

ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Ю.И. АНИСТРАТОВ

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ
ПРОЦЕССЫ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ
РАБОТ**

**Рекомендовано
Государственным комитетом Российской Федерации
по высшему образованию
в качестве учебника для студентов
высших учебных заведений,
обучающихся по направлению «горное дело»
специальности «открытые горные работы»**

**3-е издание,
переработанное и дополненное**

2007

УДК 622.271.06:622.349.3:622.349.5
ББК 33.27
А-67

Ю.И. Анистратов
А-67 **Технологические процессы открытых горных работ.** – М.: ООО
«НТЦ «Горное дело», 2007 – 448 с., илл.
ISBN 5-247-03477-5

Рецензенты:
Кафедра «Разработки месторождений открытым способом»
Санкт-Петербургского государственного горного института.
Д-р техн. наук профессор С.А. Ильин.

Даны общие сведения о полезных ископаемых и их использовании, способах извлечения полезных компонентов из руд и комплексном их использовании, типах и природных условиях месторождений, свойствах горных пород. Рассмотрены все производственные процессы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение карьерных грузов, отвалообразование пород и складирование некондиционных полезных ископаемых, методы экологической оценки технологии и механизации технологических процессов, восстановление и рекультивация нарушенных горными работами земель. Приведены инженерные расчёты параметров производственных процессов с учетом свойств горных пород и природных условий месторождений. Изложены основы энергетического метода формирования технологии и комплексной механизации по технологическим потокам на карьере. Описаны системы текущего контроля и управления технологическими процессами.

В конце каждой главы приводятся контрольные вопросы и темы для самостоятельных исследований, практических и лабораторных работ. По каждому разделу приведены примеры инженерных расчётов и образец курсовой работы в конкретных природных условиях месторождения.

Учебник предназначен для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы».

ББК 33.22

ISBN 5-247-03477-5

© Ю.И. Анистратов 2007
© ООО «НТЦ «Горное дело», 2007

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	7
Условные обозначения	8
Введение	9
Глава 1. Общие сведения о месторождениях полезных ископаемых и технологии их разработки	15
1.1. Терминология и краткая характеристика месторождений полезных ископаемых	15
1.2. Краткие сведения об использовании полезных ископаемых, главнейших минералах и способах извлечения полезных компонентов из руд	22
1.3. Комплексное использование сырья при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.....	46
1.4. Природные условия месторождений	47
1.5. Основные свойства полезных ископаемых и горных пород	52
1.6. Терминология и общие сведения об открытых горных работах	72
1.7. Понятия о технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.....	77
1.8. Производственные процессы, механизация горных работ и технологические потоки на карьерах	80
Глава 2. Подготовка горных пород к выемке	84
2.1. Общие сведения.....	84
2.2. Подготовка к выемке массива мягких горных пород	85
2.3. Характеристика разрыхленной скальной горной массы	87
2.4. Требования к качеству подготовки крепких горных пород к выемке экскаваторами и погрузчиками	92
2.5. Механическое разрушение массива горных пород	94
2.6. Методы взрывного разрушения массива на карьерах	103
2.7. Современное представление о физическом процессе разрушения массива горных пород взрывом и основы теории расчета параметров буровзрывных работ	115
2.8. Методы управления взрывным разрушением массива скважинными зарядами	123
2.9. Способы и средства взрывания зарядов взрывчатых веществ	142

2.10. Вторичное дробление негабаритных кусков горной массы.....	154
2.11. Организация взрывных работ на карьере.....	156
2.12. Технология и механизация бурения скважин	166
2.13. Подготовка горных пород к выемке бурозарядными комбайнами.....	173
2.14. Расчет производительности бурового станка и организация буровых работ	176
2.15. Подготовка к выемке блочного камня	178
2.16. Расчет затрат на подготовку горных пород к выемке	184
Глава 3. Выемочно-погрузочные работы	187
3.1. Общие сведения.....	187
3.2. Разработка горных пород роторными экскаваторами	188
3.3. Разработка горных пород многоковшовыми цепными экскаваторами	195
3.4. Разработка горных пород драгами	200
3.5. Разработка горных пород земснарядами	202
3.6. Производительность экскаваторов непрерывного действия	202
3.7. Разработка горных пород гидромониторами	207
3.8. Разработка горных пород драглайнами	209
3.9. Разработка горных пород башенными экскаваторами	215
3.10. Разработка горных пород механическими лопатами	217
3.11. Производительность одноковшовых экскаваторов	226
3.12. Разработка горных пород скреперами	231
3.13. Разработка горных пород бульдозерами	235
3.14. Разработка горных пород ковшовыми погрузчиками	242
3.15. Разработка горных пород комбайнами.....	244
3.16. Планирование, организация и расчет затрат на выемочно-погрузочные работы	253
Глава 4. Транспортирование карьерных грузов	256
4.1. Перевозка карьерных грузов транспортом непрерывного действия	256
4.2. Конвейерный транспорт	257
4.3. Крутонаклонные конвейеры и перегружатели.....	261
4.4. Технологические схемы конвейерного транспорта	265
4.5. Производительность конвейерного транспорта	266
4.6. Трубопроводный (гидравлический) транспорт	267
4.7. Производительность гидротранспорта	270
4.8. Транспортирование горной массы по канатным подвесным дорогам	272
4.9. Пневмоконтейнерные и конвейерные поезда	274
4.10. Перевозка карьерных грузов транспортом циклического действия	275

4.11. Перевозка горной массы железнодорожным транспортом.....	275
4.12. Железнодорожный путь в карьере	279
4.13. Подвижной состав	284
4.14. Технология работы железнодорожного транспорта.....	288
4.15. Производительность железнодорожного транспорта	290
4.16. Пропускная способность карьерных путей, сигнализация и блокировка	294
4.17. Автомобильный транспорт	296
4.18. Автомобильные дороги в карьере	297
4.19. Подвижной состав карьерного автотранспорта	304
4.20. Технология работы автомобильного транспорта на карьере	307
4.21. Расчет параметров и производительности автомобильного транспорта	310
4.22. Транспортирование горной массы из карьера подъемниками	314
4.23. Гравитационная доставка горной массы на карьерах	316
4.24. Доставка горной массы из карьера грузоподъемными устройствами	320
4.25. Комбинированный транспорт на карьерах	321
4.26. Планирование, организация и расчет затрат на транспорт горной массы на карьере.....	325
Глава 5. Отвалообразование пустых пород и складирование некондиционного полезного ископаемого	327
5.1. Отвалообразование мягких горных пород	327
5.2. Отвалообразование транспортно-отвальными мостами	328
5.3. Отвалообразование консольными отвалообразователями и абзетцерами	330
5.4. Отвалообразование горных пород средствами гидромеханизации	333
5.5. Отвалообразование крепких горных пород одноковшовыми экскаваторами	335
5.6. Плужное отвалообразование.....	340
5.7. Бульдозерное отвалообразование	342
5.8. Складирование некондиционных руд основного и попутного полезного ископаемого	344
5.9. Планирование, организация и расчет затрат на отвалообразование и складирование горных пород и полезных ископаемых	351
Глава 6. Процессы дробления и грохочения горной массы на карьерах стройматериалов	352

Глава 7. Восстановление и рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами	357
7.1. Общие сведения.....	357
7.2. Методы восстановления поверхности после открытой разработки месторождений полезных ископаемых	359
7.3. Технология рекультивации внешних отвалов и технологической поверхности	360
7.4. Расчет затрат на восстановление и рекультивацию нарушенных горными работами земель	363
Глава 8. Комплексная механизация на карьере	364
8.1. Общие сведения.....	364
8.2. Комплексная механизация технологических потоков	365
8.3. Энергетический метод расчета комплексной механизации технологических потоков	369
Глава 9. Экологическая оценка технологии и комплексной механизации производственных процессов на карьере	381
9.1. Общие сведения.....	381
9.2. Факторы влияния технологических процессов открытых горных работ на природную среду.....	382
9.3. Оценка влияния технологических процессов на окружающую среду ..	383
9.4. Средства контроля и управления экологическим состоянием района открытых горных работ	385
Глава 10. Методы технико-экономической оценки эффективности технологических процессов открытых горных работ	388
10.1. Общие сведения.....	388
10.2. Производственные операции технологических процессов.....	389
10.3. Технико-экономические показатели производственных процессов	391
Глава 11. Примеры расчета технологических параметров производственных процессов и задания для самостоятельной работы	392
Глава 12. Пример курсовой работы по технологическим процессам открытых горных работ	429
Список литературы	446

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебник предназначен для студентов, овладевающих знаниями горного инженера по разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, обладающих знаниями по геологии и разведке месторождений полезных ископаемых, физике горных пород, геодезии, маркшейдерскому делу, горным и транспортным машинам, электрификации и автоматизации горных работ, обогащению, технике безопасности, охране окружающей среды и экономике. Он соответствует программе дисциплины «Технологические процессы открытых горных работ».

Образование специалиста в высшей школе – горного инженера по технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых – формируется в результате изучения трех дисциплин: «Технологические процессы открытых горных работ», «Технология открытых горных работ» и «Проектирование карьеров». Данный учебник – первый из трех, методически связанных учебников по этим дисциплинам. В нем, помимо теоретических материалов, предусматривается самостоятельная работа студентов, включая выполнение курсовых проектов или специальных заданий по каждому разделу изучаемой дисциплины и проведение начальных научных исследований в рамках учебного процесса. Для самостоятельной и научной работы студентов в каждом разделе сформулированы темы, приведены необходимые справочные материалы для выполнения расчетов, даны контрольные вопросы для проверки усвоения материала.

В учебнике отражены достижения отечественной и мировой практики открытых горных работ, исследования научных учреждений и труды отечественных и зарубежных ученых.

При написании учебника использована специальная и справочная литература по геологии месторождений полезных ископаемых, технологии разработки и горной терминологии.

Во всех формулах приняты единые условные обозначения, основные из них приведены ниже.

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

L, l – длина, м;	v – скорость, км/ч;
a – расстояние, м;	g – ускорение свободного падения, м/с ² ;
c – безопасное расстояние, м;	A – работа, Дж;
B, b – ширина, расстояние, м;	Q – производительность, м ³ /ч;
H, h – высота, м;	N – мощность, Вт;
M, m – мощность (пласта), м;	E, e – энергия, энергопоглощение, Дж;
I, i – глубина, м;	k – коэффициент;
R, r – радиус, м;	λ – константа;
D, d – диаметр, м;	f – коэффициент крепости породы;
S, s – площадь, м ² ;	η – коэффициент полезного действия;
V – объем, емкость, м ³ ;	μ – коэффициент Пуассона;
E – вместимость, м ³ ;	α, β, δ – угол наклона, градус;
T, t – продолжительность, время, период, сут, ч, с;	φ, ψ – угол поворота, градус;
n – число;	P – производительность карьера, т/год;
ν – частота, с ⁻¹ ;	C – себестоимость, руб/т, руб/м ³ ;
P – вес, Н;	Π – цена, руб;
γ – удельный вес, Н/м ³ ;	Y – годовое углубление, м/год;
Δ, ρ – плотность, кг/м ³ ;	$W_{\text{л.н.с.}}$ – линия наименьшего сопротивления, м;
q – удельный расход, кг/м ³ ;	W – линия сопротивления по подошве, м;
t° – температура, градус;	Z, z – подвигание, зазор, м.
F – сила, Н;	
ω – сопротивление движению, Н;	
$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности при сжатии, Па;	
$\sigma_{\text{р}}$ – предел прочности при растяжении, Па;	
G – модуль сдвига, Па;	

ВВЕДЕНИЕ

Основой экономического развития страны является обеспеченность минерально-сырьевыми ресурсами. Она удовлетворяется добычей полезных ископаемых. Около 70% природных ресурсов, используемых в различных отраслях экономики, приходится на минеральное сырье – уголь, руды черных, цветных, редких, редкоземельных, драгоценных и радиоактивных металлов, рассеянных элементов и алмазов. Многие из них, кроме потребительских качеств, имеют стратегическое значение. Их использование в промышленности связано с техническим прогрессом во всех отраслях экономики, развитием связи, электроники, космической техники. Развитие и рост потребления связаны с увеличением энергозатрат, которые в настоящее время удовлетворяются за счет расширения потребления нефти и газа, а в дальнейшем – угля и ядерной энергии.

Особую роль среди минерального сырья в настоящее время приобретают, а в будущем будут играть главную роль, редкие металлы. Еще недавно об уровне промышленно-экономического развития государства судили по объему производства чугуна и стали, теперь – по добыче и производству редких, редкоземельных металлов и рассеянных элементов (см. таблицу). Эти металлы обладают уникальными физическими и химическими свойствами, необходимыми для современных отраслей промышленности, сельского хозяйства, медицины.

При известной смене основных материалов, используемых человечеством в процессе своего развития, камень, бронза, железо заменяются легкими металлами и сплавами. Вместе с энергетической проблемой общая тенденция прогресса будет складываться в направлении увеличения использования алюминиевых и титановых сплавов, что уменьшает массу, особенно на основе бериллия и лития, например транспортных средств, в 2,5 раза. В настоящее время более половины добываемого алюминия используется в строительстве и в транспортном машиностроении. Его потребление увеличивается ежегодно на 10–12%. Исследования показывают, что основные недостатки алюминиевых сплавов (низкая прочность и технологичность по сравнению с железосодержащими сплавами) устраняются с использованием добавок редких металлов: лития, бериллия, ниобия, редкоземельных элементов, стронция,

Минералогическая классификация в периодической системе элементов

Периоды	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
1	H ¹ Водород 1,008							
2	Li ³ Литий 6,939	Be ⁴ Бериллий 9,0122	B ⁵ Бор 10,811	Ti ²² Титан 47,90	V ²³ Ванадий 50,942	Cr ²⁴ Хром 51,996	Mn ²⁵ Марганец 54,938	Fe ²⁶ Железо 55,847
3	Na ¹¹ Натрий 22,9898	Mg ¹² Магний 24,312	Al ¹³ Алюминий 26,9815	Zr ⁴⁰ Цирконий 91,22	Nb ⁴¹ Ниобий 92,906	Mo ⁴² Молибден 95,94	Tc ⁴³ Технеций (99)	Ru ⁴⁴ Рутений 101,07
4	K ¹⁹ Калий 39,102	Ca ²⁰ Кальций 40,08	Sc ²¹ Скандий 44,956	Y ³⁹ Иттрий 88,905	Hf ⁷² Гафний 178,49	W ⁷⁴ Вольфрам 183,85	Re ⁷⁵ Рений (186,2)	Os ⁷⁶ Осмий 190,2
5	Rb ³⁷ Рубидий 85,47	Sr ³⁸ Стронций 87,62	La ⁵⁷ Лантан 138,91	Ce ⁵⁸ Церий 140,12	Pr ⁵⁹ Празеодим 140,907	Nd ⁶⁰ Неодим 144,24	Pm ⁶¹ Прометий (145)	Sm ⁶² Самарий 150,35
6	Cs ⁵⁵ Цезий 132,905	Ba ⁵⁶ Барий 137,34	Ac ⁸⁹ Актиний (227)	Th ⁹⁰ Торий 232,038	Pa ⁹¹ Протактиний (231)	U ⁹² Уран 238,03	Np ⁹³ Нептуний (237)	Pu ⁹⁴ Плутоний (244)
7	Fr ⁸⁷ Франций (223)	Ra ⁸⁸ Радий (226)						Am ⁹⁵ Америций (243)

Сидерофильные

Литофильные

Радиоактивные

I	II	III	IV	V	VI	VII	0
Ni ²⁸ Никель 58,71	Zn ³⁰ Цинк 65,37	Ga ³¹ Галлий 69,72	C ⁶ Углерод 12,0111	N ⁷ Азот 14,007	O ⁸ Кислород 15,999	F ⁹ Фтор 18,998	Ne ² Гелий 4,002
Pd ⁴⁶ Палладий 106,4	Cd ⁴⁸ Кадмий 112,40	In ⁴⁹ Индий 114,82	Si ¹⁴ Кремний 28,086	P ¹⁵ Фосфор 30,9738	S ¹⁶ Сера 32,064	Cl ¹⁷ Хлор 35,453	Ne ¹⁰ Неон 20,183
Pt ⁷⁸ Платина 195,09	Hg ⁸⁰ Ртуть 200,59	Tl ⁸¹ Таллий 204,37	Ge ³² Германий 72,59	As ³³ Мышьяк 74,921	Se ³⁴ Селен 78,96	Br ³⁵ Бром 79,909	Ar ¹⁸ Аргон 39,948
							Kr ³⁶ Криптон 83,80
							Xe ⁵⁴ Ксенон 131,30
							Rn ⁸⁶ Радон (222)

Лантаноиды

Gd ⁶⁴ Гадолиний 157,25	Tb ⁶⁵ Тербий 158,924	Dy ⁶⁶ Диспрозий 162,50	Ho ⁶⁷ Гольмий 164,930	Er ⁶⁸ Эрбий 167,26	Tm ⁶⁹ Тулий 168,934	Yb ⁷⁰ Иттербий 173,04	Lu ⁷¹ Лютеций 174,97
---	---------------------------------------	---	--	-------------------------------------	--------------------------------------	--	---------------------------------------

Актиноиды

Ac ⁸⁹ Актиний (227)	Th ⁹⁰ Торий (232)	Pa ⁹¹ Протактиний (231)	U ⁹² Уран (238)	Np ⁹³ Нептуний (237)	Pu ⁹⁴ Плутоний (244)	Am ⁹⁵ Америций (243)	Cm ⁹⁶ Кюрий (247)	Bk ⁹⁷ Берклий (247)	Cf ⁹⁸ Калифорний (251)	Es ⁹⁹ Эйнштейний (254)	Fm ¹⁰⁰ Фермий (253)	Md ¹⁰¹ Менделевий (256)	No ¹⁰² Нобелий (254)	Lw ¹⁰³ Лоренсвий (257)	Kc ¹⁰⁴ Курчатовий (257)	Ni ¹⁰⁵ Нильсборий (259)
--------------------------------------	------------------------------------	--	----------------------------------	---------------------------------------	---------------------------------------	---------------------------------------	------------------------------------	--------------------------------------	---	---	--------------------------------------	--	---------------------------------------	---	--	--

Примечание. Отмеченные крестиком – редкие металлы и элементы.

циркония, рубидия, цезия и тантала. Поэтому расширение добычи цветных и редких металлов в настоящее время является актуальной задачей.

Добыча полезных ископаемых связана с большими затратами на разведку месторождений, разработку, переработку и извлечение полезных компонентов. Доля минерального сырья в себестоимости цветных металлов, редких и рассеянных элементов составляет 40–70%. Затраты на геологическую разведку полезных ископаемых составляют от 30 до 80% общих затрат на промышленное освоение месторождений, а в себестоимости металла – 1,5–5%. В связи с увеличением потребления минеральных ресурсов растут и цены на них.

Открытый способ добычи полезных ископаемых в историческом аспекте предшествовал всем существующим. Добыча медных и железных руд для изготовления орудий труда и оружия, золота и серебра – для украшений и денег, камня – для строительства зданий и защитных сооружений, песка и глины – для гончарных изделий осуществлялась с поверхности земли, т. е. открытым способом. Народы, занимавшие северо-восток и восток страны (курские, новгородские и ладожские земли), задолго до образования Русского государства добывали и обрабатывали медные и железные руды. О «ковалях» и железных изделиях упоминается в древнейших памятниках русской письменности: в договорной грамоте князя Игоря (1096 г.), в послании Даниила Заточника, в житии Феодосия Печерского. Использование металлов, минералов и камня широко известно в Киевской, Владимиро-Суздальской и Московской Руси. В середине XVI в. железо, выплавляемое на Руси, продавалось в Англию. Русские воины издавна пользовались металлическими мечами и копьями, шлемами, кольчугами и щитами. Для обработки полей применялись сохи со стальными наконечниками.

Архитектурные памятники русской старины в Новгороде, Пскове, Киеве, Чернигове, Владимире, Ростове, Суздале, Смоленске и во многих других городах сооружены из местных строительных камней. Первоклассные мастера-строители были и опытными специалистами – разведчиками и добытчиками нужного строительного камня – Петр Мигонек (XП в.), Авдей Галицкий (XIII в.), Алекса с Волыни (XII в.), Алексей Вологжанин (XIII в.), Ермолай Новгородский и Барма Псковский (XVI в.), Федор Конь (XVI в.) и др.

Минеральные краски, открываемые ныне на древних иконах и на уцелевших фресках XI–XII вв., добывались в Причерноморье и в Коломне (охры), в Копорье (празелень), Никитовке (киноварь). Добыча слюды для окон, начатая в Карелии с XV в. приобрела известность

на европейском рынке, где чистой разновидностью слюды получила название «мусковита» по имени московского купечества.

В 1584 г. в Москве образован государев Приказ каменных дел. В это время открываются и осваиваются железорудные месторождения (гора Высокая, Сухоложское и Алапаевское) на Урале. В 1675 г. образовано Уральское золото-серебряное товарищество предпринимателей Галкина, Захарова и Виниуса. В XVII в. открыты месторождения серебряно-свинцовых руд в Забайкалье, в результате чего в г. Нерчинске сформировался горнопромышленный центр. Таким образом, в России существовал довольно развитый горный промысел.

С преобразованиями петровского времени (начало XVIII в.) связано значительное расширение поисков и разработки месторождений полезных ископаемых. В 1700 г. учрежден Приказ рудоносных дел, а в 1718 г. он заменен новой высшей государственной организацией – Берг-коллегией. Одним из первых указов было учреждение Берг-привилегии, согласно которой всякий, кто пожелает, может заняться отысканием и разработкой горных богатств на землях в пределах России. Тем самым недра земли определялись как исключительная собственность государства, отдаваемая в пользование предпринимателям лишь на арендных началах.

В 1721 г. на Урале (в Кунгуре и Уктусе) открылись школы горных мастеров. В 1723 г. они переводятся в Екатеринбург и преобразуются в училища, готовившие специалистов-горняков и разведчиков для Урала, Алтая и Сибири. В 1773 г. в Петербурге открылось Высшее горное училище, преобразованное впоследствии в Горный институт.

С образованием Российской Академии наук (1724–1726 гг.) под руководством академиков П.С. Палласа и П.П. Лепехина проводятся экспедиции для исследований Урала, Сибири, Алтая, Крыма, Кавказа, прикаспийских пустынь. Эти исследования дали обширный материал о богатстве недр России. В печатных трудах Академии имеются интересные сведения о новых для того времени месторождениях и видах полезных ископаемых, например, И.К. Кириллова (1729 г.) об асбесте, В.Н. Татищева (1739 г.) о нефти, И.Г. Гамелина (1733 г.) о железных рудах на Ангаре, о каменных углях по р. Тунгуске, железорудных месторождениях Кондомы и Абакана.

