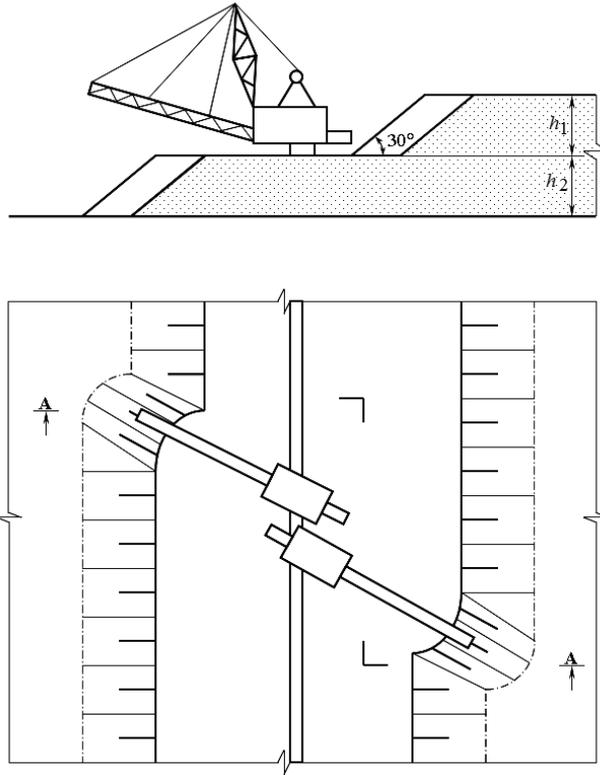


Рис. 2.44. Схема отсыпки отвала консольным отвалообразователем

По двухподступной схеме сначала отсыпается заходка по нижнему подступу, затем передвигается отвальный конвейер на ширину заходки, после чего отсыпается заходка верхнего подступа.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном учебном пособии освещены все технологические процессы и методы расчета их параметров при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом с использованием современных технических средств – от подготовки горных пород к выемке до отвалообразования.

Структура учебного пособия включает не только порядок расчета параметров соответствующих технологических процессов, но и элементы теории открытых горных работ, а также информационную базу данных основного горнотранспортного и вспомогательного оборудования технологических процессов.

При открытой разработке угольных месторождений использованы технологические решения, обеспечивающие повышение качества продукции горных предприятий, оценки запасов полезных ископаемых и их потерь, с учетом физико-технических свойств горных пород.

Развитие дисциплины предусматривается в направлении совершенствования методов технологии разработки месторождений, которые остались за пределами данного учебного пособия. Подробное изложение данной проблемы запланировано авторами в следующем учебном издании, которое будет посвящено вопросам технологии разработки месторождений полезных ископаемых.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов, Ю. И. Справочник по открытым горным работам / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов, М. М. Щадов. – Москва : НТЦ «Горное дело», 2010. – 726 с.

2. Репин, Н. Я. Процессы открытых горных работ. Ч. 1. Подготовка горных пород к выемке : учеб. пособие. – Москва : Мир горной книги, 2009. – 190 с.

3. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы : учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы» / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – Москва : Горная книга, 2010. – 267 с.

4. Воронков, В. Ф. Процессы открытых горных работ. Практикум : учеб. пособие / В. Ф. Воронков, С. И. Протасов ; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2010. – 123 с.

5. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – Москва : ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 144 с.

6. 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.

7. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утв. приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Сер. 13. Вып. 14. – Москва : ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.

8. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации / сост. А. И. Субботин [и др.] ; Федеральный горн. и пром. надзор России (Госгортехнадзор). – Москва : Научно-технический центр по безопасности в промышленности Гостехнадзора России, 2002. – 76 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. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (утв. приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605, зарегистрированы в Минюсте России 01.04.2014 № 31796). Сер. 13. Вып. 14. – Москва : ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 232 с.

11. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ (ПБ 13-564-03). – Сер. 13. Вып. 6. – Москва : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2003. – 24 с.

12. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / сост. Е. В. Бакланов, С. П. Бахаева, В. В. Билибин [и др.] ; М-во топлива и энергетики Российской Федерации ; Новац. фирма «Кузбасс-НИИОГР» ; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1999. – 28 с.

13. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.

14. Корякин, А. И. Формирование качества угля при открытой угледобыче / А. И. Корякин, С. М. Федотенко, С. И. Протасов. – Кемерово : Филиал изд-ва Томск. ун-та при Кемеровском ун-те. – 1991. – 156 с.

15. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виноцкий, Н. Н. Мельников [и др.]. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.

16. Официальный сайт © 2017 LiuGong Dressta Machinery. Liu-gong Dressta Machinery sp. z o.o. Kwiatkowskiego 1 Street 37-450 Stalowa Wola. http://www.dressta.com/ru_RU/machines (Дата обращения : 26.11.2017).

17. Шаровар, И. И. Геотехнологические способы разработки пластовых месторождений : учеб. пособие. – Москва : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2007. – 244 с.

Мартьянов Виктор Леонидович
Курехин Евгений Владимирович

ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧИ
ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 29.04.2019. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman»
Уч.-изд. л. 8,00
Тираж 100 экз. Заказ.....

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