Особенно велик вклад М.В. Ломоносова в развитие отечественной науки о полезных ископаемых, их поиске и разведке. Горному делу и разведке посвящены три его монографии: «Слово о рождении металлов от трясения Земли», «Первые основания металлургии и рудокопных дел», «О слоях земных». В этих работах содержится определенная система

геологических представлений, дано описание типов месторождений полезных ископаемых, способов их поисков, разведки и разработки.

В конце XVIII в. Россия занимала видное место в мире по добыче полезных ископаемых. В то время действовали 170 металлургических заводов, выплавивших в 1760 г. 70,5 т серебра, в 1767 г. – 81 тыс. т чугуна. В 1770 г. начата добыча каменного угля в Донецком бассейне; в это же время открыт Кузнецкий угольный бассейн, в Ухте и на Урале впервые добыта нефть. В начале XIX в. управление горным делом сосредоточивается во вновь созданном Горном департаменте. С 1825 г. в Санкт-Петербурге начал издаваться старейший в нашей стране Горный журнал, сыгравший важную роль в развитии разведки и разработки месторождений полезных ископаемых.

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом обеспечивала значительно лучшие технико-экономические показатели, чем подземным или комбинированным. С совершенствованием техники и технологии открытых горных работ действующие карьеры реконструируются, расширяются границы экономической эффективности открытых горных разработок. С ростом параметров карьеров усложняется технология разработки, затрудняются проветривание рабочей зоны, отстройка бортов карьеров, осушение и т. д. Вместе с этим открытая разработка месторождений полезных ископаемых сопряжена с нарушением земель, изменением микроклимата и водного баланса. Исключение негативных последствий или их минимизация требует от горного инженера-технолога глубоких знаний не только по технологии открытых горных работ, но и в областях, затрагивающих природу.

Целью изучения специальных дисциплин по открытой разработке месторождений («Технологические процессы открытых горных работ», «Технология открытых горных работ» и «Проектирование карьеров») является овладение знаниями и умением высокоэффективного производства добычи полезных ископаемых с применением ресурсосберегающих технологий при использовании современных средств механизации и автоматизации горных работ, компьютерных оптимизационных систем планирования и управления горными работами с учетом природных условий месторождения и обеспечения безопасных и комфортных условий труда при достижении экологического равновесия с окружающей средой и комплексного использования подвергающихся разработке пород, руд и подземных рудничных вод.

Глава 1

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОЛОГИИ ИХ РАЗРАБОТКИ

1.1. ТЕРМИНОЛОГИЯ И КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В горно-геологическом лексиконе используется большое количество терминов, основные из них в определенной последовательности представлены на рис 1.1.

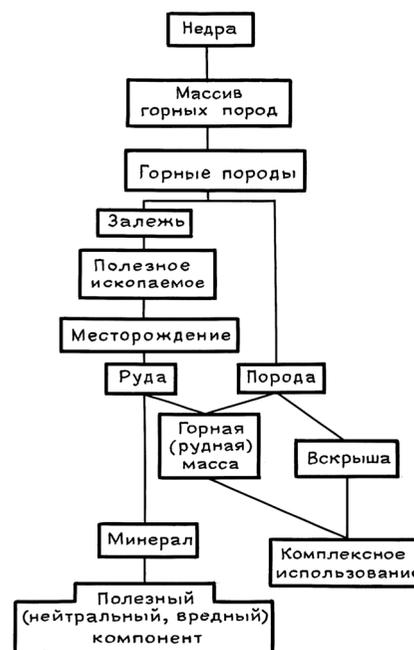


Рис. 1.1. Иерархия основной горно-геологической терминологии

Недра – глубины земли, простирающиеся от ее поверхности до центра и включающие земную кору, мантию и ядро. В более узком смысле под недрами понимают верхнюю часть земной коры, в пределах которой при современном уровне развития техники и технологии возможна добыча полезных ископаемых.

Массив горных пород – часть земной коры, однородной по каким-либо признакам.

Горные породы – это естественные минеральные агрегаты более или менее постоянного состава и строения, слагающие земную кору и залегающие в ней в виде самостоятельных тел, объект воздействия чего-либо при разработке месторождений полезных ископаемых.

Залежь — скопление полезного ископаемого в земной коре, отчетливо ограниченное от окружающих пород.

Полезное ископаемое — природные минеральные вещества, которые могут с достаточным экономическим эффектом использоваться человеком.

Месторождение — природное скопление полезного ископаемого, разработка которого экономически эффективна современными средствами.

Руда — природное минеральное образование, содержащее полезный компонент в таких соединениях и концентрациях, при которых его комплексное использование технически возможно и экономически целесообразно.

Порода — минеральное образование, не являющееся объектом извлечения полезных компонентов при разработке месторождений. Иногда употребляется как сокращенный термин «горная порода».

Горная масса (рудная масса) — полезное ископаемое и порода, получаемая в результате разработки месторождения как в смешанном виде, так и раздельно.

Вскрыша (вскрышные породы) — горные породы, покрывающие и вмещающие полезное ископаемое и подлежащие выемке и перемещению в процессе ведения открытых горных работ.

Минерал — природное химическое соединение или самородный элемент, образовавшийся в результате разнообразных геологических процессов, происходящих в земной коре, и являющийся составной частью горных пород и руд.

Полезный компонент — природное минеральное образование, содержащееся в полезном ископаемом и подлежащее извлечению для потребления при современном уровне развитии науки и техники.

Нейтральный компонент — минеральное образование, не влияющее на качество минерального продукта.

Вредный компонент — минеральное образование, наличие которого делает конечный продукт некондиционным.

Комплексное использование запасов месторождения — наиболее полное и экономически оправданное использование всех минеральных образований, содержащихся в месторождении.

Все месторождения по своему содержанию разделяются на месторождения горючих полезных ископаемых (угольные и сланцевые), рудные (металлические) и нерудные (неметаллические).

Классификация месторождений полезных ископаемых основывается на важнейших природных свойствах и направлениях использования минерального сырья:

- ✧ **горючие полезные ископаемые** — уголь, сланцы, битумы;
- ✧ **руды черных металлов** — железо, марганец, хром, титан, ванадий;
- ✧ **руды цветных металлов** — алюминий, магний, никель, кобальт, медь, свинец, цинк, олово, вольфрам, молибден, висмут, сурьма, ртуть;
- ✧ **руды благородных металлов** — золото, серебро, платина;
- ✧ **руды радиоактивных металлов** — радий, уран, торий;
- ✧ **руды редких и рассеянных элементов** — литий, цезий, рубидий, бериллий, иттрий, скандий, германий, рений, таллий, галлий, кадмий, индий, селен, теллур;
- ✧ **руды, используемые в химической промышленности** — соли, фосфориты, апатиты, сера, полевошпат;
- ✧ **руды индустриального сырья** — барит, флюорит, асбест, тальк, графит, пьезо- и оптические минералы, слюда, кварц, корунд, наждак;
- ✧ **флюсы и огнеупоры для металлургической промышленности** — известняк, доломит, магнезит, глина;
- ✧ **природные строительные материалы** — бутовый, блочный и облицовочный камень, гравий, песок, известняк, глина, гипс, туф, ангидрид;
- ✧ **алмазы и камнесамоцветное сырье** — алмаз, сапфир, рубин, александрит, изумруд, аквамарин, турмалин, кварц, хризолит, гранат, пироп, альмандин, циркон, агат, оникс, бирюза, лазурит, лунный и солнечный камень, орлец, яшма, гагат, янтарь.

Каждая группа включает большое число природных типов месторождений. Наиболее сложные рудные месторождения относятся практически ко всем генетическим группам и классам эндогенных, экзогенных и метаморфогенных месторождений. Классификация рудных месторождений по акад. В.И. Смирнову приведена в табл. 1.1.

Из признаков, сказывающихся на эффективности добычи полезных ископаемых, наибольшее значение имеют: генезис месторождения (магматические, осадочные, метаморфические), структура месторождения, вещественный состав руд, содержание полезного компонента и состав вмещающих горных пород. Они в основном определяют способ разработки, технологию и комплексную механизацию горных пород, границы разработки и производительность горного предприятия.

С развитием горнодобывающей промышленности меняется значение отдельных типов месторождений. Некоторые из них утрачивают свое прежнее значение или оказываются исчерпанными и вместо них в разработку вовлекаются новые, ранее не разрабатываемые типы месторождений.

Таблица 1.1

Классификация рудных месторождений (по акад. В.И. Смирнову)

Серия	Группа	Класс
Эндогенная	Магматическая	Ликвационные, ранне – позднемагматические
	Пегматитовая	Простые, перекристаллизованные, метасоматически замещенные
	Карбонатитовая	Магматические, метасоматические, комбинированные
	Полевошпатовых метасоматитов	К – полевошпатовые, альбититовые
	Грейзеновая	Грейзеновые
	Скарновая	Известковых скарнов, магнезиальных скарнов
	Гидротермальная	Плутоногенные, вулканогенные, магматогенные (телетермальные, стратиформные)
Экзогенная	Колчеданная	Гидротермально-метасоматические гидротермально-осадочные, комбинированные
	Выветривание	Остаточные, инфльтрационные
	Россыпная	Элювиальные, делювиальные, пролювиальные, аллювиальные, литоральные, гляциальные
	Осадочная	Механические, химические, биохимические, вулканогенные
Метаморфогенная	Минеральных вод	Поверхностных, подземных вод
	Метаморфизованная	Регионально-метаморфизованные, контактово-метаморфизованные

Промышленная значимость различных типов месторождений неодинакова и измеряется в основном двумя показателями: долей запасов полезного ископаемого в данном типе месторождения относительно мировых запасов этого полезного ископаемого и долей добычи минерального сырья из месторождений, принадлежащих к данному типу, относительно мировой добычи этого минерального сырья. Эти условия в основном определяют затраты на добычу полезного ископаемого, а следовательно, и уровень прибыли по отношению к мировым ценам на минеральное сырье.

Месторождения горючих полезных ископаемых осадочного происхождения. Важнейшими из них являются угольные месторождения. В геологическом отношении различаются три типа угольных месторождений: *геосинклинальный, переходный и платформенный*. Ископаемые угли залегают в виде пластов, пластообразных и линзообразных залежей. Размеры от единицы до десятков тысяч квадратных километров. Мощность – от нескольких сантиметров до 200 м.

По мощности разделяются: на *весьма тонкие* (менее 0,7 м), *тонкие* (0,71–1,2 м), *средней мощности* (1,21–3,5 м), *мощные* (3,51–15 м) и *весьма мощные* (более 15 м).

По углу падения выделяют пласты с *горизонтальным и пологим* (до 18°), *наклонным* (19–35°), *крутонаклонным* (36–55°) и *крутым* (56–60°) залеганием.

Мировые запасы угля оцениваются в 14,8 трлн т. На территории бывшего СССР сосредоточено 5,58 трлн т, в России – около 4,5 трлн т. Из зарубежных стран наиболее крупные запасы располагают: США – 3600 млрд т, Китай – 1465 млрд т, Австралия – 873 млрд т, Канада – 582 млрд т, Германия – 287 млрд т, ЮАР – 206 млрд т, Великобритания – 189 млрд т, Польша – 174 млрд т и Индия – 115 млрд т.

Горючие сланцы отличаются от угля большей зольностью (от 30 до 80%) и меньшей теплотворной способностью. Залегают в виде пластов и линз со сложным строением. Общая мощность сланцевых пластов не превышает 5 м, полезная мощность от 0,7 до 2 м. Запасы сланцев в бывшем СССР насчитывают 6 млрд т, из них в Ленинградской обл. и Эстонии сосредоточено 4,9 млрд т, в Волжском бассейне – 1,2 млрд т, а перспективные запасы оцениваются в 29,8 млрд т. За рубежом наиболее крупные сланцевые бассейны в США, Бразилии, Китае, Австралии и Марокко.

Битумы природные представляют собой разновидность нефтяных месторождений. Мировые запасы битумов оцениваются в 580 млрд т из которых 90% сосредоточено в Восточной Сибири и на Урале–Поволжье. Мировая добыча открытым способом составляет 9,8 млн т (в Канаде, Венесуэле, США).

Месторождения руд черных металлов представлены во всех генетических видах. Важнейшими типами эндогенных месторождений железных руд являются титано-магнетитовые, карбонатитовые, апатит-магнетитовые, скарново-магнетитовые, гидротермальные жильные, вулканогенно-осадочные пластовые месторождения. Экзогенные месторождения представлены осадочными пластовыми сидеритовыми и бурожелезняковыми, гидрогетитовыми и гематит-мартитовыми рудами. Метаморфогенные месторождения представлены в виде железистых кварцитов, а марганцевые – окисными, карбонатными и смешанными рудами. Месторождения хромитов приурочены к ультраосновным породам. Месторождения титановых руд приурочены в основном к коре выветривания. Месторождения ванадия комплексные.

Месторождения руд цветных металлов преимущественно комплексные. Важнейшим типом месторождений медных руд являются медистые

песчаники. Комплексные месторождения медистых сланцев кроме меди содержат серебро, молибден и ряд других рассеянных элементов. Богаты никелем, медью, кобальтом и платиноидами сульфидные залежи в ультраосновных породах, образующие тип медно-никелевых месторождений. Широко распространен тип колчеданных полиметаллических залежей в метаморфических и эффузивно-осадочных толщах, содержащих свинец, цинк, медь, золото, серебро, индий, кадмий, галлий, германий и др. Тип штокверковых месторождений меди с молибденом, золотом и рением характерен огромными рудными телами, хотя и небогатыми по содержанию полезных компонентов. Перечисленные типы месторождений дают большую часть добываемых в мире меди, никеля, свинца, цинка, молибдена и заключают в себе основную массу этих металлов. Значительна попутная добыча из названных месторождений золота, серебра и некоторых рассеянных элементов.

Основным типом месторождений олова промышленного значения являются россыпи, заключающие 60% мировых запасов олова. Большое значение для добычи олова имеют полиметаллические жилы в эффузивно-осадочных метаморфизованных толщах.

Наиболее значительными месторождениями ртути являются линзообразные и неправильные залежи вкрапленных руд среди песчаников и сланцев.

Основным источником алюминия служат крупные пластообразные бокситы среди пестроцветных пород коры выветривания и пласты монокристаллических руд, залегающие на рифогенных известняках.

Кроме перечисленных наиболее значительных промышленных типов месторождения цветных металлов образуют много других типов, представленных разнообразными рудными жилами и залежами медных, никелевых, свинцовых, цинковых, вольфрамовых и молибденовых руд. Большинство этих сравнительно небольших месторождений представляют ценность благодаря высоким концентрациям рудного вещества. Но вследствие небольших размеров такие месторождения обладают малыми запасами руд, и, следовательно, типы промышленных жильных месторождений цветных металлов заключают в себе меньшую долю запасов руд.

Месторождения благородных металлов по условиям образования представлены во всех генетических группах в виде жил, штокверков, эффузивно-осадочных толщ, вкрапленного оруденения в карбонатных толщах, в контактных ореолах гранитоидных массивах, россыпи, «железных шляп» сульфидных месторождений, песчаников и конгломератов. Залегающие среди метаморфических толщ огромные свиты конгломератов распространены на обширных территориях, несут золотое

оруденение иногда с ураном. Этот наиболее продуктивный тип золоторудных месторождений вместе с другим типом золотоносных кварцевых жил составляет главные ресурсы рудного золота в мире. Два названных типа месторождений дают более половины мировой добычи золота. Большую роль играет также третий промышленный тип – золотоносные россыпи.

Месторождения радиоактивных руд связаны с магматическим циклом, осадочными накоплениями, процессами метаморфизма и гипергенеза. Среди основных промышленно освоенных – интрузии в гранитных массивах, гнейсах, сланцах, пластообразных сильнометаморфизованных толщах песчаников, мергелей, карбонатов, морские, озерные, речные и болотистые сланцы с органическими остатками в виде фосфатов, углистых сланцев, ураноносных бурых и каменных углей. Основными типами промышленных месторождений тория являются современные и погребенные россыпи.

Месторождения редких металлов и редкоземельных элементов в отдельные группы не выделяются. Минералы этих элементов входят в состав полиметаллических месторождений, руд черных металлов и некоторые, как, например, германий, галлий, скандий, ванадий и другие – в месторождения горючих полезных ископаемых. Важным источником редких элементов – бериллия, лития, ниобия и тантала – являются пегматитовые жилы и грейзеновые зоны в гранитоидах. В них совместно находятся несколько редких элементов вместе с вольфрамитом, молибденитом и касситеритом. Прибрежно-морские россыпи с цирконом, монацитом и рутилом представляют собой главный промышленный тип месторождений редкоземельных металлов, который дает большую часть добываемого в мире циркония, редкоземельных элементов и, кроме того, золота, ильменита и касситерита. Пластообразные залежи в стратифицированных щелочных интрузивных массивах с лопаритом и редкоземельными металлами составляют важнейший промышленный тип месторождений редких элементов. В них содержатся V, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Er, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu.

К перспективному промышленному типу месторождений ниобия и редких земель относятся крупные массивы карбонатитов.

Месторождения руд для химической и металлургической промышленности, промышленности строительных материалов разнообразны как по генезису, так и по типам. Они представляют собой большие группы эндогенных, экзогенных и метаморфогенных месторождений со своими особенностями, отличаются большой распространенностью и многообразием.

Месторождения алмазов входят в эндогенную, эндогенно-экзогенную и экзогенную группы и представляют собой кимберлитовые трубки, россыпи и лампронитовые образования, «вторичные кимберлиты» и космоударные лондейлитовые руды.

1.2. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, ГЛАВНЕЙШИХ МИНЕРАЛАХ И СПОСОБАХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ РУД

Горючие полезные ископаемые

Угли. По составу исходного вещества угли подразделяются на *гумусовые*, *сапропелевые* (богхедовые), и *гумусо-сапропелевые* (кеннелевые). Органическая масса угля состоит из углерода (60–90%), водорода (1–12%), кислорода (2–20%) и азота (1–3%). Минеральные вещества в углях и прослойках представлены кварцем, глинистыми минералами, полевыми шпатами, пиритами, марказитом и карбонатами. В некоторых месторождениях угля и вмещающих породах содержится повышенное содержание серного колчедана, германия, галлия, урана, скандия, молибдена, свинца и цинка.

Основные направления использования угля: энергетическое – производство электроэнергии и тепла, технологическое – получение металлургического кокса и химического сырья (более 300 наименований), а также производство карбидов кальция, кремния, термоантрацита, термографита, катодных блоков, электродов, углещелочных реагентов, гумусовых кислот, азотистых удобрений, технологического сырья (для агломерации руд, производства строительных материалов). В больших масштабах организуется производство жидкого и газообразного топлива, а также органического синтеза новых видов пластмасс.

Горючие сланцы. Из органических веществ в состав горючих сланцев входят петролины, битум, гумусовые вещества, карбоиды, из неорганических – алюмосиликаты, гидраты, окислы железа, кальцит, гипс, пирит, сера. Используются сланцы как энергетическое топливо, для производства светильного газа, получения моторного топлива, битума, лаков, феноловых масел, ихтиола, асфальтовой мастики и других веществ.

Органический состав сланцев: углерод (56–82%), водород (5–10%), кислород (10–40%), азот (0,2–2,8%), сера (0,2–11%). При нагревании до 500 °С без доступа воздуха и до 1000 °С с доступом воздуха органическая часть сланца генерирует нефтеподобную смолу (сланцевое масло) и горючий газ.

Битумы состоят из высокомолекулярных углеводов и четырехатомных (кислородных, сернистых, азотистых, металлосодержащих) соединений. Консистенция – от вязкожидких (мальты) до рыхлых (гуминокериты). Плотность от 965 до 1500 кг/м³, температура размягчения от 350 °С. Содержание масел: мальты 40–65%, асфальта 25–40%, асфальтита

5–25%. Для некоторых разновидностей асфальтитовых битумов характерно обогащение серой (10–15%) и металлами (V, Ni, U, Co, Mo, Rb, Ge и др.). Используются как комплексное химическое и энергетическое сырье. Из битумов получают легкую синтетическую нефть и нефтяной кокс, они являются источником получения V, Ni, Sb, Ge, U, используют для производства дорожного покрытия, мягкой кровли, асфальтовой мастики, материала для электротехнической промышленности и антикоррозийных покрытий.

Чёрные металлы

Железо (Fe) – серебристо-серый пластичный металл. Используется в металлургии, машиностроении, кораблестроении, электротехнической промышленности; соли железа используются в текстильной, полиграфической промышленности и в медицине, в качестве коагулянта для очистки воды. По содержанию в земной коре (кларк)¹ занимает четвертое место (4,65%).

Основные рудные минералы: окислы железа – магнетит Fe₂O₄ (72,4% Fe), гематит Fe₂O₃ (70% Fe), лимонит, смесь гидроокислов с SiO₂ (40–60% Fe); карбонаты – сидерит FeCO₃ (48% Fe); силикаты – шамозит [AlSi₃O₁₀](OH)₂(FeMg)₃. Среди примесей Ni, Co, Mn, W, Mo, Cr, V, S, P, Zn, Pb, As, Cu.

Марганец (Mn) – металл серебристо-белого цвета. Используется в черной металлургии для производственного процесса и получения сплавов, в цветной металлургии – для получения сплавов цветных металлов (бронзы, латуни и др.), для создания антикоррозионных покрытий, в химической промышленности, для производства стекла, олиф, гальванических элементов, в медицине, производстве красок. Кларк марганца 0,1%. Основные минералы: пиролюзит Mn₃O₂ (62%), гаусманит Mn₃O₄ (72% Mn), браунит Mn₂O₃ (69,5% Mn), псиломелан mMnOMnO₂H₂O (45–60% Mn), родохрозит MnCO₃ (47,8% Mn), родонит (Mn, Ca)SiO₂ (31–41% Mn). Получение в чистом виде производится электролизом, восстановлением его оксидов кремнием или алюминотермически.

Хром (Cr) – металл серебристо-белого цвета. Используется для производства нержавеющей, кислотоупорных и износостойчивых сталей и сплавов для шарикоподшипников, для нагревательных элементов

¹Кларк элемента – числовая оценка среднего содержания химического элемента в земной коре, гидросфере, атмосфере, Земле в целом, различных типах горных пород, космических объектах и др.

в электротехнике, коррозионно-стойких покрытиях, производства сварочных электродов, огнеупоров в металлургическом производстве и цементной промышленности, лазерных материалов, в химической промышленности для получения солей для обработки кож, изготовления художественных красок, в медицине. Кларк хрома 0,08%. Основные минералы: магнхромит $(\text{MgFe})\text{Cr}_2\text{O}_4$, алюмохромит $(\text{Mg, Fe})(\text{Cr, Al})_2\text{O}_4$. Извлечение в чистом виде путем электролиза растворов солей или восстановлением в вакууме или атмосфере аргона.

Титан (Ti) – белый блестящий металл, хорошо поддающийся всем видам механической обработки. Температура плавления титана 1725 °С. Двуокись титана применяется для производства красок и эмали. В качестве добавки используется как легирующий металл к нержавеющей стали. Карбид титана вместе с карбидом вольфрама применяется в сверхтвердых сплавах, из которых изготавливаются режущие инструменты. Для этих же целей применяются титановые металлокерамические сплавы. Сплавы титана с алюминием, хромом, марганцем и другими металлами обладают высокой прочностью в сочетании с малой плотностью, из них изготавливают детали, работающие в экстремальных условиях: при высоких и низких температурах, в морской воде и влажном морском воздухе. Особой прочностью в этих условиях обладают титано-ванадиевые сплавы, которые используются для изготовления баллонов высокого давления топливных систем ракет, корпусов двигателей космических кораблей и др.

По распространенности титан в земной коре занимает девятое место. Кларк титана 0,45%. Известно около 70 минералов, содержащих титан. Однако промышленное извлечение до сих пор производят из ильменита FeTiO_3 и рутила TiO_2 . По генезису месторождения титана относятся к магматическим выветривания, россыпным континентальным, прибрежно-морским вулканогенно-осадочным и метаморфогенным. Для получения титана из руды в основном используются магниевые или натриево-термические способы.

Ванадий (V) – металл светло-серого цвета. Температура плавления 1900 °С. Используется в качестве легирующей добавки к чугуну и стали, придавая им твердость, упругость, увеличивая сопротивление разрыву и истиранию. Из них изготавливаются конструкции, используемые в самолетостроении, машиностроении, а также быстрорежущие инструменты. Ванадиевые стали используются для изготовления брони, самолетных пушек, броневой снарядов. Сплавы ванадия с титаном применяются в самолетостроении, в строительстве ракет-носителей и космических кораблей. Чистый ванадий используется в атомной

энергетике, электротехнической, электронной, керамической, красильной, печатной, фото- и кинопромышленности, в качестве катализатора в химической промышленности. Кларк ванадия $9 \cdot 10^{-3}\%$. Ванадийсодержащих минералов достаточно много, но только несколько из них имеют промышленные концентрации. Это роскоэлит $\text{KV}_2\text{Al-Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$, карнотит $\text{K}_2\text{V}_2[\text{VO}_4]_2\text{O}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, патронит VS_2 или V_2S_5 , ванадинит $\text{Pb}_5[\text{VO}_4]\text{Cl}$ и деклуазит $(\text{Zn, Cu})\text{Pb}[\text{VO}_4]\text{OH}$. По генезису месторождения ванадия относятся к магматическим выветривания, россыпным, осадочным и метаморфогенным.

Цветные металлы

Никель (Ni) – белый блестящий металл. Используется как в чистом виде – в химической промышленности, изготовлении аккумуляторов, батареек, для декоративных и антикоррозийных покрытий, при изготовлении химической аппаратуры, электротехнических изделий, ультразвуковой аппаратуры, так и в сплавах с медью, цинком, марганцем (монеты, столовые приборы) и железом (нержавеющая сталь, используемая во всех отраслях промышленности). Кларк никеля $5,8 \cdot 10^{-3}\%$. Основными никелесодержащими минералами являются: пентландит $(\text{Fe, Ni})_9\text{S}_8$, никелин NiAs , хлоантит NiAs_{3-2} , ревинскит $(\text{Ni, Mg})_6(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$.

По происхождению месторождения никеля относятся к трем генетическим группам: магматическим, гидротермальным и коры выветривания.

Извлечение никеля из руды производится путем флотации в концентрат, затем металлургическим способом с электроплавкой, последующим отделением от меди, восстановлением в электродуговых печах и очисткой электрическим способом.

Кобальт (Co) – серый со слабым розоватым оттенком металл. Используется в химической и оптической промышленности, приготовлении красок, керамики, эмали, твердых сплавов, изготовлении магнитов, качественной стали, ответственных конструкций в ракетной технике, авиационных турбин и атомных реакторов. Кларк кобальта $3 \cdot 10^{-3}\%$. Основные минералы кобальта: линнеит Co_3S_4 , кобальтоносный пирит $(\text{Fe, Co})\text{S}_2$, кобальтин CoAsS , саффлорит CoAs_2 , сферокобальтит $\text{Co}(\text{CO}_3)$ и др. По генезису месторождения кобальта относятся к магматическим, скарновым гидротермальным группам и группе коры выветривания. Извлечение кобальта достаточно сложное, включает получение концентратов чаще вместе с никелем, затем металлургическое, химическое и электролитическое выделение и очистку.

Магний (Mg) – серебристо-белый металл. Сплавы магния с алюминием или цинком и редкоземельными металлами используются в авиации, реактивной технике, при изготовлении ядерных реакторов, деталей моторов, приборов, легковых автомобилей, масляных насосов, отбойных молотков, фото- и киноаппаратуры и биноклей. В чистом виде магний используется как восстановитель в производстве ванадия, хрома, титана, гафния, урана и др., для изготовления осветительных и сигнальных ракет, трассирующих пуль, снарядов зажигательных бомб, в медицине. В виде химических соединений он используется в производстве цемента, огнеупорного кирпича, резины, в текстильной, бумажной промышленности, в органической химии. Кларк магния 1,87%. Основными минералами магния являются доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, магнезит MgCO_3 , брусит $\text{Mg}(\text{OH})_2$, карналлит $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и бишофит $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$.

По генезису месторождения магния относятся к осадочным и метаморфическим. Извлечение происходит в основном путем электролиза с последующим рафинированием в тигельных электропечах и очисткой сублимацией в вакууме.

Вольфрам (W) – тугоплавкий, тяжелый металл светло-серого цвета. Используется в промышленности в качестве добавки к сталям – повышает ее прочность, упругость и тугоплавкость. Вместе с хромом, никелем, железом и кобальтом применяется для изготовления карбида вольфрама – сверхтвердого сплава для быстрорежущих высококачественных инструментов. Большое количество вольфрама используется для изготовления специальных сталей. Вольфрамовые сплавы применяются в электрохимии, для изготовления радиоламп, нитей накаливания, рентгеновских трубок и т. д. Кларк вольфрама $1,3 \cdot 10^{-4} \%$. Важное промышленное значение имеют минералы вольфрама: вольфрамит $(\text{Mn}, \text{Fe})\text{WO}_4$, гюбнерит MnWO_4 , ферберит FeWO_4 , шеелит CaWO_4 .

В основном месторождения вольфрама приурочены к контактово-метасоматическим (шеелитовые скарны), гидротермальным (жильные месторождения) и россыпям.

Концентрат вольфрама из руды получают путем флотации, а извлечение его из концентрата осуществляют гидрометаллургическим способом.

Молибден (Mo) – серебристо-серый металл с температурой плавления 2620°C . Используется в промышленности как легирующая добавка для получения специальной стали, применяемой в машиностроении, изготовлении орудийных и винтовочных стволов, брони для кораблей, броневой снарядов, шариковых и роликовых подшипников. В чистом виде используется в электровакуумной промышленности и в радиотехнике, для покрытия космических кораблей, как конструкционный материал

в ядерных реакторах, космических кораблях, в химической и кожевенной промышленности. Кларк молибдена $1,7 \cdot 10^{-4} \%$. Промышленное значение имеют минералы: молибденит MoS_2 , повеллит CaMoO_4 и вольфенит PbMoO_4 .

По генезису месторождения молибдена относятся к экзогенным постмагматическим: к контактово-метасоматическим (скарнам), грезейновым и гидротермальным.

Извлечение из руды осуществляют флотацией в концентрат, из которого путем обжига в кипящем слое получают огарок, а затем возгонкой или выщелачиванием металлический молибден.

Медь (Cu) – металл желтого цвета. Широко применяется в машиностроении, химической промышленности, электротехнике, судостроении, в изготовлении монет, для производства латуни в сплавах с цинком, бронзы в сплавах с оловом, специальной бронзы в сплавах с алюминием, свинцом, кремнием и бериллием. Кларк меди $1 \cdot 10^{-2} \%$. Медесодержащих минералов насчитывается около 170, среди них малахит $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$, азурит $\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CO}_3$ известные как поделочные камни. Промышленное значение имеют халькопирит CuFeS_2 , борнит Cu_5FeS_4 , ковеллин CuS , энаргит Cu_3AsS_4 , кубанит CuFe_2S_4 , халькозин Cu_2S и куприт Cu_2O . Промышленное значение имеют эндогенные магматические, карбонатитовые, контактово-метасоматические, гидротермальные и экзогенные инфильтрационные и осадочные месторождения.

Медный концентрат из руды получают флотацией, который в отражательных печах переплавляется в штейн и затем в конвертерах в черновую медь. Последняя подвергается огневому и электролитическому рафинированию.

Цинк (Zn) – синевато-белый металл. По масштабам использования среди цветных металлов занимает первое место. Около 40% его идет на покрытие для защиты стали и железа. В сплавах с медью применяется для производства латуни, в сплаве с медью и оловом – бронзы, с другими металлами – для получения типографских и антифрикционных сплавов. В чистом виде цинк используется для производства гальванических элементов, клише в полиграфии. Химические соединения цинка используются при изготовлении полупроводников, краски, белого стекла, светящихся экранов телевизоров, осциллографов, рентгеновских аппаратов. Кларк цинка $8,3 \cdot 10^{-3} \%$. Из известных 66 цинксодержащих минералов главнейшими являются сфалерит ZnS , смитсонит ZnCO_3 .

По генезису месторождения цинка относятся к скарновым, гидротермальным и метаморфизованным. Получение цинка из руды включает флотацию, обжиг в кипящем слое, гидрометаллургию и электролиз.

Свинец (Pb) – металл голубовато-серого цвета. Широко используется для производства аккумуляторов, аппаратуры, стойкой в агрессивных газах и жидкостях, для защиты от радиоактивных излучений, для оболочек электрических кабелей, изготовления типографских, подшипниковых сплавов, изготовления детонаторов взрывчатых веществ и антидетонационных присадок к жидкому топливу, красок, в оптической промышленности. Кларк свинца $1,6 \cdot 10^{-3}\%$. Из известных 180 минералов промышленное значение имеют галенит PbS , джемсонит $Pb_4FeSb_6S_{14}$, буланжерит $Pb_5Sb_4S_{11}$, бурнонит $PbCuSbS_3$, церуссит $PbCO_3$, англезит $PbSO_4$.

Генезис месторождений свинца и цинка аналогичен. Металлический свинец получают путем обжига (агломерации) концентрата с последующим восстановлением и очисткой.

Олово (Sn) – белый металл. Используется для получения бронз, баббитов, припоев, типографских сплавов, для покрытия жести, при изготовлении жаростойких эмалей, глазурей и красок. Кларк олова $2,5 \cdot 10^{-4}\%$. Минералы олова малочисленны. Основным минералом, имеющим промышленное значение, является касситерит SnO_2 , а также станнин Cu_2FeSnS_4 , тиллит $SnSPbS$, франкеит $Pb_5Sn_3Sb_2S_{14}$. Месторождения олова генетически относятся к эндогенным пегматитовым, контактово-метасоматическим и гидротермальным и экзогенным россыпям.

Получение из руды основано на флотации, обжиге концентрата, плавке в электрических или плазменных печах с последующей очисткой.

Алюминий (Al) – белый легкий металл. Используется в виде сплавов с медью, кремнием (силумин), магнием (кольчугалюминий), марганцем (дюралюминий), цинком (магнал), никелем (электрон), в самолетостроении, ракетостроении, строительной индустрии, машиностроении, судостроении, электротехнической промышленности, производстве предметов домашнего обихода. В чистом виде алюминий используется в производстве полупроводников, больших телевизионных экранов, зеркал, материалов для атомной техники, в качестве присадки к ракетному топливу. В виде окиси используется для получения кристаллов рубина, сапфира, корунда, турмалина, лейкосапфира, топаза, используемых в ювелирной промышленности, и стекол, применяемых в электротехнике.

Кларк алюминия $8,05\%$. Известно около 250 минералов, содержащих алюминий, но промышленное значение имеют несколько: бёмит и диаспор $Al_2O_3 \cdot H_2O$, гидраргиллит $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$, андалузит $Al_2[SiO_4]O$, силлиманит $Al(AlSiO_5)$, алунит $KA_3[SO_4]_2(OH)_6$, нефелин $Na[AlSiO_4]$,

каолинит $Al_4[Si_4O_{10}][OH]_8$. Важнейшей рудой является боксит; по минеральному составу бокситовые месторождения разделяются на гидраргиллитовые и диаспор-бёмитовые. По генезису месторождения алюминия относятся к экзогенным месторождениям выветривания (остаточные) и осадочным.

Алюминий получают путем электролиза раствора глинозема Al_2O_3 в криолите $Na_3[AlF_6]$ при температуре $950^\circ C$, при невысоком напряжении 4–4,5 В, но большой силе тока (до 150 тыс. А).

Ртуть (Hg) – серебристо-белый тяжелый металл, жидкий при комнатной температуре. Применяется при изготовлении научных приборов, взрывчатых веществ, красок, в электротехнической и химической промышленности, ядерной энергетике, металлургии для амальгамирования золота и серебра, медицине.

Кларк ртути $8,3 \cdot 10^{-6}\%$. Известно около 20 минералов ртути, но главное значение имеет киноварь HgS .

По происхождению ртутные месторождения в основном относятся к экзогенным – гидротермальным низкотемпературным. Получение ртути производится непосредственно из руды путем окислительного обжига.

Сурьма (Sb) – металл серебристо-белого цвета с синеватым оттенком. Применяется в основном в виде сплавов со свинцом и оловом для аккумуляторных пластин, кабельных оболочек, подшипников, сплавов для типографского шрифта, в военном деле – для изготовления пуль и шрапнели. В чистом виде используется в химической промышленности как легирующая добавка, в полупроводниковых материалах, люминесцентных лампах.

Кларк сурьмы $5 \cdot 10^{-5}\%$. Из 120 простых минералов главное промышленное значение имеет антимонит Sb_2S_3 .

По происхождению сурьмяные месторождения относятся к экзогенным низко- и среднетемпературным.

Для извлечения сурьмы используют пиро- и гидрометаллургический передел руды или концентрата. Очистка черной сурьмы производится путем зонной плавки в атмосфере инертного газа.

Висмут (Bi) – серебристо-серый металл с розоватым оттенком. Используется для получения легкоплавких сплавов с оловом, свинцом и кадмием, изготовления литейных форм, эмалей, в фарфоровой промышленности, производстве оптического стекла, в электрической аппаратуре, атомной технике и фармацевтической промышленности.

Кларк висмута $9 \cdot 10^{-7}\%$. Он входит в состав полиметаллических руд свинцово-цинковых, медных, молибдено-кобальтовых и оловянновольфрамных. Собственные минералы: висмутин Bi_2S_3 , висмут самородный, бисмит Bi_2O_3 . Руды, из которых извлекается висмут, по происхождению

относятся к экзогенным контактово-метасоматическим и гидротермальным. Получают висмут при огневом рафинировании черного свинца. Выделение в чистом виде производится путем рафинирования под щелочными флюсами, продувания через расплав металла хлора и др.

Драгоценные металлы

Золото (Au) – тяжелый металл желтого цвета. В условиях товарного производства выполняет функцию денег. В виде сплавов с медью используется в ювелирной промышленности, медицине, в сплавах с платиной и серебром – в электронике, при изготовлении химически стойкой аппаратуры. Золото используется в архитектуре и фарфоровой промышленности в виде позолоты, в химической промышленности, производстве искусственных волокон, ракетной и космической технике.

Кларк золота $4,3 \cdot 10^{-7}\%$. В рудах золото в основном находится в самородном состоянии и редко образует минералы с селеном, теллуром, сурьмой и висмутом. Концентрации золота встречаются во всех эндогенных генетических группах, за исключением пегматитов, в двух экзогенных группах – выветривания и осадочной и в метаморфогенной. Крупные промышленные месторождения имеют гидротермальное происхождение, приурочены к зонам окисления сульфидных месторождений (железные шляпы), подавляющее большинство относится к метаморфическим месторождениям – современным и древним россыпям. Извлечение золота связано с обогащением – амальгацией (смазывание ртутью) и цианированием, затем очисткой (аффинажем) электролизом.

Платина (Pt) – тяжелый тугоплавкий металл. Платина в природном состоянии является твердым раствором рутения Ru, родия Rh, палладия Pd, осмия Os и иридия Ir.

Платина и частично металлы ее группы используются при изготовлении химической посуды, частей аппаратуры для химических заводов. Платина в чистом виде используется в ювелирной промышленности, электро- и радиотехнике, автоматике, телемеханике, медицине, химической промышленности в качестве катализаторов, для изготовления фильтров нейтрализаторов выхлопных газов автомобилей.

Иридий в виде сплава используется для изготовления эталонов меры и веса, а также тиглей, в которых выращивают кристаллы для лазеров.

Из сплава иридия и осмия делают детали приборов ответственного назначения – подставки для компасов, пружин, а также наплавки на перья авторучек.

Родий применяется в основном для получения поверхностей рефлекторов и зеркал приборов. Палладий используется в ювелирном деле и как катализатор в химическом производстве.

Осмий применяется как катализатор для синтеза аммиака, гидратирования органических соединений, в качестве легирующей добавки в сверхтвердых сплавах, обладающих высокой износоустойчивостью.

Платина и ее металлы в природе редки, находятся в рассеянном состоянии. Самые редкие из них в земной коре – родий и иридий. Кларк платины $1 \cdot 10^{-6}\%$.

Известно около 50 минералов платиновой группы. Платина, иридий, палладий в месторождениях встречаются в самородном виде и в виде твердых растворов с Fe, Ni, Cu, Sn, Au, Os, Pb, Zn и Ag.

Осмий, рутений и радий образуют твердые растворы. Кроме того, известны арсениды, сульфоарсениды и сульфиды платины, рутения и палладия.

По генезису месторождения платины относятся к магматическим, гидротермальным и россыпным. Получение платины из металлов ее группы в чистом виде сопряжено с большими затратами на реактивы и проведение сложных процессов.

Серебро (Ag) – металл белого цвета. Используется в ювелирной промышленности, изготовлении бытовой и лабораторной посуды, электротехнической промышленности, радиотехнике и радиоэлектронике, для изготовления кино- и фотоматериалов, серебряно-цинковых и серебряно-калиевых аккумуляторов, аппаратуры в пищевой промышленности, в качестве катализатора для синтеза неорганических и органических веществ, очистки воды.

Кларк серебра $7 \cdot 10^{-6}\%$. Серебро встречается в самородном виде, входит в состав полиметаллических руд. Основные минералы: аргентит Ag_2S , прустит Ag_2AsS_3 , пираргирит Ag_3SbS_4 , стефанит Ag_5SbS_4 , полибазит $(Ag, Cu)_{16}Sb_2S_{11}$, кераргирит $AgCl$. Месторождения серебра относятся к гидротермальным всех формаций. Большая часть серебра извлекается попутно из полиметаллических руд. При извлечении серебра из серебряно- и золотосодержащих руд используют метод цианирования – растворения серебра в щелочном растворе цианида натрия, из медных руд его выплавляют вместе с черновой медью, а затем выделяют из анодного шлама путем электролиза, из свинцово-цинковых руд – при возгонке и электролитической очистке.

Радиоактивные металлы

Уран (U) – серебристо-белый металл с голубоватым оттенком. Используется как источник получения атомной энергии, в качестве горючего для атомных электростанций, теплофикации городов, интенсификации добычи нефти и газа.

Кларк урана $2,5 \cdot 10^{-4}\%$. Общее количество минералов, содержащих уран, около 100. Основное промышленное значение имеют 12, среди них настуран (урановая смолка) $kUO_2 \cdot lUO_3 \cdot mPbO$, уранинит $kUO_2 \cdot lUO_3 \cdot mPbO$, урановые черни $k(UTh) lUO_3 mPbO$.

Месторождения урана относятся ко всем генетическим классам: эндогенным, экзогенным, метаморфическим. Промышленное значение среди эндогенных имеют гидротермальные месторождения, среди экзогенных – инфильтрационные и осадочные и в метаморфогенных – метаморфические.

Уран получают из руды путем выщелачивания растворами серной, иногда азотной кислот или растворами соды, сорбцией ионообменными смолами и очисткой органическими растворителями. Для получения содержаний высокой чистоты их подвергают аффинажным операциям (очистке).

Торий (Th) – мягкий серебристо-белый металл. Используется в электровакуумной и электроосветительной технике в качестве электропроводного материала, при изготовлении электронной и вольфрамовой нити накала, в ториевых реакторах. Двуокись тория имеет высокую температуру плавления ($3050\text{ }^\circ\text{C}$), поэтому она используется для изготовления тиглей для выплавки огнеупорных металлов (осмия, радия, платины и др.) и в качестве нагреваемого элемента для электропечей. Сплавы с магнием и марганцем применяются в реактивной авиации и ракетной технике. Кларк тория $1,3 \cdot 10^{-3}\%$.

Основными минералами тория являются монацит $(Cr, Th)(P, Si)O_4$, торит $ThSiO_4$ и торианит ThO_2 .

По генезису месторождения тория относятся к эндогенным – магматическим, пегматитовым, высокотемпературным гидротермальным и экзогенным – россыпям. Торий извлекается, главным образом, из монацитовых концентратов сульфитизацией, т. е. обработкой концентрированной серной кислотой при $200\text{ }^\circ\text{C}$ с растворением щелочи при $140\text{ }^\circ\text{C}$, с последующим восстановлением или электролизом. Для получения тория высокой чистоты пользуются методом термической диссоциации.

Радий (Ra) – серебристо-белый металл. Используется в медицине, для приготовления светящихся составов и нейтронных источников. Радий чрезвычайно редкий и рассеянный элемент, содержится в основном в урановых рудах (в 1 т урана содержится не более 0,34 г радия).

Редкие металлы

Ниобий (Nb) – металл серо-стального цвета. Используется в качестве легирующей добавки для создания конструкционных кислотоупорных и малопрочных сталей, сверхпроводящих сплавов, применяемых в авиации, бортовой аппаратуре спутников, атомных реакторах, при строительстве мостов, в судостроении, производстве железнодорожного и горного оборудования, в медицине (производство нитей для шитья сухожилий, сосудов, нервных волокон).

Тантал (Ta) – металл серого цвета. Применяется в электротехнике, электронике, в производстве сверхжаропрочных сплавов, предназначенных для космических кораблей, спутников, для изготовления кислотоупорной аппаратуры. На основе тантала созданы самые тугоплавкие сплавы с температурой плавления $4400\text{ }^\circ\text{C}$. Карбид тантала обладает твердостью, приближающейся к твердости алмазов.

Кларк тантала $2,5 \cdot 10^{-4}\%$, ниобия – $2 \cdot 10^{-3}\%$.

Минералы этих металлов представляют собой природное комплексное соединение. Главными являются минералы группы колумбит-танталита $(Fe, Mn)(Nb, Ta)_2O_6$, лопарит $(Na, Ca, Cl)(TiNb, Ta)O_3$ и групп пихлор – микролит $(Ca, Na)_2(Nb, Ta)_2O_6(OH, F)$.

Месторождения промышленного значения относятся к эндогенным – магматическим, пегматитовым, карбонатитовым и контактово-метасоматическим и экзогенным – элювиальным и делювиальным россыпям. Получение ниобия и тантала включает процессы вскрытия концентрата, разделения ниобия и тантала, восстановления и рафинирования.

Бериллий (Be) – легкий светло-серый металл. Является одним из важнейших металлов, применяемых в промышленности. Благодаря своим свойствам – малой плотности, высокому модулю упругости, самой высокой прочности среди металлов, бериллий широко применяется в атомной технике для изготовления замедлителей и отражателей нейтронов в атомных реакторах, авиационной, ракетной и космической технике, в приборостроении, при изготовлении микроскопов, в электронике, электротехнике, для получения специальных сплавов с медью, магнием, алюминием и другими металлами, для изготовления деталей самолетов, двигателей внутреннего сгорания, изготовления пружин и т.п.

Кларк бериллия $3,8 \cdot 10^{-4}\%$. В природе известно 55 минералов бериллия, среди них промышленное значение имеют берилл $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$, хризоберилл $Al_2(BeO_4)$, бертрандит $Be_4(Si_2O_7)(OH)_2$, гельвин $Mn_8(BeSiO_4)_6S_2$, фенакит Be_2SiO_4 .

По генезису промышленные месторождения бериллия относятся к эндогенным пегматитовой и гидротермальной группам. Получают металлический бериллий переводом руды в гидроокись или сульфат, затем его выщелачивают, кристаллизуют, восстанавливают магнием или извлекают путем электролиза. Металл высокой чистоты получают дистилляцией в вакууме или электролитическим рафинированием.

Литий (Li) – серебристо-белый самый легкий металл, он плавает в бензине. Применяется при производстве цветных сплавов на железной основе со свинцом, цинком, медью, ртутью, сурьмой и оловом. Литий широко применяется в ядерной энергетике для производства трития, изготовления регулирующих стержней в системе защиты реакторов, в качестве теплоносителя в урановых реакторах, растворителя урана и тория в реакторе, в военной технике, электротехнической промышленности и изготовлении щелочных аккумуляторов и микрогальванических элементов в атомной технике, электронике, ядерной технике, фотографии, рентгенографии, при синтезе органических соединений, в пиротехнике, керамической промышленности, при производстве полупроводников, оптических стекол, электрических изоляторов, смазочных масел, для кондиционирования воздуха, в холодильной технике и т. п.

Кларк лития $3,2 \cdot 10^{-3}\%$. Главнейшими промышленными минералами лития из 30 известных являются сподумен $\text{LiAlSi}_2\text{O}_6$, амблигонит $\text{LiAl}[\text{PO}_4](\text{F, OH})$, лепидолит $\text{KLi}_5\text{Al}_5[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{F, OH})_2$ и петалит $\text{LiAl}(\text{Si}_4\text{O}_{10})$.

Месторождения лития относятся к эндогенным – пегматитовым и гидротермальным и экзогенным – остаточным. Соединения лития в металлический литий получают путем электролиза.

Цирконий (Zr) – прочный пластичный металл серебристо-белого цвета.

Гафний (Hf) – ковкий металл.

Оба металла применяются в атомной и других отраслях промышленности. Из специальных сплавов циркония изготавливают оболочки теплоделяющих элементов, атомных реакторов; порошок циркония используется в пиротехнике, в производстве боеприпасов, в электровакуумной технике, для производства фотовспышек высокой надежности, изготовлении пьезокерамики. В машиностроении используются стали и сплавы, легированные цирконием, и сплавы на основе самого циркония, в керамической промышленности – для изготовления футеровок при производстве металлов. Гафний хорошо поглощает нейтроны и поэтому применяется для борьбы с радиацией, его сплавы используются в катодной электронике, твердый сплав карбидов гафния

и тантала – самый тугоплавкий материал (температура плавления 4000°C), из него изготавливают печи для выплавки тугоплавких металлов и деталей реактивных двигателей.

Кларк циркония $1,7 \cdot 10^{-2}\%$, гафния $1 \cdot 10^{-4}\%$. Основными минералами, в которых в качестве примеси применяется исходный гафний, являются циркон ZrSiO_4 , эвдиалит $(\text{NaCa})_5(\text{Zr, Fe, Mn})[\text{O, OHCl}][\text{Si}_6\text{O}_{17}]$ и бадделеит ZrO_2 .

Промышленные месторождения циркония и гафния относятся к эндогенным – магматическим и пегматитовым образованиям и экзогенным остаточным месторождениям. Технология получения циркония и гафния из концентратов исключительно трудоемка, она включает: хлорирование в присутствии угля, сплавление с едким натром, спекание с известью, выщелачивание примесей, кристаллизацию, гидролитическое осаждение, экстракцию ионообменными смолами, плавление в вакуумных дуговых печах или электронно-лучевой способам.

Цезий (Cs) – серебристо-белый мягкий тягучий металл.

Рубидий (Rb) – блестящий серебристо-белый металл.

Цезий и рубидий встречаются в одних и тех же минералах.

Благодаря исключительному свойству цезия при облучении солнечными, космическими лучами или при нагревании он становится источником потока электронов. Цезий используется для производства эмиссионных фотоэлементов, фотоэлектронных умножителей, электронно-оптических умножителей, солнечных батарей. Большие перспективы открывает использование его в качестве топлива в ионных ракетных двигателях для космических полетов, для повышения эффективности работы плазменных генераторов, т.е. непосредственных преобразователей тепловой энергии в электрическую, что осуществляется в магнито-гидродинамических (МГД) генераторах и теплоэлектронных преобразователях (ТЭП).

Рубидий используется для изготовления магнетометров.

Кларк цезия $3,7 \cdot 10^{-4}\%$, рубидия $1,5 \cdot 10^{-2}\%$. Оба эти элемента сильно рассеяны в земной коре, и лишь незначительная часть заключена в собственных минералах. Собственно цезиевыми минералами являются поллуцит $\text{Cs}(\text{AlSi}_2\text{O}_6)$, воробьевит $\text{Be}_2\text{CsAl}_2(\text{Si}_6\text{O}_{18})$, авогадрит $(\text{KCs})\text{BF}_4$. Получение цезия и рубидия основано на химическом выделении их из минерала, кристаллизации и ректификации. Все минералы относятся к эндогенным пегматитовым месторождениям.

Стронций (Sr) – серебристо-белый металл, в природном состоянии стабильные изотопы с атомным весом 84, 86, 87, и 88. Наиболее распространён изотоп с атомным весом 88. Искусственно полученные

изотопы стронция, образующиеся при делении урана, имеют атомный вес 90 с периодом полураспада 27,7 года.

В промышленности используется для изготовления люминофоров, фотоэлементов, пироторных сплавов, оптических стекол, оксидных катодов, электронных ламп, пиротехнических изделий, пьезокерамики, глазури и эмали для покрытия фарфора, стали и жаропрочных сплавов, художественных красок.

Кларк стронция $33,4 \cdot 10^{-20}\%$.

Важнейшими минералами являются целестин SrSO_4 и стронцианит SrCO_3 . Месторождения в основном приурочены к осадочным породам в лагунах и соляных озерах.

Редкоземельные металлы

К редкоземельным металлам (или лантаноидам) относятся: церий Ce, празеодим Pr, неодим Nd, прометий Pm, самарий Sm, европий Eu, гадолиний Gd, тербий Tb, диспрозий Dy, гольмий Ho, эрбий Er, тулий Tm, иттербий Yb, лютеций Lu. К этой группе относятся сходный по свойствам лантан La и его химические аналоги: скандий Sc и иттрий Y, содержащиеся вместе в минеральном сырье. До недавнего времени редкоземельные металлы использовались в сплаве (миш-металл) или применялся чистый церий и его соединения. Но в связи с развитием атомной энергетики интерес к чистым редкоземельным металлам значительно возрос. В настоящее время редкоземельные металлы используются в радио-, рентгено- и электротехнике, производстве стекла и керамики, в черной и цветной металлургии, для производства спецчугуна и сталей, в химической промышленности, медицине и сельском хозяйстве. Редкоземельные металлы в чистом виде и сплавы на их основе используются в приборостроении, производстве моторов, генераторов; оксид скандия, входящий в состав ферритов, используется для изготовления элементов памяти в ЭВМ, электронных часах, цветном телевидении (европий, иттербий), при каталитическом крекинге нефти, в лазерах (неодим, иттербий), электронной промышленности. В атомной энергетике благодаря своим свойствам захватывать нейтроны гадолиний используется для изготовления защитных экранов в подводных лодках с атомными установками. Соли лантана применяются в качестве соосадителей для отделения плутония от урана и выделения нептуния.

Кларк редкоземельных элементов и тория 0,01%.

К собственно редкоземельным относятся 65 минералов, в которых содержание TR превышает 5–8%. Основными минералами являются монацит $\text{Ce}[\text{CO}_3](\text{OH}, \text{F})$, ксенотим $\text{Y}[\text{PO}_4]$, бастнезит $\text{Ce}[\text{CO}_3](\text{OH}, \text{F})$, паризит $\text{Ca}(\text{Ce}, \text{La})\text{CO}_3(\text{OH}, \text{F})$, гадолинит $\text{Y}_2\text{FeBe}_2\text{Si}_2\text{O}_{10}$, ортит $(\text{CaCl})\text{Al}(\text{F}, \text{OH})_3(\text{O}, \text{OH})$, лопарит $(\text{Na}, \text{Ca}, \text{Ce})(\text{Ti}, \text{Ni})\text{O}_3$, и эшинит $(\text{Ce}, \text{CaTh})(\text{Ti}, \text{Nb})\text{O}_6$.

Редкоземельные металлы промышленной концентрации встречаются в эндогенных месторождениях — магматических, карбонатитовых, гидротермальных, в экзогенных — россыпях и глинах с фосфатными рыбными остатками и в метаморфогенных месторождениях.

Получение металлов из руды сложный и дорогостоящий процесс. Он включает в себя множество процессов, в том числе экстракцию органическими растворами и ионообменные процессы.

Рассеянные элементы (металлы)

К рассеянным элементам относятся: кадмий Cd, индий In, таллий Tl, германий Ge, галлий Ga, селен Se, теллур Te, рений Re. Их кларк от $1 \cdot 10^{-7}\%$ (Te, Re) до $2,5 \cdot 10^{-5}\%$ (In). Самостоятельных месторождений эти минералы не образуют.

Кадмий применяется в гальванотехнике, при изготовлении легких сплавов, оборудования для ядерных реакторов. Из сплавов кадмия и меди изготавливают провода контактной сети электротранспорта, детали автомобилей, радиоприборов, сплавы кадмия с никелем и кадмия с серебром идут для изготовления аккумуляторов. В чистом виде кадмий используется в качестве стержней регулирования атомных реакторов. Минералами кадмия являются гринокит CdS , ксантохроит $\text{CdS}(\text{H}_2\text{O})$, кадмоселит CdSe , монтепонит CdO и отавит CdCO_3 . Кадмий обычно содержится в свинцово-цинковых и медно-колчеданных месторождениях.

Индий применяется для сверхтонких, наиболее долговременных покрытий, используется в сплавах с серебром, оловом, сурьмой и другими металлами. Пленку из олова и окиси индия, которая предотвращает обледенение стекла и хорошо проводит электрический ток для его обогрева, наносят на ветровые стекла самолетов. Индий используется для покрытия специальных серебряных зеркал проекторов, не теряющих своих качеств в любых метеорологических условиях. Известны четыре индиевых минерала — самородный индий, рокезит CuInS_2 , индит FeIn_2S_4 и джалиндит $\text{In}(\text{OH})_3$.

Наиболее высокое содержание индия установлено в рудах касситеритовых скарнов и сульфидно-касситеритовых месторождений различных типов.

Таллий применяется для изготовления фотоэлементов, оптического стекла, полупроводников, аппаратов инфракрасной сигнализации, в качестве активизатора в сцинтилляционных кристаллах теплолокационных устройств, для фотографирования в темноте. Сплав Pb-Sb-Sn-Tl, идущий для изготовления подшипников, считают наилучшим. Самостоятельными минералами являются: лорандит $TlAsS_2$, вробаит $Tl_4Hg_4Sb_2As_8S_{20}$, гутчинсонит $(Pb, Te)S Ag_2S 5As_2S_5$, круксит $(Cu, Tl, Ag)_2Se$ и авиценнит Tl_2O_3 . Наиболее высокие концентрации таллия встречаются в сульфидных и прежде всего в дисульфидных соединениях железа.

Германий широко используется для производства полупроводниковых диодов, триодов, фотоэлементов, термисторов, применяемых в радиотехнике, телемеханике и ЭВМ. Германиевые пленочные покрытия наносят на стекло, кварц или плотную керамику, их используют в качестве пленочных сопротивлений для радиоаппаратуры. Монокристаллический германий применяется для дозиметров радиоактивных излучений, в электронных устройствах как выпрямитель, усилитель и в качестве прямого преобразователя световой и тепловой энергии в электрическую. Германий и его соединения нашли широкое применение в фотоэлектрических приборах, радарх, поляриграфах, при изготовлении линз в инфракрасной оптике, используются в качестве катализатора химических реакций при низкой температуре, для измерения сверхнизких температур и получения сплавов. Главными минералами германия являются: германит $Cu_3 (Ge, Fe)S_4$, реньерит $Cu, (Fe, Ge)S_4$, аргиродит Ag_8GeS_5 , канфильдит $Ag_3 (Sn, Ge)S_6$, ультрабазит $Pb_{28}Ag_{22}Sb_4Ge_3S_{51}$, флейшерит $Pb_3Ge[(OH)_4(SO_4)_2] 4H_2O$. Основная масса германия находится в виде изоморфной примеси в силикатах и сульфидах. Наибольшее промышленное значение для добычи германия имеют месторождения свинцово-цинковых, медных, сульфидных, железных руд, месторождения ископаемых углей осадочно-метаморфического происхождения.

Галлий применяется для изготовления высокотемпературных термометров, полупроводников и электронных приборов, специальных зеркал, в атомных реакторах в качестве теплоносителя. В последнее время используется как новый полупроводниковый материал (для ЭВМ в дисплеях для передачи информации на значительные расстояния и в лазерной технике). Собственных минералов галлия нет, повышенное содержание его имеют сфалерит, магнетит, касситерит, гранат, берилл,

турмалин, сподумен, флогопит, биотит, мусковит, нефелин и натролит. Все эти минералы относятся к гидротермальным сульфидным месторождениям.

Селен используется для изготовления полупроводников, в частности выпрямителей, измерительной аппаратуры, фотоэлементов, телевизоров, в стекольной промышленности для изготовления рубинового стекла, применяемого в сигнальных устройствах на флоте и железнодорожном транспорте. Основными минералами селена являются ашавалит $FeSe$, клаусталит $PbSe$, тиманнит $HgSe$, хастит $CoSe_2$ и платинит $PbBi_2(S, Se)_3$.

Главное промышленное значение для добычи селена имеют месторождения меднопорфировых и медноколчеданных руд.

Теллур используется в полупроводниках, в фотографии, при производстве термоэлектрических и фотоавтоматических приборов, подшипников, в качестве добавок к чугунам, стали и резине, в виде сплавов с оловом, в холодильной технике, в качестве катализатора при крекинг-процессе. Минералами теллура являются креннерит $(Au, Ag)Te$, калаверит $AuTe_2$, алтаит $PbTe$, гессит Ag_2Te , сильванит $AuAgTe_4$, петцит Ag_3AuTe_2 , мутманит $(Ag, Au)Te$ и монтбрейит Au_2Te_3 .

Большая часть этих минералов содержится в низкотемпературных золотосеребряных, порфировых медных и свинцово-цинковых, сульфидно-кобальтовых, сурьмяно-ртутных месторождениях.

Рений – один из самых тяжелых металлов, дает сверхтвердые и тугоплавкие сплавы с танталом, вольфрамом, молибденом, медью.

Химическое и промышленное сырье

Фосфор (F) – высокоактивный элемент, используется в химической промышленности, изготовлении спичек, пиротехнике, в металлургии, органическом синтезе, производстве активированного угля, фотореагентов, интесектидов, лекарственных препаратов, моющих средств. В самом большом объеме используется для производства минеральных удобрений для сельского хозяйства. Промышленные минералы: апатит $Ca_5(PO_4)(Fe, Cl, OH) (27\% P_2O_5)$, фосфорит. Извлечение чистого фосфора производится термическим способом. Для производства удобрений используется непосредственно рудный концентрат с содержанием P_2O_5 около 28%.

Серя (S) – химический элемент, используется в химической промышленности для производства серной кислоты, искусственного волокна,

красителей, синтетического каучука, в целлюлозно-бумажной, резино-вой, химико-фармацевтической промышленности, производстве спичек и взрывчатых веществ. Самым большим потребителем является сельское хозяйство (средства борьбы с вредителями, удобрения, дезинфицирующие средства). Как минерал представляет собой самородное образование, как элемент – входит в состав многих минералов.

Соли – минеральные образования в виде галита NaCl , сильвина KCl , карналлита $\text{KCl MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, каинита $\text{KCl MgSO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, лангбейнита $\text{K}_2\text{SO}_4 \cdot 2\text{MgSO}_4$, полигалита $2\text{CaSO}_4 \cdot \text{MgSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, тенардита Na_2SO_4 и мирабелита $\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$. Используются в качестве пищевого продукта и в химической промышленности. Калийные соли главным образом используются для производства калийных удобрений.

Флюорит (CaF_2) – минерал, в основном используется для получения фтора в химической промышленности, а также в качестве флюса в металлургической промышленности, производстве стекла и оптического сырья.

Слюда – минералы: мусковит, флогопит и вермикулит используются в электротехнической промышленности, производстве строительных материалов (рубероид, теплоизоляторы).

Асбест $\text{Mg}_6[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})$ – минерал волокнистого строения, способный расщепляться на тончайшие волокна диаметром до 0,0001 мм, высокой прочности (до 32 МПа) и температурой плавления 1550 °С. Эти качества определяют его использование в текстильной промышленности, цементной, бумажной промышленности для изготовления термоизоляционной одежды, термоэлектрозащитных материалов, кровельных материалов, асбоцементных труб, шифера и других изделий.

Тальк $\text{Mg}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}][\text{OH}]$ и **пирофиллит** $\text{Al}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}][\text{OH}]_2$ – минералы, используются в медицине, парфюмерной промышленности, для изготовления керамических изделий для высоковольтных изоляторов, радиодеталей, нагревательных приборов, технической посуды, санитарной керамики, облицовочных плиток и художественных изделий, изготовлении красок, кабельных, резиновых и кровельных изделий, производстве магниальных удобрений и средств борьбы с вредителями в сельском хозяйстве.

Графит – минерал, используется в электротехнике (гальванические элементы, аккумуляторы, электроды, угли для осветительных приборов и электросварки, скользящие контакты в электродвигателях, на транспорте, в металлургической и керамической промышленности, при изготовлении химически стойких изделий, смазочных и антифрикционных материалов, атомно-ядерной энергетике, производстве карандашей, красок, полировочных и противонакипных материалов.

Корунд Al_2O_3 и **наждак** – вторые по твердости после алмаза абразивы. Используются в качестве абразивного материала в металлообрабатывающей и других отраслях промышленности, а также в металлургии для получения силуминов, т. е. легких сплавов из алюминия и кремнезема.

Барит и витерит – минералы BaSO_4 , BaCO_3 с большой плотностью от 4,3 до 4,6 г/см³. Барит используется в нефтяной промышленности в качестве утяжелителя глинистых растворов во время бурения нефтяных и газовых скважин, для производства бариево-циркониевых белил, препаратов бария, изготовления резины, бумаги, картона, в строительной промышленности.

Кварц – кристаллический минерал SiO_2 пьезооптического свойства. Используется в качестве стабилизатора частот электромагнитных колебаний, генератора направленного ультразвука, аппаратуре многоканальной связи, в измерительных и оптических приборах. Аморфный кварц (жильный, кварцит, кварцевый песчаник) используется в металлургии (диас, флюс, силикосплавы) и строительстве (штучный камень, щебень).

Исландский шпат – кристаллический минерал CaCO_3 . Благодаря ярко выраженной способности к двойному лучепреломлению и высокой прозрачности для ультрафиолетовых и световых лучей используется в оптической промышленности для изготовления поляризационных призм и приборов для полярископов, поляриметров, микроскопов, фотометров, спектрометров, дальномеров, прицелов и т.п.

Бор (В) – элемент. В настоящее время широко используется в стекло-керамической, кожевенной, текстильной, деревообрабатывающей, резиновой и лакокрасочной промышленности, мыловарении и производстве моющих средств, парфюмерии, медицине, сельском хозяйстве, металлургии, авиации, ракетостроении для изготовления газовых турбин, реактивных двигателей и в ядерной технике. Карбид бора – высокоабразивный материал, нитрат бора – термоизолятор, полупроводник и абразив, по твердости аналогичен алмазу. Сложные борводороды легко окисляются горючим с выделением большого количества тепла, является горючим для реактивных двигателей. Соединения бора используются для изготовления нейлона, фиброгласа и гибких пластмасс. Минералами являются боросиликаты: диатомит BaBSiO_4OH , данбурит $\text{CaB}_2\text{Si}_2\text{O}$ и бораты: бура $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$, ашарит $\text{MgBO}_2(\text{OH})$.

Полевой шпат – алюмосиликат калия, натрия, кальция и изредка бария. Используется в промышленности тонкой керамики для изготовления фаянсовых и фарфоровых изделий, эмалей, производстве электродов, стекла, абразивов. Полевые шпаты являются главными минералами гранитных пегматитовых образований.

Нерудное сырьё

Карбонаты — мел, мергель, доломит, мрамор. Используются: в качестве строительного и облицовочного камня, в производстве цемента, металлургическом производстве в качестве флюса, производстве извести, огнеупоров, в сельском хозяйстве, химической и пищевой промышленности, для производства соды, карбида, едкого натра, натрия, в пищевой промышленности (для очистки сахара), стекольной, бумажной, лакокрасочной, резиновой и других отраслях промышленности.

Магнезит ($MgCO_3$) и **брусит** ($MgOH_2$) — минералы, используются для производства металлургического и огнеупорного кирпича, в химической, фармацевтической, резиновой, сахарной и керамических отраслях, в производстве магнезиального цемента, огнестойких красок, вискозы, керамики, абразивных изделий (жернова, карборундовые круги, бруски), для термоизоляционного покрытия электрокабелей, электротехнических сталей, для производства удобрений и получения металлического магния.

Строительные материалы

Известняк, доломит, мрамор, гипс, туф, песчаник, кварцит, гранит, лабрадорит, габбро, базальт, травертин, вулканический шлак, диорит, ангидрит, песок, гравий, глина, горные породы, используемые для строительства зданий, сооружений, автомобильных и железных дорог, аэродромов, плотин.

Алмазы

Алмаз — углерод с очень плотной упаковкой атомов, что обуславливает его исключительно высокую твердость (10 по шкале Мооса), высокий показатель преломления (в натровом свете у бесцветных кристаллов 2,4175, у желтых — 2,419–2,421). Дисперсия алмаза высокая — 0,063. Угол полного внутреннего отражения для кристаллов алмаза при показателе преломления 2,42 составляет 24,51. Микротвердость алмаза — 100,6 ГПа, модуль упругости — 825 ГПа, предел прочности на сжатие — 20 МПа. Алмазы бывают бесцветные и окрашенные в бледные и интенсивные цвета (бледно-желтый, канареечно-желтый, бледно-зеленый, розово-лиловый, рубиново-красный, синий со стальным оттенком,

черный). Кроме твердых примесей в алмазах содержатся N_2 , H_2O , H_2 , CH_4 , CO , CO_2 . По массовой доле N выделяют азотные алмазы (0,25% N) и безазотные (менее 0,001% N). Твердыми примесями в алмазах являются включения оливина, графита, ильменита, пиропы, магнетита и других минералов. Различают ювелирные и технические алмазы. К первым относятся кристаллы, пригодные для огранки, отличающиеся прозрачностью, совершенством кристаллической формы, отсутствием трещин и заметных включений. Граница между ювелирными и техническими алмазами весьма произвольна: алмаз относят к ювелирным, если он бесцветен или слабо окрашен, содержит не более пяти мелких включений и масса его более 1/20 карат.

Среди технических алмазов различают борт, баллас и карбонадо. Борт — мелкие, непригодные для ювелирных целей кристаллы неправильной формы и их сростки. Баллас — шаровидные или овальные алмазы мелкозернистого строения с оболочкой более твердой, чем центральная часть. Алмазную мелочь и низкосортные алмазы, пригодные только для абразивных целей, называют конго.

Алмазы наряду с цветными, редкими и радиоактивными металлами являются важнейшим сырьем для промышленности. Обладают самой большой из всех известных в природе минералов твердостью. Они используются в промышленности для изготовления алмазных инструментов, фильер, в буровой технике, металлорезании, при камне- и металлообработке, для изготовления приборов, инструментов, абразивов, в точном приборостроении и прецизионной измерительной аппаратуре, для изготовления детекторов элементарных частиц сверхчувствительных термометров, полупроводников. По генезису алмазные месторождения относятся к эндогенным — кимберлитовым и лампронитовым формациям и экзогенным — россыпям. Извлечение алмазов производится путем обогащения на отсадочных машинах или в тяжелых средах, затем люминесцентной сепарации и в результате жирового процесса.

При обработке ювелирных камней теряется существенная часть их массы. Так, самый крупный в мире ювелирный алмаз «Куллинан», добытый на руднике «Премьер» в ЮАР, имел массу 3106 карат и размер 10x6,5x5 см. Из него была получена серия бриллиантов общей массой 1063,65 карат (34,25% исходной массы): «Звезда Африки» — 530,2 карата, «Куллинан II» — 317,4 карата и др. К крупным камням относятся: «Эксцельсиор», найден в ЮАР, масса 971,5 карата, изготовлен 21 бриллиант общей массой 373,75 карата; «Кох-и-Нур», найден в Южной Индии, масса 800 карат; «Звезда Сьерра-Леоне», масса 969,9 карата. Наиболее известными ювелирными алмазами, найденными в бывшем

СССР, являются: «XXV съезд КПСС» 342 карата; «Звезда Якутии» 232,5 карата; «Мария» 105,88 карата.

Камнесамоцветное сырье

Обширная группа драгоценных, полудрагоценных и цветных камней разделяется на ограночные и поделочные. Ограночные камни – это минералы, обладающие высокой твердостью, стойкостью к химическому воздействию, бесцветные или чаще всего красивой окраски чистых тонов. Поделочные камни в отличие от ограночных в большинстве случаев являются не отдельными минералами, а горными породами.

Ограночные камни

Сапфир и рубин – разновидности минерала корунда. Рубин имеет розовый и кроваво-красный цвет, а сапфир густо-синий.

Александрит – разновидность минерала хризоберилла, изумрудно-зеленой окраски, а при электрическом освещении фиолетово-красный.

Изумруд и аквамарин – разновидности минерала берилла. Изумруд имеет ярко-зеленый цвет, аквамарин – синевато-голубой.

Топаз – большей частью имеет светлые оттенки желтого, винно-желтого, соломенно-желтого, голубого, фиолетового, зеленого, розового и изредка красного цвета.

Турмалин – цвет исключительно разнообразен: турмалин черного цвета носит название шерл, темно-синего – индиголит, темно-красного – рубеллит.

Ювелирный кварц: горный хрусталь – бесцветный, раухтопаз – прозрачно-дымчатый, морион – черный, цитрин – желтый, празем – кварц с включением иголок зеленого антимонита), авантюрин – желтый или красноватый с мерцающим отливом вследствие включений слюды.

Хризолит – минерал оливин, цвет желтый с зеленым оттенком или бесцветен.

Гранаты – цвет гранатов разнообразный: пироп – темно-красный, розовый, черный, альмандин – буро-красный, красный, черный, спескартин – темно-красный, оранжево-желтый, бурый, гроссуляр – медово-желтый, бледно-зеленый, оранжево-желтый, красный, андрадит – желтый, зеленоватый, буро-красный, черный, демантоид – прозрачно-

зеленый, уваровит – изумрудно-зеленый, шорломит – черный, буровато-черный.

Циркон – буро-оранжевый носит название гиацинта, темно-бурый – галакона.

Поделочные камни

Агат и оникс – различных цветов, часто слоисто-окрашенные.

Бирюза – небесно-голубого цвета.

Лазурит – цвет лазорево-синий.

Лунный камень – цвет нежно-синеватый.

Солнечный камень – желтоватого цвета с искристо-золотистым отливом.

Амазонит – цвет зеленый и зеленовато-голубой.

Лабрадорит – цвет темно-серый, серый и черный с ирризирующими в зеленых, желтых, синих и красных тонах кристаллами лабрадора.

Нефрит – цвет зеленый, молочно-белый, желтоватый, черный.

Орлец – русское название родонита, розово-красный цвет с черными прожилками.

Обсидиан – цвет черный, бурый, зеленый.

Халцедон – различается по цвету: молочно-белый – кахалонг, голубой – сапфирин, желтый, красный – сердолик, бурый – карнеол, зеленый – плазма, яблочно-зеленый – хризопраз, зеленый с красными пятнами – гелиотроп, с дендритами хлорита и окислами железа – моховой.

Агат и яшма – цвета и их сочетание исключительно разнообразны.

Кварцит – однотонный буро-красный – шокшененский, красный, бурый, неравномерно окрашенный с включениями – белорецкий, коричнево-желтый, желтый с включениями чешуек слюды – авантюрин.

Змеевик (серпентинит) – цвет зеленый различных оттенков и рисунков.

Офиокальцит (серпентинитовый мрамор) – цвет от ярко-зеленого до желто-зеленого, однотонный или пятнистый, полосчатый или с дендритами окислов железа.

Лиственин (кварц-карбонатная порода) – цвет зеленый с белыми прожилками.

Оникс мраморный (разновидность арагонита) – цвет белый, светло- и темно-желтой окраски.

Малахит – зеленого цвета различных тонов с концентрически-зональным расположением полос.

Янтарь – окаменелая смола самых разнообразных цветов, оттенков и прозрачности.

Гагат – смолистый уголь черного цвета.

1.3. КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СЫРЬЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Вопросы комплексного и рационального использования минерального сырья являются главными в хозяйственном и экономическом значениях.

К *попутным полезным ископаемым* относятся минеральные комплексы (горные породы, руды, подземные воды, рассолы), добыча которых (при разработке основного полезного ископаемого) и использование являются экономически целесообразными.

К *попутным компонентам* относятся заключенные в полезных ископаемых минералы, металлы и другие химические элементы и их соединения, которые не имеют определяющего значения для промышленной оценки месторождения, но при переработке полезных ископаемых извлечение их может быть рентабельным.

В зависимости от форм нахождения и требования, предъявляемых промышленностью к сырью, попутные полезные ископаемые и компоненты разделяются на три группы.

К первой группе относятся попутные полезные ископаемые, образующие самостоятельные пласты, залежи или рудные тела в породах, вмещающих основное полезное ископаемое. Например, на месторождениях медно-колчеданных руд может встречаться серный колчедан, на месторождениях барит-полиметаллических руд – золотосодержащие кварциты, на месторождениях бокситов – железные руды и огнеупорные глины и т. д.

К этой же группе относятся вскрышные породы, по составу и свойствам пригодные для производства строительных материалов (глины, каолины, песчано-гравийные отложения, скальные породы и т. д.) или для других целей, а также торф и в отдельных случаях почвенно-растительный слой и потенциально плодородные почвы, после проведения агрохимических мероприятий используемые в сельском хозяйстве.

Ко второй группе относятся попутные компоненты, образующие собственные минералы, которые при обогащении могут быть выделены в самостоятельные концентрации или промышленные продукты, а в отдельных случаях накапливаются в продуктах обогащения основных компонентов в количествах, допускающих их последующее извлечение на экономически рациональной основе. Например, в железных рудах нередко присутствуют титановые, медные и ванадийсодержащие минералы, золото и кобальт, пирит, иногда апатит, гатчеттолит и бадделлит.

В медноколчеданных рудах содержится большое количество серы, присутствуют минералы свинца. Для медно-никелевых руд характерно наличие золота, минералов кобальта и серебра. В некоторых месторождениях полезных ископаемых иногда встречаются ювелирные и ювелирно-поделочные камни, изредка пьезооптическое сырье.

К третьей группе относятся различного рода примеси в минералах основных и попутных компонентов (изоморфные, механические, микровключения собственных минералов и др.), а также органические металлические и металлоорганические соединения в углях и углистых породах. Преобладающую часть попутных компонентов составляют рассеянные элементы, широко распространенные в различных твердых полезных ископаемых при весьма низких содержаниях.

Состав попутных компонентов этой группы зависит от вида полезного ископаемого и типа руд. Например, в угле и вмещающих породах содержится серный колчедан, германий, галлий, уран, молибден, свинец, цинк; в полиметаллических рудах присутствуют: сурьма, кадмий, теллур, таллий, галлий, иногда германий; в медно-никелевых рудах – платиноиды, кобальт, сера, селен, теллур, таллий, галлий, германий; в бокситах – галлий, ванадий, скандий; в алунитах и нефелинах – галлий, ванадий и т. д.

При обогащении полезных ископаемых они накапливаются в концентратах основных компонентов, а при переработке концентратов или непосредственном использовании полезных ископаемых в металлургическом, химическом и других производствах попутные полезные компоненты скапливаются в товарных продуктах или отходах.

Таким образом, разработка месторождений полезных ископаемых, особенно открытым способом, осуществляется предприятием по добыче и комплексной переработке минерального сырья практически по безотходной технологии.

1.4. ПРИРОДНЫЕ УСЛОВИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В природе не существует двух одинаковых по своим условиям месторождений. Вид полезного ископаемого, геологические, сейсмические и климатические особенности, обводненность и топография поверхности характеризуют природные условия месторождения (*табл. 1.2*). Каждая составляющая природных условий характеризуется большим количеством показателей, учет которых необходим для выбора технологии разработки и комплексной механизации производственных процессов.

Таблица 1.2

Природные условия	Признак разделения	Показатели
Вид полезного ископаемого	Горючие ископаемые	Уголь, сланец, торф
	Металлические ископаемые	Железная руда, руды цветных металлов, руды редких и благородных металлов, руды радиоактивных металлов
	Неметаллические ископаемые	Руды горно-химического сырья, руды строительных материалов, драгоценные и полудрагоценные камни, флюсы, огнеупоры
	Генезис пород месторождения	Осадочные магматические и метаморфические породы
	Форма залежи	Пластовая, линзообразная, жильная штокообразная, россыпь
	Строение залежи	Простое, сложное
	Залегание	Горизонтальное, пологое, наклонное, крутое, сложное
	Мощность залежи	Большая, средняя, малая
	Запасы полезного ископаемого	Большие, средние, малые
	Тип вскрышных пород и полезного ископаемого	Скальные, полускальные, мягкие
	Глубина залегания полезного ископаемого от поверхности	Поверхностные, глубинные
Топография поверхности месторождений	Вид поверхности месторождения	Равнинная, сложная
Орография поверхности месторождения	Относительно уровня моря и поверхности района	Платформенное, нагорное, высокогорное, подводное
Климат	Жесткость погоды и влажность	Суровый, умеренный, мягкий
Гидрогеология	Водопиток	Простая, сложная
Сейсмичность	Наличие землетрясений	Несейсмичный, сейсмичный

Из геологических условий наиболее важными в определении способа технологии разработки являются структура месторождения, форма рудного тела и глубина его залегания от поверхности. Эти особенности определяются генезисом месторождения. Структура характеризуется складчатостью, разрывами, интрузиями, строением и зоной контактов. По форме рудные тела (рис. 1.2) разделяются на пластовые, пластообразные, трубо-, столбо- и линзообразные, жильные, штокверковые, гнездообразные, сложной формы и россыпи.

Пластовые рудные тела обычно метаморфогенного осадочного происхождения отличаются выдержанной мощностью и четкими контактами с вмещающими породами.

Пластообразные рудные тела в основном экзогенного происхождения. Они отличаются менее выдержанной мощностью и формой, имеют различные углы падения. Пластообразная жила, секущая окружающие породы, называется дайкой.

Линзообразные рудные тела округлой или овальной формы в плане с уменьшенной мощностью по краям имеют различные размеры и углы падения. По происхождению они относятся к экзогенным и метаморфогенным месторождениям.

Жильные рудные тела – практически основная форма эндогенных постмагматических месторождений. Форма жил зависит от трещин в земной коре, заполненной минеральным веществом, и может быть простая со сравнительно выдержанными элементами залегания и четкими контактами и сложная с невыдержанными элементами залегания и четкими контактами, состоящими из сложного пучка тонких жил и прожилков, ветвящихся или секущих друг друга. Мощность жил ограничена и обычно не превышает 10 м.

Штокообразные рудные тела представляют собой рудные массивы неправильной формы и большого размера. Обычно они имеют эндогенное постмагматическое происхождение.

Штокверковые рудные тела – это неправильной формы масса породы, насыщенная различно ориентированными рудными прожилками. По происхождению они относятся к эндогенным месторождениям.

Гнездообразные рудные тела, небольшие по размерам и неправильной формы, могут быть эндогенного и экзогенного происхождения.

Столбообразные и трубообразные рудные тела занимают по форме и размерам среднее положение между жилами и штоками. Как правило, они имеют эндогенное происхождение контактово-метасоматического типа.

Россыпи – это горизонтальные пластообразные рудные тела небольшой мощности экзогенного происхождения.

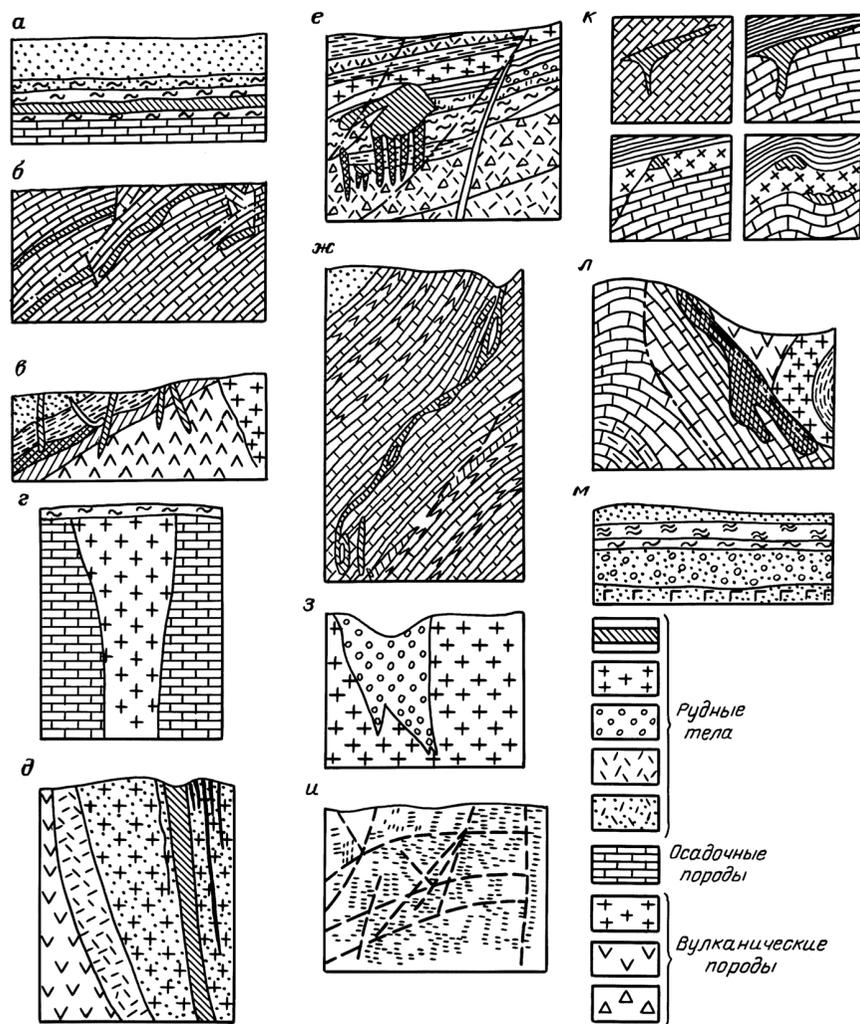


Рис. 1.2. Формы рудных тел:

- а – пластовая; б – пластообразная; в – дайка; г – трубообразная;
- д – солбообразная; е – линзообразная; ж – жильная; з – штокообразная;
- и – штокверк; к – гнёзда; л – сложная; м – россыпь

По строению различают залежи *простые*, выемка которых не требует специальной технологии, и *сложные*, требующие применения раздельной выемки.

По углу падения пластообразные залежи делят на: *горизонтальные* и *пологие* (до 10°), при обработке которых можно использовать выработанное пространство для размещения вскрышных пород, *наклонные* ($10-30^\circ$), когда размещение вскрышных пород в выработанном пространстве связано с применением специальной технологии, и *крутые* (более 30°), когда выработанное пространство невозможно использовать для размещения вскрышных пород.

По мощности залежи разделяют на *маломощные*, когда для добычных работ требуется специальная технология и техника, *средней мощности*, когда при горизонтальных и пологих пластообразных залежениях они отрабатываются одним уступом, а при наклонном и крутом залегании – одной заходкой, и *мощные*, отрабатываемые при горизонтальном и пологом залегании несколькими уступами, а при наклонном и крутом залегании – несколькими заходками.

По типу вскрышных пород и полезного ископаемого различают месторождения с мягкими породами ($\sigma_{сж}=10^6 \div 10^7$ Па) и плотными породами ($\sigma_{сж}=10 \div 2 \cdot 10^7$ Па), не требующими предварительного рыхления для выемки, с полускальными породами ($\sigma_{сж} = 2 \cdot 10^7 \div 5 \cdot 10^7$ Па), требующими механического или взрывного разрушения, и со скальными породами ($\sigma_{сж}= 5 \cdot 10^7 \div 3,5 \cdot 10^8$ Па), для разработки которых необходимо предварительное взрывное разрушение.

Глубина залегания рудных тел от поверхности изменяется в широком диапазоне – от минимальной, когда рудное тело выходит под наносы, которые возможно отрабатывать общим уступом, до максимальной, определяемой эффективностью открытых горных работ.

По местоположению различают *платформенные*, *нагорные* и *подводные* месторождения.

В гидрогеологическом отношении в зависимости от водопритока месторождения могут быть *обводненными* и *малообводненными*.

При разработке месторождений учитывается сейсмичность района и его климат. Климатические условия в наибольшей степени влияют на технологию, механизацию и организацию горных работ. Для нашей страны, где почти две трети территории занимают области с суровым климатом, влияние климатических условий особенно ощутимо. Снежные заносы осложняют работу карьерного транспорта, наличие снега в полезном ископаемом и пустой породе приводит к примерзанию горной массы к стенкам транспортных средств и является причиной оползней и обвалов.

В Заполярье продолжительность снежного периода достигает 300 дней в году, длительность одной метели может быть 7 суток. При температуре воздуха ниже -50°C , которая в отдельных районах держится

длительное время, требуется особый режим работы, металл становится хрупким, что является причиной поломок горного и транспортного оборудования.

Ветры, скорость которых достигает, например на Кольском полуострове, 60 м/с являются причиной отказа подачи электроэнергии по проводам воздушных линии, затрудняют зарядку взрывных скважин, загрузку горной массы, перемещение людей и механизмов. При отрицательных температурах ветер создает особенно жесткие условия работы.

По физиологическому восприятию человека увеличение скорости ветра на 0,5 м/с эквивалентно понижению температуры на 1°С.

Учитывая это явление, на Норильском горно-металлургическом комбинате принято выражать климатические условия жесткостью погоды в баллах:

$$Ж = |t| + 2v,$$

где t – абсолютное значение температуры воздуха, °С;

v – скорость ветра, м/с.

Для карьеров, находящихся в суровых климатических условиях с отрицательными температурами, уменьшается число рабочих дней в году, сокращается продолжительность рабочего дня и предусматривается обогрев работающих на открытом воздухе через определенные промежутки времени.

К климатическим факторам, влияющим на технологию разработки горных пород, относится туман. В высокогорных районах число туманных дней достигает 200.

В зонах с жарким или тропическим климатом высокая температура воздуха, песчаные бури, повышенная солнечная радиация, влажность предъявляют свои особые требования к технологии, механизации и организации горных работ.

В сложных по климатическим условиям районах на карьерах должны применяться оборудование и аппаратура, конструкция которых обеспечивает надежную работу при низких температурах, повышенной влажности, сильных ветрах, возможном обледенении, пониженном давлении в высокогорных районах и в тумане.

1.5. ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ГОРНЫХ ПОРОД

Строение руд. Руды, в которых рудных минералов больше 80%, обычно называют сплошными или массивными, если меньше, то при

вкрапленной текстуре руды называют вкрапленными. Различают вкрапленность *густую* (50–80%), *среднюю* (50–30%) и *бедную*, или *убогую* (менее 30%). Массовые руды встречаются на месторождениях железа, хрома, меди, цинка, марганца, вкрапленные – на месторождениях золота, серебра, платины, молибдена, вольфрама, олова, никеля, кобальта, сурьмы, ртути, висмута и др.

Структура руд – строение рудной массы, определяемой формой, размерами и сочетанием минералов или их обломков в пространственно обособленных минеральных агрегатах (рис. 1.3). Различают макроструктуру, наблюдаемую в штуфах руд на глаз, и микроструктуру, выявляемую только под микроскопом.

Текстура руд определяется пространственным взаимоположением минеральных агрегатов, отличающихся друг от друга по форме, размерам, составу и структуре (рис. 1.4).

Физические свойства пород и их химический состав в значительной мере определяются свойствами слагающих их минералов. Важная роль принадлежит структуре пород и размеру слагающих их минеральных зерен. В плотных, тонкозернистых и стекловатых породах в результате деформации образуются лишь трещины, а межзерновые деформации не развиваются. Крупнозернистые породы легко поддаются меж- и внутризерновым деформациям. Повышенная прочность на сжатие диабазов, вязкость и пластичность сланцев обусловлены прежде всего структурой этих пород. Текстуры пород большое влияние оказывают на их хрупкость – пластичность. Полосчатые текстуры повышают пластичность и понижают хрупкость пород. Однако прямая пропорциональная зависимость между степенью физической анизотропии и степенью пластичности породы наблюдается не всегда. Проницаемость горных пород, т. е. способность пропускать гидротермальные растворы, определяется в основном эффективной пористостью и трещиноватостью. На проницаемость влияют также давление и глубина от земной поверхности, температура, агрегатное состояние растворов, их состав, характер взаимодействия с породами и др. Пористость представляет собой отношение в процентах суммы объемов пор горной породы ко всему объему породы. Величина пористости в магматических и метаморфических породах очень мала и составляет сотые и десятые доли процента. Но для многих пород пористость изменяется в широких пределах.

В расчетах количества вещества используют понятия *плотность* и *объемная масса*. Плотность – это масса единицы объема твердой фазы породы ρ_0 (кг/м³). Различают горные породы с высокой плотностью более $4 \cdot 10^3$ кг/м³, средней – $(4-2,5) \cdot 10^3$ кг/м³ и легкие – менее

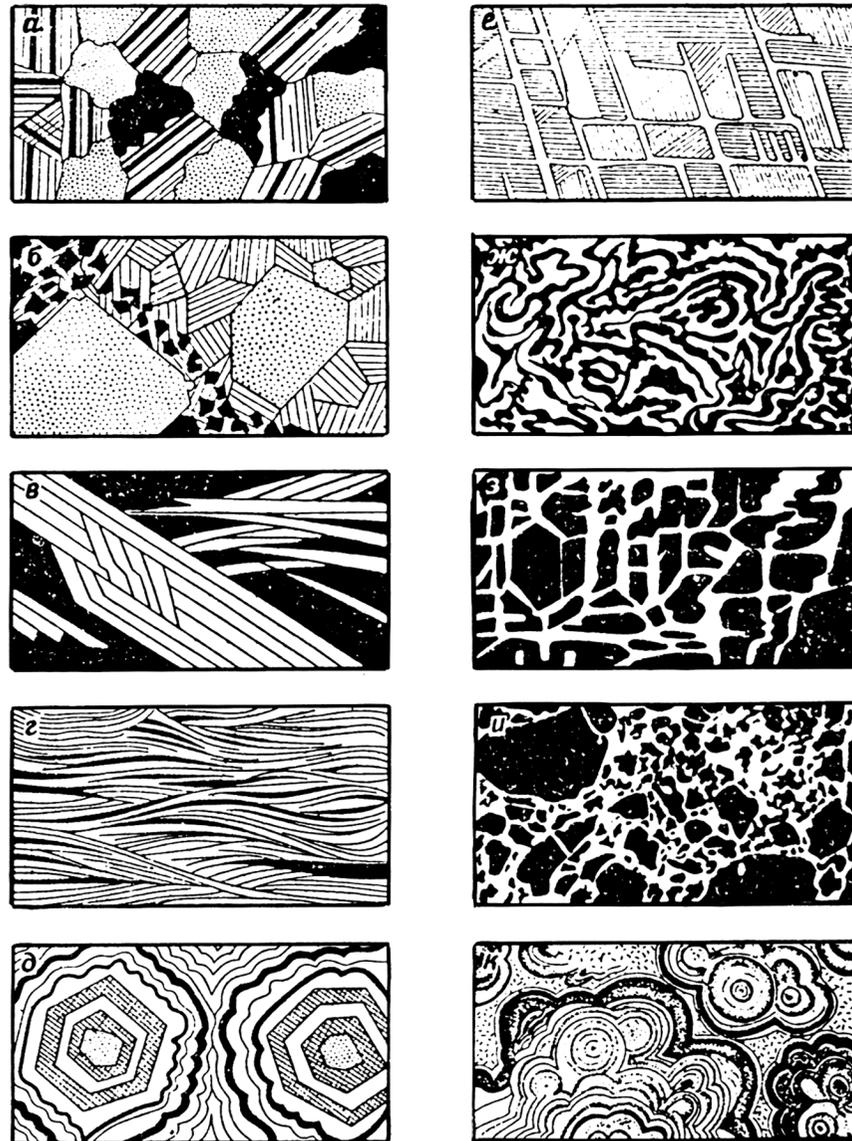


Рис.1.3. Типы структур руд (по В. И. Смирнову):
 а – равнoзернистая; б – неравнoзернистая; в – пластинчатая;
 г – волокнистая; д – зональная; е – кристаллографически ориентированная;
 ж – тесного срастания; з – замещения; и – дробления; к – коломорфная

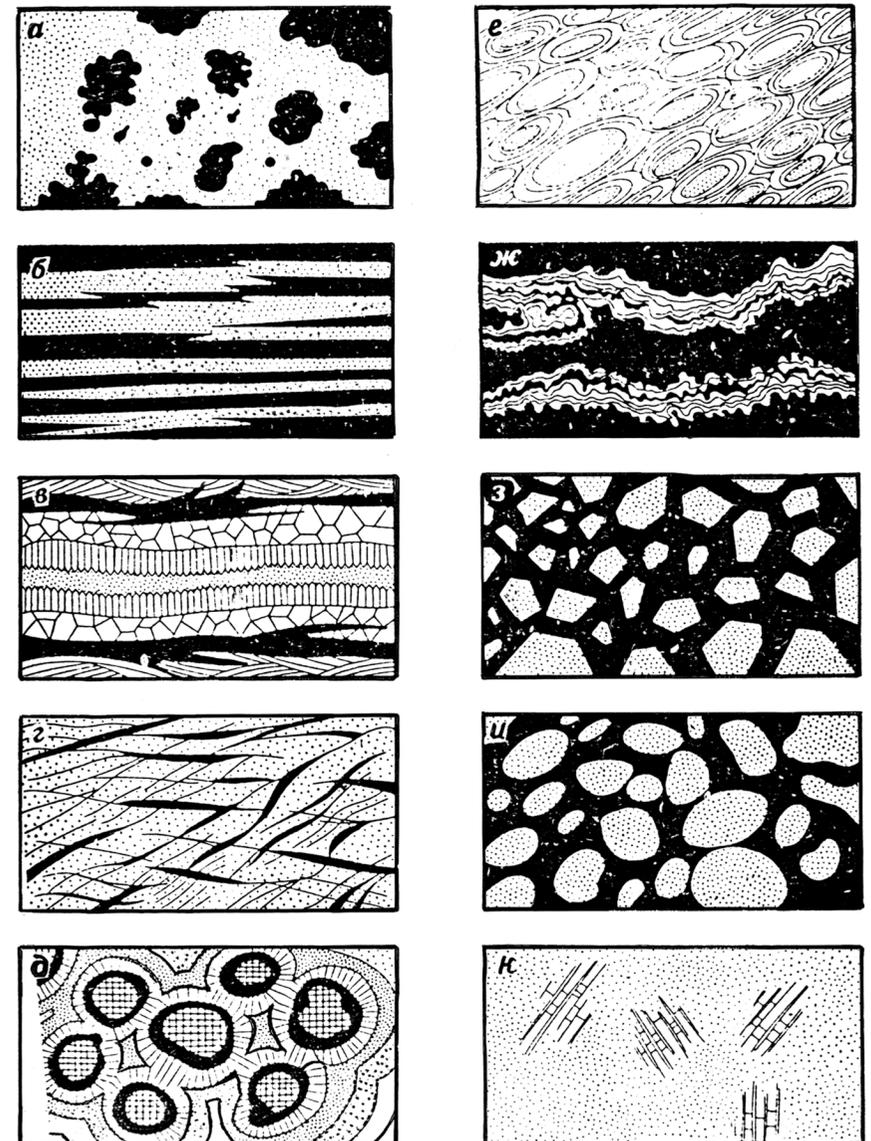


Рис. 1.4. Типы текстур (по В.И. Смирнову):
 а – пятнистая; б – полосчатая; в – крустификационная; г – прожилковая;
 д – кокардовая; е – оолитовая; ж – коломорфная; з – брекчиевая;
 и – брекчиевидная; к – каркаснаящичная

$2,5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$. Объемная масса ρ (кг/м^3) – это масса единицы объема горной породы с ее естественной пористостью и влажностью. Соотношение между плотностью и объемной массой

$$\rho = \rho_0(1-P),$$

где P – общая пористость горной породы.

В расчетах сил и нагрузок используются понятия удельный вес g_0 , т.е. вес единицы объема твердой фазы породы, и объемный вес g – вес единицы объема породы в ее естественном состоянии

$$\gamma_0 = \rho_0 g,$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 .

Деформационные свойства горных пород. Деформация – это изменение формы или объема тела под воздействием внешних сил. Деформации в земной коре разделяются на *упругие* и *остаточные*. *Упругость* – это свойство твердых тел изменять форму и объем под влиянием физических воздействий и полностью восстанавливать первоначальное состояние после устранения этих воздействий. Упругой называется такая деформация, при которой твердое тело после снятия физических воздействий возвращается к первоначальному состоянию. При всех деформациях существует предел упругости. Если он превышен, то возникает остаточная деформация, не исчезающая полностью или частично после устранения вызвавших ее воздействий. Внутренние силы, возникающие в теле и стремящиеся уравновесить действие внешних сил, называются силами упругости. Величина этих сил, приходящаяся на единицу площади поперечного сечения тела, называется *напряжением*.

Широко распространенные в земной коре остаточные деформации разделяются на *пластические* и *хрупкие*. Под *пластической* понимают остаточную деформацию, проявляющуюся без нарушения сплошности материала и образовавшуюся в результате внешних сил. *Хрупкой* называют такую деформацию, при которой тело разрушается без заметной пластической деформации.

Для горного производства важно учитывать не только пластическую деформацию, но и *вязкость пород*, а также релаксацию и *ползучесть*. От вязкости тела зависит скорость пластической деформации,

так как вязкость отражает процесс внутреннего трения, т. е. способность отдельных частиц тела оказывать сопротивление друг другу при перемещении их относительно друг друга. Релаксация выражается падением напряжения в теле, а величина пластической деформации при этом подерживается постоянной. Это явление связано с тем, что частицы тела, смещаясь в процессе пластической деформации, находят новые устойчивые положения. При этом напряжения, вызывающие перемещения частиц при достижении последними устойчивого положения, будут исчезать. Релаксация приводит к постепенному превращению упругой деформации в остаточную, пластическую. Ползучесть материала проявляется как пластическая деформация, длительно протекающая при постоянных напряжениях, не превышающих предела упругости. Сущность этого явления заключается в том, что в теле под влиянием постоянной нагрузки происходит перегруппировка частиц и непрерывный переход части упругой деформации в пластическую. Но поскольку нагрузка сохраняется, упругая деформация возобновляется до прежнего размера.

В соответствии с законом Гука между удлинением стержня и нагрузкой на него существует прямая пропорциональная зависимость, а между удлинением и площадью поперечного сечения стержня – обратная. При нагрузке, не достигшей определенного предела, удлинение образца прямо пропорционально растягивающей силе F , длине образца l и обратно пропорционально площади поперечного сечения S . Эти опытные данные связываются соотношением

$$\Delta l = Fl/ES,$$

где Δ – приращение длины, называемое абсолютным удлинением стержня от силы F ;

E – коэффициент пропорциональности – модуль упругости, или модуль Юнга.

Отношение $\Delta l/l$ называется *относительным удлинением* ϵ . Если учесть, что напряжение $\sigma = F/S$, то закон Гука для одноосного растяжения $\epsilon = \sigma/E$, или $\sigma = E/\epsilon$.

Стержни, работающие на растяжение или сжатие, испытывают кроме продольных также поперечные деформации. Абсолютная величина отношения относительной поперечной деформации ϵ_1 к относительной продольной ϵ называется коэффициентом Пуассона и обозначается μ , т.е. $\mu = \epsilon_1/\epsilon$. Эти два коэффициента E и μ полностью характеризуют упругие свойства всех изотропных материалов.

Сопротивление взаимному перемещению контактирующих тел или сопротивление частей тела при его деформации характеризуется внутренним трением, которое определяется по теории прочности Мора как касательное напряжение (рис. 1.5):

$$\tau = k_{\text{сц}} + \sigma \operatorname{tg} \varphi,$$

где φ – угол внутреннего трения, градус;
 $\operatorname{tg} \varphi$ – коэффициент внутреннего трения;
 $k_{\text{сц}}$ – предел прочности породы при срезе в условиях отсутствия нормальных напряжений, Па. Эту величину называют *сцеплением породы*.

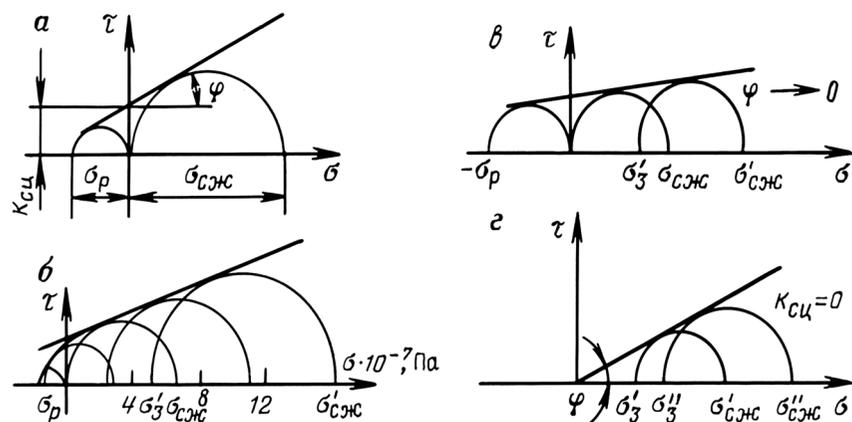


Рис.1.5. Огибающие кругов напряжений:
 а – построение; б, в, г – паспорта прочности соответственно известняка, глинистых и сыпучих пород;
 $\sigma_{\text{сж}}$ и $\sigma_{\text{р}}$ – пределы прочности при сжатии и растяжении соответственно

Угол внутреннего трения различных горных пород изменяется в пределах от 15° для слабых, не плотных пород до 45° для скальных пород.

Для сыпучей горной массы характерен угол трения, представляющий собой величину, при которой сыпучая порода перемещается под действием гравитации по наклонной плоскости. Угол трения зависит от свойств породы, размера кусков, влажности и коэффициента трения. При перемещении породы по породе коэффициент трения составляет 0,9–1,2, а угол трения – $42\text{--}51^\circ$, при перемещении по стальному листу коэффициент трения составляет 0,65–1,0, а угол трения – $33\text{--}45^\circ$.

Для разрыхленной горной массы используется показатель – *угол естественного откоса* φ_0 , который образует наклонную поверхность разрыхленной горной массы с горизонтальной плоскостью в ее насыпном состоянии. Увеличение влажности и крупности кусков горной массы ведет к увеличению угла естественного откоса отвалов и штабелей горных пород на карьерах. Взаимосвязь механических свойств горных пород приведена в *табл. 1.3*.

Горные породы оказывают различное сопротивление деформации. Сопротивление деформации называется *прочностью*. Наибольшей прочностью породы обладают при сжатии, наименьшей – при растяжении.

Свойства горных пород в конкретных условиях изучаются во время геологической разведки и освоения месторождения. Для различных районов, бассейнов и даже различных зон одного месторождения они могут быть разными. В *табл. 1.4* приведены свойства горных пород большинства месторождений.

Чем больше вязкость, тем большее сопротивление оказывает тело пластической деформации. Пластичные материалы и породы способны выдерживать значительную пластическую деформацию без разрушения. В хрупких телах непосредственно вслед за упругой деформацией или после незначительной пластической наступает разрушение. Для пластических тел между пределом упругости и пределом прочности имеется широкий интервал, у хрупких тел оба эти предела совпадают.

При различных видах деформации (растяжение, сдвиг, сжатие) в горных породах возникают два типа трещин – *скальвания* и *отрыва*. Образование первых связано с максимальными касательными напряжениями, вторых – с максимальными растягивающими напряжениями. Таким образом, каждая горная порода имеет два предела прочности: один для скальвания, другой для отрыва. Разрушение пород при увеличении напряжений осуществляется по тому типу, для которого в данных условиях предел прочности ниже и, следовательно, достигается раньше.

Деформационные свойства горных пород зависят от величины всестороннего давления, температуры, наличия насыщающих сред и скорости деформирования. С ростом величины всестороннего сжатия прочность всех горных пород увеличивается и тем больше, чем больше размер зерен породы. При росте всестороннего давления повышаются вязкость и прочность пород, особенно на отрыв. Время (скорость) деформации играет огромную роль. При мгновенной деформации (взрывы) даже пластические тела деформируются, как хрупкие.

Таблица 1.3

Взаимосвязь механических свойств горных пород

Механические свойства	Расчетная зависимость	Параметры
Предел прочности при одноосном сжатии, Па	$\sigma_{сж} = \frac{F_{сж. max}}{S_0}$	$F_{сж max}$ – максимальная разрушающая сила при одноосном сжатии образца. S_0 – площадь поперечного сечения образца
Предел прочности при растяжении, Па	$\sigma_p = \frac{F_{p. max}}{S_0}$	$F_p max$ – максимальная разрушающая сила при одноосном сжатии образца
Модуль продольной упругости (модуль Юнга), Па	$E = \frac{9KG}{3K+G}$ $E = \frac{F}{\xi}$	F – нормальное растягивающее напряжение, ξ – относительная продольная деформация образца длиной l , равна $\frac{\Delta l}{l}$, где Δl – абсолютная продольная деформация образца
Коэффициент Пуассона	$\mu = \frac{\xi_0}{\xi}$ $\mu = \frac{3K-2G}{3(3K+G)}$	ξ_0 – относительная поперечная деформация образца с начальным диаметром d , равная $\frac{\Delta d}{d}$, где Δd – абсолютная поперечная деформация образца
Модуль сдвига, Па	$G = \frac{E}{2(1+\mu)}$ $G = \tau/\alpha$	τ – касательное напряжение $\left(\tau = \frac{F}{S_0} \cos \alpha \right)$ α – угол наклона плоскости среза по направлению внешнего усилия
Модуль всестороннего сжатия, Па	$K = \frac{E}{3(1-2\mu)}$	
Скорость продольных волн	$v_{np} = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1-\mu}{(1+\mu)(1-2\mu)}} = \sqrt{\frac{\lambda-2G}{\rho}}$	ρ – плотность породы λ – константа Ламе
Скорость поперечных волн	$v_n = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1}{2(1+\mu)}} = \sqrt{\frac{G}{\rho}}$	
Акустическая жесткость кг/м ² с	$C_p = \rho v_{np}$	

Таблица 1.4

Свойства горных пород

Порода	Предел прочности, $\times 10^6$ Па		Плотность пород, кг/м ³	Скорость волны, м/с		Акустическая жесткость, $\times 10^6$ кг/м ² с	Модуль упругости, $\times 10^{10}$ Па	Модуль объемного сжатия, $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона
	на сжатие	на растяжение		продольной	поперечной				
Песок	50-60	-	1400-2000	-	-	0,42-2,60	0,003	-	-
Глина	65-105	4	1450-2500	800-3300	-	1,12-8,20	0,003	-	-
Уголь	80	5	1250	1200	720	1,5	0,18	0,09	0,36
Галит крупнозернистый	215	18	2140	3140	1740	6,76	2,16	1,28	0,28
Серпентинит	280	23	2430	3200	1750	7,78	1,08	1,74	0,28
Сиенит	422	34	2600	1796	1197	4,7	0,80	0,32	0,10
Известняк	450	70	2420	3430	1860	8,3	2,17	1,71	0,26
Сланец	460	50	2460	6920	4060	17,0	10,22	6,5	0,24
Кварцит трещиноватый	480	34	2730	3021	1993	7,6	2,3	1,0	0,12
Известняк с кальцитом	480	-	2650	3015	1660	8,0	1,02	1,47	0,27
Песчаник	495	-	2660	3318	1656	8,8	1,25	1,80	0,33
Сиенит-диорит	532	69	2720	4524	2585	11,9	5,5	2,6	0,26
Известняк микрозернистый	584	-	2660	3770	2065	10,0	1,62	2,33	0,28
Роговиково-кварцевая брекчия	665	-	3180	2118	1170	9,81	0,87	1,26	0,28
Массивный известняк	683	-	2650	3466	1735	9,18	1,36	1,96	0,33
Кварцево-серпентиновый сланец	725	-	2620	2900	1580	7,55	0,89	1,28	0,28
Пелитоморфный известняк	742	-	2820	2895	1550	7,42	0,89	1,28	0,24

см. продолжение

Продолжение таблицы 1.4

Порода	Предел прочности, $\times 10^5$ Па			Плотность пород, $\text{кг}/\text{м}^3$	Скорость волны, м/с		Акустическая жесткость, $\times 10^6$ $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{с}$	Модуль упругости, $\times 10^{10}$ Па	Модуль объемного сжатия, $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона
	на сжатие	на растяжение	на срез		продольной	поперечной				
Мрамор (белый)	745	115	244	2720	4300	2500	11,7	5,11	2,82	0,25
Мрамор (черный)	750	210	—	2820	5900	3280	16,6	5,74	7,09	0,32
Окварцованный сиенит	800	36	—	2740	4406	2521	11,8	5,30	2,5	0,26
Сланцы	879	—	—	2700	2569	1557	6,94	0,76	1,1	0,20
Известняк доломитизированный	904	—	—	2540	2762	1561	7,0	0,83	1,2	0,26
Доломит 1	913	—	—	2950	3558	1654	9,9	1,42	2,05	0,33
Конгломерато-брекчия известковая	917	—	—	2550	2800	1541	7,14	0,86	1,23	0,28
Джаспероид доломитизированный	918	—	—	2580	3218	1725	8,3	1,14	1,64	0,29
Известняк окварцованный	949	—	—	2720	3200	1684	8,7	1,19	1,72	0,30
Доломит 2	971	—	—	3090	3103	1800	9,59	1,27	1,83	0,24
Песчаник	976	—	—	2540	3160	1680	8,02	1,09	1,56	0,30
Алевролит	981	—	—	2810	2765	1554	7,77	0,92	1,32	0,26
Известняк Агалатаса	995	23	204	2670	5750	3300	15,35	4,42	5,05	0,25
Известняк Хайдаркана	997	50	350	2690	5350	3100	14,4	3,97	4,3	0,24
Известняк с кальцитом	1000	—	—	2670	3555	1777	9,49	1,45	2,08	0,33

см. продолжение

Продолжение таблицы 1.4

Порода	Предел прочности, $\times 10^5$ Па			Плотность пород, $\text{кг}/\text{м}^3$	Скорость волны, м/с		Акустическая жесткость, $\times 10^6$ $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{с}$	Модуль упругости, $\times 10^{10}$ Па	Модуль объемного сжатия, $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона
	на сжатие	на растяжение	на срез		продольной	поперечной				
Глинисто-углистый сланец	1020	—	—	2630	3430	1870	9,02	1,35	1,9	0,28
Кварцит	1105	60	—	2760	3592	2268	9,8	3,6	1,6	0,17
Джаспероид	1172	—	—	2570	2896	1543	7,44	0,92	1,33	0,30
Гнейс	1175	—	340	2850	6080	3370	17,3	8,35	6,38	0,28
Мрамор (красный)	1200	—	250	2730	5470	3100	14,9	6,75	4,74	0,26
Диабазовый порфирит	1300	40	160	2440	5040	2500	13,3	2,33	4,56	0,33
Глинистый сланец	1300	45,5	330	2650	4850	3050	12,85	4,16	3,02	0,17
Роговиково-кварцевая брекчия	1310	—	—	2490	3200	1750	7,97	2,55	1,57	0,20
Измененный туф	1340	41	335	2530	4740	2850	12,8	3,23	3,0	0,21
Парагнейс	1395	62	420	2640	4700	3100	12,4	4,58	2,5	0,11
Джаспероид-кварцевая брекчия	1430	—	—	2490	3200	1750	7,97	1,09	1,16	0,28
Габбро-диабаз 1	1500	230	—	2850	5400	3140	15,4	7,4	5,58	0,26
Гранито-гнейс	1520	—	180	2710	6410	3200	17,4	7,57	7,59	0,33
Роговиково-кварцевые брекчи	1525	—	—	2570	3200	1680	8,22	1,13	1,62	0,30
Глинисто-углистый сланец	1020	—	—	2630	3430	1870	9,02	1,35	1,9	0,28
Кварцит	1105	60	—	2760	3592	2268	9,8	3,6	1,6	0,17
Джаспероид	1172	—	—	2570	2896	1543	7,44	0,92	1,33	0,30

см. продолжение

Продолжение таблицы 1.4

Порода	Предел прочности, $\times 10^5$ Па			Плотность пород, кг/м^3	Скорость волны, м/с		Акустическая жесткость, $\times 10^6$ $\text{кг/м}^2 \cdot \text{с}$	Модуль упругости, $\times 10^{10}$ Па	Модуль объёмного сжатия, $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона
	на сжатие	на растяжение	на срез		продольной	поперечной				
Гнейс	1175	–	340	2850	6080	3370	17,3	8,35	6,38	0,28
Мрамор (красный)	1200	–	250	2730	5470	3100	14,9	6,75	4,74	0,26
Диабазовый порфирит	1300	40	160	2440	5040	2500	13,3	2,33	4,56	0,33
Глинистый сланец	1300	45,5	330	2650	4850	3050	12,85	4,16	3,02	0,17
Роговиково-кварцевая брекчия	1310	–	–	2490	3200	1750	7,97	2,55	1,57	0,20
Измененный туф	1340	41	335	2530	4740	2850	12,8	3,23	3,0	0,21
Парагнейс	1395	62	420	2640	4700	3100	12,4	4,58	2,5	0,11
Джаспероидо-кварцевая брекчия	1430	–	–	2490	3200	1750	7,97	1,09	1,16	0,28
Габбро-диабаз 1	1500	230	–	2850	5400	3140	15,4	7,4	5,58	0,26
Гранито-гнейс	1520	–	180	2710	6410	3200	17,4	7,57	7,59	0,33
Роговиково-кварцевые брекчи	1525	–	–	2570	3200	1680	8,22	1,13	1,62	0,30
Обремененный известняк	1580	–	–	2650	3318	1802	8,79	1,25	1,8	0,28
Диабаз	1580	110	–	2870	5670	3560	18,2	9,38	6,79	0,27

см. окончание

Окончание таблицы 1.4

Порода	Предел прочности, $\times 10^5$ Па			Плотность пород, кг/м^3	Скорость волны, м/с		Акустическая жесткость, $\times 10^6$ $\text{кг/м}^2 \cdot \text{с}$	Модуль упругости, $\times 10^{10}$ Па	Модуль объёмного сжатия, $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона
	на сжатие	на растяжение	на срез		продольной	поперечной				
Глинистый сланец	1595	–	–	2670	2917	1650	7,79	0,97	1,4	0,26
Диоритовый порфирит	1600	73,2	370	2750	5040	2500	13,85	2,32	4,78	0,33
Порфирит	1600	200	–	2930	6410	3360	18,80	8,85	7,78	0,31
Гранит розовый	1720	170	1135	2590	4650	2900	12,1	5,74	2,72	0,18
Сланец	1760	40	–	2710	5750	3320	15,6	7,6	5,09	0,25
Доломит кристаллический	1885	340	1225	2850	6600	630	18,8	9,83	7,59	0,28
Андезит	1950	89	375	2700	5520	2950	14,9	3,36	5,24	0,30
Лиственит	1950	45,3	340	2700	5950	2900	16,05	3,04	6,64	0,17
Песчаник	2150	72	395	2630	5220	2900	13,65	3,27	4,28	0,27
Диабаз мелкозернистый	2350	–	–	3040	7530	4220	22,6	14,03	10,24	0,27
Роговик	2370	48	375	2590	6550	3380	15,9	4,38	6,46	0,28
Гнейсовидный сланец	2300	83	350	2030	5680	3240	16,55	4,65	5,32	0,25
Диабазовый порфирит	2580	–	250	2910	7140	3660	20,8	10,5	9,84	0,32
Габбро-диабаз 2	2600	140	–	3100	5640	3350	17,5	8,6	5,28	0,23
Кварцевый порфир	3355	385	680	2630	5100	3100	13,4	6,97	3,54	0,21

Длительная деформация способствует тому, что относительно хрупкие породы проявляют себя как пластичные. Повышение температуры ведет к понижению вязкости горных пород и, следовательно, к увеличению их способности к пластической деформации; уменьшается также и прочность горных пород на скалывание. С понижением температуры вязкость и прочность горных пород на скалывание возрастают. Наличие в породе жидкости и водяных паров уменьшает ее прочность.

Характер проявления деформации горной породы зависит от условий деформации, совокупности и взаимного сочетания всех перечисленных факторов (глубины залегания пород от поверхности, времени или скорости деформации, температуры, наличия в породе растворов). Совместное действие температуры и всестороннего давления ведет к тому, что, начиная с некоторой глубины, горные породы разрушаются преимущественно путем вязкого скалывания, тогда как вблизи поверхности проявляется и отрыв.

При прочих равных условиях хрупкость — пластичность пород зависит от свойств и количественного соотношения в ней породообразующих минералов. Главные породообразующие минералы можно расположить в ряд по понижению их хрупкости и повышению пластичности: кварц, полевые шпаты, пироксены, амфиболы, оливин, биотит, мусковит, серицит, карбонаты, хлорит, тальк, каолинит. Пластичность возрастает от кислых изверженных пород к основным. В осадочных породах она подвержена значительным колебаниям. Карбонатные породы обладают повышенной пластичностью, но доломиты более хрупкие, чем известняки.

Деформационные свойства породы определяются также текстурой пород. Для этого изучается механическая анизотропия горных пород. В массивных породах ориентировка минералов макроскопически не устанавливается. Линейная и плоскостная ориентировка кристаллов хорошо заметны на расслоенных интрузивных массивах и эффузивных породах. Для метаморфических пород характерны сланцеватые текстуры. Породы с полосчатыми (слоистыми, сланцеватыми) текстурами наиболее пластичны и при деформации подвергаются преимущественно изгибу.

В горном производстве прочностные свойства горных пород выражаются очень обобщенно через коэффициент крепости f (по шкале проф. М.М. Протождяконова), представляющий собой численно $f = \sigma_{сж}/10^7$ или более точно

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{3 \cdot 10^7} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{3 \cdot 10^6}}$$

Совокупность всех напряжений, существующих в деформируемом теле, представляет его напряженное состояние или его поле напряжений.

При любой деформации в каждой точке тела имеются такие взаимно перпендикулярные площади, на которые действуют только нормальные напряжения растяжения—сжатия, а касательные отсутствуют. Эти нормальные напряжения называются главными, а направления, по которым они действуют, — главными осями напряжений. Сжатие и растяжение по двум из трех главных осей является предельным, т. е. одно из них максимальное, а другое — минимальное.

Деформацию тела можно представить в виде трехосного эллипсоида, с помощью которого можно наглядно показать ориентировку осей деформации в пространстве и по каждой из главных осей. При условии однородной деформации изотропного тела возникающая под нагрузкой деформация вполне соответствует распределению напряжений и поэтому главные оси напряжений и главные оси деформации совпадают. Вдоль главных осей деформации происходит сокращение или удлинение тела в размере, пропорциональном напряжению. По одной оси возникает максимальное сокращение или удлинение, по другой — минимальное.

При разработке месторождений приходится иметь дело не с напряжениями, а со следами вызванных ими деформаций. Поэтому используется представление об эллипсоиде деформации, допуская при этом совпадение главных осей напряжений и деформаций, хотя в природных условиях они могут точно и не совпадать.

Основой для анализа деформаций горных пород и выявления закономерностей образования и размещения трещин в настоящее время является представление о взаимно перпендикулярном расположении трех главных осей деформации A , B и C и соотношениях, существующих между ними и поверхностями максимального растяжения, а ось C — максимального сжатия. В случае плоской деформации (в плоскости AC) ось B остается неизменной. При объемной деформации, проявляющейся в природных условиях, растяжение происходит по двум осям — A и B , а ось C является осью максимального сжатия.

При деформации горных пород образуются трещины двух генетических типов: скалывания и отрыва. Скалывание обусловлено касательными напряжениями в плоскостях максимальных касательных напряжений, отрыв — нормальными растягивающими напряжениями.

Направление трещин скалывания и отрыва в случае деформации в одной плоскости показано на *рис. 1.6*. При растяжении образуются две системы трещин скалывания, расположенные по биссектрисам между осями сжатия и растяжения, т. е. под углом 45° к ним, и трещины отрыва,

Внешние нагрузки	Напряжения		Трещины		Ориентировка осей деформации	Положение трещин
	$\pm \sigma_{\max}$	τ_{\max}	отрыва при σ_{\max}	скалывания при τ_{\max}		
Растяжение						
Сжатие						
Сдвиг						

Рис. 1.6. Схемы расположения трещин отрыва и скалывания при различных видах внешней нагрузки в случае плоской деформации:

σ – максимальные нормальные напряжения; τ – максимальные касательные напряжения.

Главные оси напряжений: a – максимальных растягивающих; b – без напряжений; c – максимальных сжимающих.

Главные оси деформации: A – максимального растяжения; B – промежуточная (в случае плоской деформации остаётся неизменной); C – максимального сжатия; $1, 2$ – направления максимальных касательных напряжений.

Системы тектонических трещин: I–II – скалывания; III – отрыва

перпендикулярные к оси растяжения. При сжатии возникают две системы трещин скалывания, ориентированные также по биссектрисам между осями сжатия и растяжения, и трещины отрыва, совпадающие по направлению с осью сжатия. При сдвиге также образуются две системы трещин скалывания и одна система трещин отрыва. На рис. 1.6 показана ориентировка трещин не только по отношению к главным осям напряжений a, b, c , но и по отношению к главным осям деформации A, B, C . Две системы трещин скалывания (I и II) совпадают с биссектрисами между осями A и C . Угол, образуемый одной из систем плоскостей скалывания с осью C , называется *углом скалывания*. Трещины отрыва совпадают с осью максимального сжатия C и перпендикулярны к оси максимального растяжения A . Зная расположение трещин на участке месторождения, можно определить ориентировку осей деформации, а следовательно, и направление главных осей напряжений. При объемной деформации, проявляющейся в природных условиях, растяжение происходит

по двум осям – A и B , поэтому число возникающих систем трещин увеличивается, и трещиноватая структура бывает значительно сложнее.

Величина угла скалывания различна для пород с разными физико-механическими свойствами. При одном и том же напряжении для хрупких пород величина угла скалывания меньше, чем для пород пластичных. В связи с этим в неоднородных толщах, сложенных различными породами, простираение сколовых трещин может несколько изменяться. При переходе из одной породы в другую трещины как бы преломляются.

В горном производстве междуведомственной комиссией по взрывному делу все массивы скальных и полускальных пород разделены по степени трещиноватости на пять категорий. *Степень трещиноватости* оценивается средним расстоянием между естественными трещинами, видимыми на поверхности забоя. Монолиты (блоки), ограниченные в массиве естественными трещинами, называют *отдельностями*. Содержание в массиве отдельностей определенной крупности выражается в процентах к объему эксплуатационного (взрывного, экскаваторного и пр.) блока. Классификация массива по трещиноватости приведена в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Классификация массива по трещиноватости

Категория пород по трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами, м	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Акустический показатель трещиноватости, А	Содержание в массиве отдельностей, %, размером, м		
					> 0,3	> 0,7	> 1
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	До 0,1	10	0–0,1	До 10	0	Нет
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1–0,5	2–10	0,1–0,25	10–70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5–1	1–2	0,25–0,4	70–100	30–80	5–40
IV	Мелкотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1–1,5	1–0,65	0,4–0,6	100	80–90	40–80
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	1,5	0,65	0,6–1	100	100	100

Для определения трещиноватости массива применяются различные методы: *линейный, планиметрический, фотопланиметрический, акустический и метод кернов*.

По линейному методу подсчитывают число естественных трещин, пересекающих специально натянутый на забое шнур, относя их к единице длины:

$$\lambda = n/L,$$

где n – число трещин, пересекающих прямую;
 L – длина прямой, м.

Планиметрический метод предусматривает измерение площади всех крупных кусков на поверхности забоя в полосе площадью $1,5 \times 10$ м.

Фотопланиметрический метод предусматривает съемку забоя фото-теодолитом или его фотографирование с наименьшим искажением вместе с рейкой.

Акустический метод наиболее удобен. Он позволяет непосредственно в карьере определять естественную трещиноватость.

Акустический показатель трещиноватости представляет собой отношение квадрата скорости продольной волны в массиве $v_{п}$ к квадрату скорости в образце v_0 .

Трещиноватость по кернам определяют с помощью линейного метода, т. е. подсчитывают число естественных трещин, приходящихся на единицу длины керна.

Деформационные свойства горных пород в массиве и в образце существенно отличаются. Скорость распространения упругих колебаний и акустическая жесткость в массиве, по данным В. П. Мосинца, в 1,25–1,6 раза меньше, чем в образцах. Коэффициент Пуассона в массиве 0,28–0,3, а в образцах не более 0,26, модуль Юнга в массиве в 3–4 раза меньше, чем в образце, а плотность в массиве меньше, чем в образце на 8–10%. Это показывает, что в массиве степень пластичности пород значительно выше.

Радиоактивность горных пород. Естественной радиоактивностью обладают многие горные породы. Она обусловлена наличием в их составе радиоактивных элементов (урана, тория, радия) или радиоактивных изотопов калия, кальция, рубидия, циркония, олова, теллура, вольфрама, рения и висмута. Кроме того, ряд горных пород обладает способностью адсорбировать из окружающей среды радиоактивные элементы и изотопы, в результате приобретать способность естественной радиоактивности. Наибольшей способностью обладают глина и глинистые сланцы, поэтому горные породы, содержащие глинистые частицы, могут иметь естественную радиоактивность.

Наибольшую естественную радиоактивность вследствие содержания элементов урана, тория (г/т) и радиоактивного изотопа калия имеют:

✧ базальт – 0,9 г/т U	4,0 г/т Th	0,75% K
✧ диабаз – 0,8	2,0	–
✧ гранит – до 5	13,0	4,4
✧ известняк – 1,3	2,1	–
✧ уголь каменный – 2,4	10,5	–

При распаде радиоактивных элементов в горных породах происходит изучение α - и β -частиц и γ -лучей.

Альфа-частицы представляют собой положительно заряженные ядра атомов гелия, состоящие из двух протонов и двух нейтронов. Альфа-частицы вылетают из вещества с начальной скоростью от $1,2 \cdot 10^9$ до $2,3 \cdot 10^9$ см/с и энергией от $3 \cdot 10^{-13}$ до $1,7 \cdot 10^{-12}$ Дж. Длина пробега альфа-частицы незначительна. В воздухе она составляет всего 3–10 см, а, например, в кварце всего лишь 0,04 мм, т. е. практически не выходит из пределов самой породы.

Бета-частицы – это поток электронов (позитронов), вылетающих из ядра элемента с разной скоростью. У некоторых бета-частиц скорость близка к скорости света. Длина пробега бета-частиц значительно больше, чем альфа-частиц, и в воздухе составляет от 1 см до 9 м в зависимости от начальной скорости. Максимальная энергия бета-частиц изменяется от $3,2 \cdot 10^{-14}$ до $5,1 \cdot 10^{-13}$ Дж.

Гамма-лучи – это очень короткие электромагнитные волны менее 10^{-8} . Энергия гамма-квантов в зависимости от длины волны от $8 \cdot 10^{-15}$ до $4,8 \cdot 10^{-15}$ Дж. Проникающая способность гамма-лучей большая. Например, пучок гамма-квантов радиоактивного изотопа кобальта ослабляется в 2 раза лишь слоем свинца толщиной 1,6 см или алюминия толщиной 12 см.

Радиоактивность горных пород определяется по интенсивности их излучения гамма-квантов, альфа- и бета-частиц. Выражается в *рентгенах*. Рентген – единица экспозиционной дозы γ -излучения в воздухе, при которой в результате завершения всех ионизационных процессов в 0,001293 г воздуха образуются ионы, несущие заряд в одну электростатическую единицу количества электричества каждого знака; 0,001293 г – масса 1 см^3 атмосферного воздуха при температуре 0°C и давлении 1013 ГПа. Измерение радиоактивности производится специальными приборами – радиометрами, которые фиксируют в первую очередь гамма-излучение. Радиометрические измерения позволяют не только определять естественную радиоактивность горных пород, но и производить поиски радиоактивных руд, определять среднее содержание в них радиоактивных элементов, производить сортировку радиоактивных руд по сортам и содержанию.

Естественная радиоактивность руд урана, тория и радия вследствие малой концентрации этих элементов в руде небольшая, что при соблюдении техники безопасности и режима работы не представляет опасности для здоровья человека, работающего на горнодобывающем предприятии. Опасность повышенной радиации появляется в процессах обогащения руды и извлечения радиоактивных элементов. В этих производствах применяются специальные меры, исключаяющие нахождение человека в опасных зонах.

1.6. ТЕРМИНОЛОГИЯ И ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Добывание полезного ископаемого непосредственно на поверхности земли называют *открытыми горными работами*. В результате этих работ на поверхности земли образуется выемка, служащая для разработки месторождений полезного ископаемого и представляющая собой *эксплуатационное пространство карьера*.

Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом, также называется карьером. Понятие «карьер» имеет два значения – техническое и административно-хозяйственное. Термин «карьер» имеет несколько синонимов, встречающихся на практике и в литературе. В рудной и нерудной промышленности, например, горное предприятие, разрабатывающее коренное месторождение открытым способом, принято называть карьером, россыпное месторождение – прииском, в угольной промышленности – разрезом. Однако наиболее общим и распространенным является термин «карьер».

В зарубежной практике для наименования карьера как административно-хозяйственной единицы используется термин «горное предприятие».

Элементы карьера. Месторождение полезных ископаемых или его часть с массивом покрывающих и вмещающих пустых пород, отведенная для разработки одним карьером, называется *карьерным полем*.

В процессе работ по извлечению полезного ископаемого образуется *открытое выработанное пространство*. Его глубина при разработке крутых залежей может достигать нескольких сотен метров. На поверхности земли выработанное пространство ограничивается *границами карьерного поля*, по глубине – *дном карьера*.

Разработка горных пород внутри карьерного поля производится горизонтальными слоями, вследствие чего профиль карьера имеет ступенчатую форму.

Отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения, называется *уступом* (рис. 1.7). Его высота устанавливается с учетом безопасности работ и зависит от рабочих параметров выемочного оборудования и свойств массива.

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

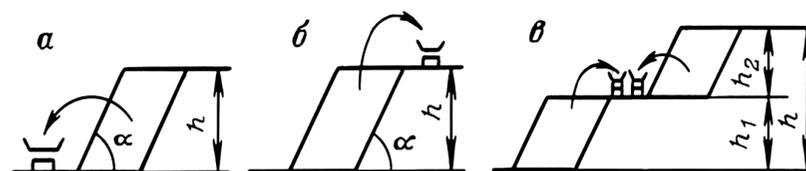


Рис. 1.7. Уступы и подуступы карьера:

а, б – уступы; в – подуступы; h – высота уступа; h_1 и h_2 – высота подуступов; α – угол откоса уступа

Основные элементы уступа (рис. 1.8) – площадки, откос, бровки. *Площадкой уступа* называется горизонтальная поверхность, ограничивающая уступ по высоте; различают нижнюю и верхнюю площадки уступа.

Откосом уступа называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства между верхней и нижней площадками.

Угол, образуемый откосом уступа с горизонтальной поверхностью, называется *углом откоса уступа*. Его величина зависит от свойств пород массива, высоты уступа и длительности его стояния.

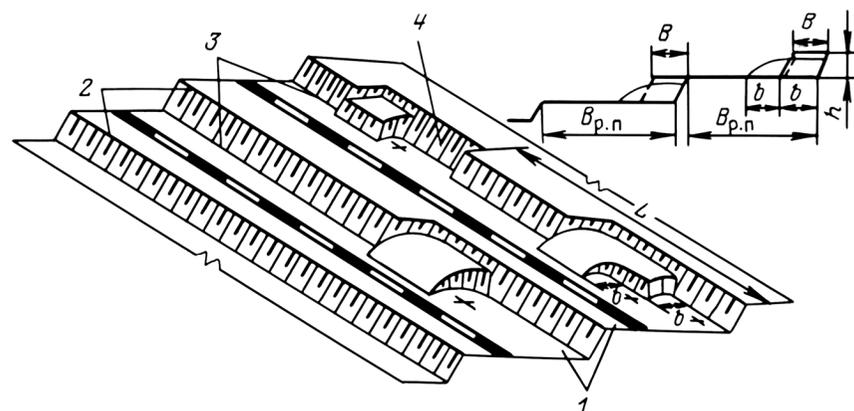


Рис. 1.8. Элементы уступа:

1 – уступы; 2 – верхние бровки уступов; 3 – нижние бровки уступов; 4 – откос уступа; B – заходка по целику; b – ширина заходки в развале горной массы; L – длина блока

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

Часть уступа по ширине, разрабатываемая выемочными средствами в сочетании с забойным транспортом, называется *заходкой уступа*, торец заходки называется *забоем*.

В случае применения для разработки уступа нескольких экскаваторов заходка уступа делится на *блоки*.

Заходка уступа характеризуется шириной B , высотой h и длиной L . Высота обычно соответствует высоте уступа, длина – длине фронта работ уступа.

Фронт работ уступа называется часть уступа, подготовленная для ведения горных работ.

Площадка уступа, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, предназначенное для его разработки, называется *рабочей площадкой уступа* $B_{p,п}$ или рабочим горизонтом карьера. Горизонты карьера имеют отметки абсолютные, относительно уровня Балтийского моря, или условные, относительно постоянной абсолютной отметки на поверхности карьера. Рабочие площадки уступов соединяются между собой *бермами* (рис. 1.9). Площадка между уступами, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения устойчивости и задержания осыпающихся с откоса кусков породы, называется

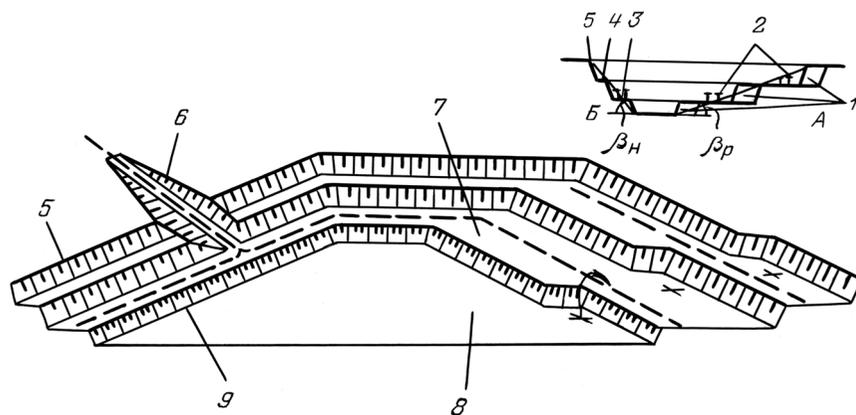


Рис. 1.9. Разрез карьера:

1 – уступы; 2 – рабочие площадки; 3 – транспортная берма; 4 – предохранительная берма; 5 – верхний контур карьера; 6 – капитальная траншея; 7 – эксплуатационное пространство; 8 – выработанное пространство; 9 – нижний контур карьера; А – нерабочий борт карьера; В – рабочий борт карьера; $\beta_{н}$ – угол откоса нерабочего борта карьера; $\beta_{р}$ – угол откоса рабочего борта карьера

предохранительной бермой. Если эта площадка служит для размещения транспортных коммуникаций, то ее называют *транспортной бермой*.

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

Борт карьера – это боковая поверхность, ограничивающая карьер и состоящая из откосов и площадок уступов.

Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется *рабочим бортом карьера*, при отсутствии горных работ – *нерабочим бортом карьера*.

Линия пересечения бортов карьера с земной поверхностью называется *верхним контуром карьера*.

Линия пересечения бортов с дном карьера называется *нижним контуром карьера*.

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

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

Открытая горная выработка, имеющая в поперечном сечении трапециевидную форму, называется *траншеей*, треугольную форму – *полутраншеей* (рис. 1.10).

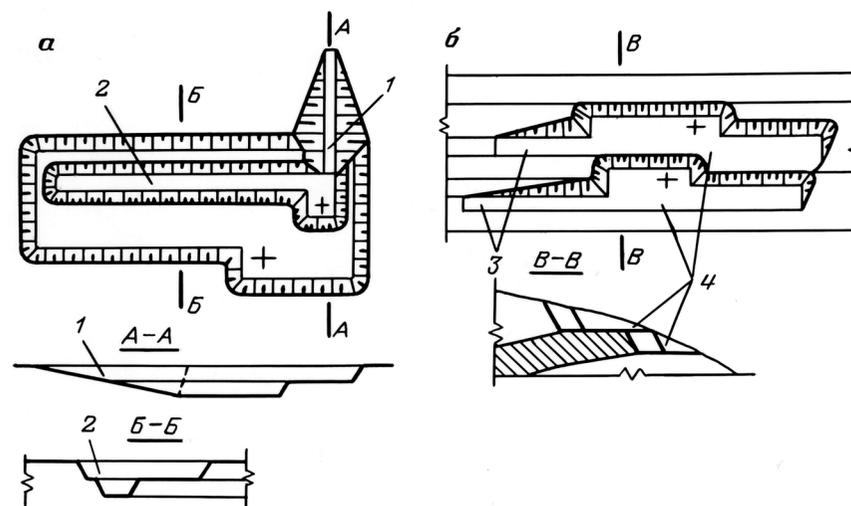


Рис. 1.10. Траншеи в карьере: а – с равнинной поверхностью; б – на косогоре:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – капитальные полутраншеи; 4 – разрезные полутраншеи

Капитальные траншеи создают доступ транспорту с поверхности к разрабатываемому рудному телу. Разрезные траншеи и полутраншеи служат для создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования.

По назначению, для обеспечения работы, все эксплуатационное пространство карьера разделяется на функциональные элементы (рис. 1.11) основные: выемочный блок ВБ, горизонтальная транспортная берма ГТБ, наклонная траншея НТ, наклонная транспортная берма НТБ, предохранительная берма ПБ, берма периодической очистки БПО, разрезная траншея РТ, вскрытые запасы ВЗ, выработанное пространство ВП и вспомогательные: закругление транспортных коммуникаций З, площадка примыкания транспортных коммуникаций ПП, петля П, тупик Т, торцевой забой ГЗ.

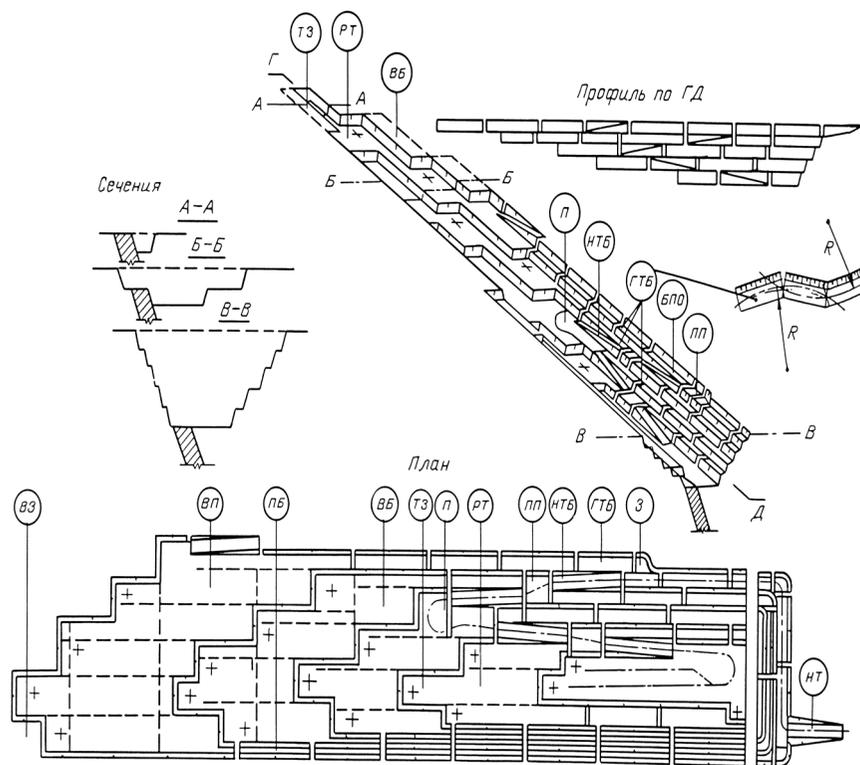


Рис. 1.11. Эксплуатационное пространство карьера и его функциональные элементы

1.7. ПОНЯТИЯ О ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом заключается в создании доступа к полезному ископаемому, удалении пустых пород, покрывающих или вмещающих полезное ископаемое, и самой добыче полезного ископаемого.

Термин «технология» от греческого *techne* — искусство, мастерство, умение и *logos* — слово, учение, в общем случае обозначает совокупность знаний, основных характеристик и правил о способах, средствах и организации выполнения каких-либо производственно-технических работ.

Технология открытой добычи полезного ископаемого разделяется на технологию производственных процессов, имеющих целью выемку из массива месторождения, перемещение и складирование горных пород, и технологию открытых горных работ, представляющих собой сочетание во времени и пространстве карьера подготовительных, вскрышных и добычных работ.

Технология производственных процессов включает механизацию и организацию основных и вспомогательных операций.

Технология открытых горных работ включает в себя способы проведения горных выработок, схемы развития горных работ в карьере, способы вскрытия и системы разработки, способы и средства управления качеством продукции, организацию и планирование горных работ в карьере во времени и эксплуатационном пространстве.

Разработка месторождения открытым способом включает в себя следующие основные этапы работ: подготовку поверхности части карьерного поля, предназначенной для горно-капитальных работ, осушение месторождения и ограждение его от поверхностных вод, горно-капитальные, эксплуатационные работы и рекультивацию нарушенных земель после окончания эксплуатации месторождения.

Подготовка поверхности части карьерного поля заключается в создании условий для проведения горно-капитальных работ, т. е. в вырубке леса, корчевке пней, отводе рек и ручьев, спуске воды из озер, осушении болот, сносе зданий и сооружений, переносе трасс железных и автомобильных дорог, линий электропередачи, средств связи и др.

Осушение месторождения проводится с целью удаления подземных дренажных выработок или создания водопонижительных систем скважин. В случае больших водопритоков для ограждения от них карьерного поля и сохранения уровня подземных вод на окружающей территории возможно применение подземных барражей.

Ограждение карьерного поля от поверхностных вод осуществляют путем создания водосточных (нагорных) канав за контуром горных работ.

Горно-капитальные работы проводятся с целью вскрытия месторождения, т. е. создания доступа транспортных средств к полезному ископаемому и включают проведение капитальных и разрезных траншей, обеспечивающих пуск в эксплуатацию карьера на установленную мощность.

В процессе эксплуатации месторождения с крутым залеганием рудного тела в связи с постоянным развитием горных работ в глубину для осуществления транспортной связи с забоями осуществляется вскрытие рабочих горизонтов.

Проведение капитальных траншей, создающих доступ от поверхности земли к рабочим горизонтам карьера и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей, называется *вскрытием карьерного поля*.

Эксплуатационные работы на месторождении должны обеспечивать добычу полезного ископаемого с минимальными затратами. На абсолютном большинстве месторождений во время эксплуатации наибольший объем горных работ приходится на *вскрышные работы*, что является главной особенностью открытых горных работ. Вскрышные работы включают в себя удаление покрывающих полезное ископаемое и вмещающих его пустых пород, перемещение и укладку их в отвалы.

Добычные работы представляют собой комплекс горных работ для выемки и транспортирования полезного ископаемого в заданном объеме, требуемого качества и с минимальными потерями.

Вскрытие рабочих горизонтов в процессе эксплуатации, вскрышные и добычные работы представляют собой систему открытых горных работ на месторождении, которая обеспечивает в конкретных условиях экономичную, безопасную эксплуатацию горного предприятия с установленной производственной мощностью, с минимальными потерями полезного ископаемого, комплексное использование разрабатываемых горных пород и удаляемых при осушении подземных вод.

Эффективность отработки месторождения в процессе эксплуатации определяется отношением объема (или массы) пустых пород к единице добываемого полезного ископаемого, называемом *коэффициентом вскрыши* ($\text{м}^3/\text{м}^3$, $\text{т}/\text{т}$, $\text{м}^3/\text{т}$).

Различают следующие основные виды коэффициента вскрыши, количественно характеризующие открытые горные работы.

Граничный (предельный) коэффициент вскрыши – максимально допустимый по условию экономичности открытых горных работ.

Средний коэффициент вскрыши – отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера или его участка к общему объему полезного ископаемого в этих же контурах. Если этот коэффициент рассчитывается по геологическим материалам, его называют геологическим. При расчете отношения общего объема вскрышных пород в контурах карьера к общему объему полезного ископаемого за вычетом потерь коэффициент вскрыши называют *промышленным*.

Контурный коэффициент вскрыши – отношение объема вскрышных пород, прирезаемых в процессе проектирования к карьере при увеличении его глубины на один уступ, к объему полезного ископаемого в этом контуре.

Текущий (рабочий) коэффициент вскрыши – отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых из массива в отвалы за определенный период времени, к объему фактически добываемого за этот же период полезного ископаемого.

Слоевой коэффициент вскрыши – отношение объема вскрышных пород в границах горизонтального слоя к объему полезного ископаемого в этом же слое.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши – отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатационных работ в карьере.

Первоначальный коэффициент вскрыши – отношение объема вскрыши к объему полезного ископаемого, выполняемого в период строительства карьера.

Плановый (календарный) коэффициент вскрыши (или стоимостной) – отношение плановых объемов вскрыши к плановому объему добычи полезного ископаемого для расчета плановой себестоимости полезного ископаемого.

Восстановление нарушенных земель (рекультивация) осуществляется при горизонтальном и пологом залегании месторождений – в процессе эксплуатации карьера, при наклонном и крутом залегании – после окончания горных работ. Цель ее – сохранение природных условий района, возвращение народному хозяйству нарушенных сельскохозяйственных или лесных площадей. На горизонтально залегающих месторождениях восстановление поверхности включает планировку отвалов пустых пород, нанесение на них почвенного слоя из снятых во время эксплуатации и законсервированных специальным образом почвенных отвалов, посадку растительности, восстановление естественных стоков вод, удаление подземных барражей и т. п.

1.8. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ, МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОТОКИ НА КАРЬЕРАХ

Производственные процессы в каждом забое выполняются последовательно, так как объект разработки один — горная порода. Задачи, поставленные при ведении каждого процесса разные, но цель одна — высокоэффективная разработка горных пород в целом по всем процессам с минимальными затратами.

Первый по технологии процесс — *подготовка к выемке*. Процесс подготовки — это разрушение массива горных пород большой крепости взрывом взрывчатого вещества, а массива пород средней крепости — механическим способом.

При взрывном способе в определенном порядке бурят скважины, заряжают их взрывчатым веществом и взрывают. Механический способ заключается в рыхлении пород тракторными рыхлителями или фрезой комбайна. В мягких и плотных породах разрушение массива как процесс отсутствует, так как оно производится в процессе экскавации самим рабочим органом погрузочной машины, снабженной режущим инструментом. В отдельных случаях подготовка мягких пород к выемке заключается в удалении излишней воды из массива и предохранении его зимой от промерзания.

Второй, но главный и определяющий технологию разработки процесс — *выемка и погрузка (экскавация)*.

Выемка и погрузка заключаются во внедрении исполнительного (рабочего) органа (ковша) в массив или развал разрушенной горной массы, наполнении его для дальнейшей передачи горной массы на транспортные средства.

Третий по технологии и самый энерго- и ресурсоёмкий процесс — *перемещение (транспорт)*.

Перемещение горной массы осуществляется транспортными средствами или специальными вскрышными экскаваторами.

Четвёртый процесс для пустых пород — *отвалообразование*.

Отвалообразование представляет собой процесс приема и укладки в отвал пустых пород и некондиционных руд, доставленных средствами транспорта.

Для полезного ископаемого это процесс складирования, усреднения, отгрузки потребителю или переработки полезного ископаемого и зависит от его вида и качества.

Руды подвергаются *обогащению*, т. е. отделению на специальных обогатительных фабриках полезного компонента от пустой породы. Руды

с различным содержанием полезного компонента перед обогащением подвергаются усреднению.

Предприятие для обогащения полезного ископаемого (обогатительные фабрики) вместе с карьером образует *горно-обогатительный комбинат*, а предприятие, на котором наряду с обогащением предусматривается металлургический передел, вместе с карьером образует *горно-металлургический комбинат*.

Все эти процессы объединяются в *технологические потоки* по разработке горных пород в карьере. В зависимости от размещения отвалов, пунктов приемки полезного ископаемого, свойств разрабатываемых пород на карьере может быть два (вскрышной и добычной) и более технологических потоков, в которых взаимно увязываются параметры производственных процессов, определяются общий ритм и организация работы.

Цепь машин, занятых в производственных процессах разработки горных пород, представляет собой *комплект горного и транспортного оборудования технологического потока*.

Совокупность комплектов оборудования всех технологических потоков на карьере составляет *комплексную механизацию карьера*.

Исключительное многообразие природных и горно-технических условий определяет и многообразие используемой горно-транспортной техники. Инженерной задачей является выбор наиболее соответствующей конкретным условиям месторождения и его *природно-технологических зон* как в целом комплекта оборудования для технологического потока, так и для каждого технологического процесса в нём. При этом, если комплект оборудования сформирован из машин циклического действия, то технология горных пород в этом технологическом потоке называется *циклической*, при использовании для разработки машин непрерывного действия технология горных пород в данном технологическом потоке будет называться *поточной*. В случае, если комплект состоит из машин циклического и непрерывного действия или на карьере работают комплекты циклического и непрерывного действия, то технология горных работ в данном случае будет *циклично-поточной*.

Все горное и транспортное оборудование разделяется по назначению, наименованию, роду, виду, типу и типоразмеру.

Например, назначение — экскавационное оборудование; наименование — экскаватор; род — одноковшовый; вид — механическая лопата; тип — ЭКГ; типоразмер — ЭКГ-8 (*табл. 1.6*).

Таблица 1.6

Оборудование	Наименование	Род	Вид	Тип	Типоразмер (марка)	
Буровое	Буровой станок	Вращательный	Шарошечный Шнековый	СБШ СБР	СБШ-160, 200, 320, 400 СБР-160	
			Ударно-вращательный	Пневмоударник (погружной)	СБУ	СБУ-100,125,160
		Пневмоударник (выносной)		СБУ	СБУ-200	
		Огневой	Кислородный	Кислородно-воздушный	СБО	160/20
				СБТМ	СБТМ-20	
				Воздушный	СБО	СБО-5
Экскавационное	Экскаватор	Одноковшовый	Механическая лопата	ЭКГ, ЭВГ, ЭГ	ЭКГ-5, 8,12,5, 20; ЭГ-12,20	
			Драглайн	ЭШ	ЭШ-13/45,100/100	
		Многоковшовый	Цепной	DS, RS	DS-880,1200 RS-560,2300	
			Роторный	ЭЭР, ЭРГ, ЭР ЭРШО	ЭЭР-500 ЭРГ-400,1600	
	Погрузчик	Ковшовый	Колесный	ПК	ПК-18,21,25	
			Гусеничный	ПК	ПК-10,24	
	Скрепер		Самоходный	ДЗ	ДЗ-11,13,103,115	
			Прицепной	ДЗ	ДЗ-74,77	
	Бульдозер		Гусеничный	ДЗ	ДЗ-109,110,120, 346, 118,121, 59	
			Колесный	Д, ДЗ	Д-661,581ДЗ-113	
Комбайн	Бурозарядный Фрезерный Стреловой	–	–	–		
Транспортное	Поезд	Железнодорожный	Электровозный	ЕЛ, КП	ЕЛ-2,IV-КП-1	
			Тяговые агрегаты	ПЭ, ОПЭ, ЕЛ	ПЭ -2,ОПЭ-1,2, ЕЛ-20	
			Тепловозный	ТЭМ, ТЭ	ТЭМ-3,ТЭЗ,10, 7	
<i>см. окончание</i>						

Окончание таблицы 1.6

Оборудование	Наименование	Род	Вид	Тип	Типоразмер (марка)
Транспортное	Автомобиль	Автомобильный	Самосвал	БелАЗ	БелАЗ-549, 7519, 7621
			Углевоз- рудовоз	БелАЗ	БелАЗ-531,7420
			Троллейвоз	БелАЗ	–
	Конвейер	–	Ленточный	КЛ, КЛЖ, С	КЛ-500,КЛЖ-800
			Канатно-ленточный	–	–
			Колесно-ленточный	–	–
	Гидро-транспорт	Трубопроводный	–	–	–
	Канатная дорога	Подвесной	–	–	–
			Скиповой	–	–
			Клетевой (автомобильный)	–	–
Крановый (контейнерный)			–	–	
Отвалообразующее	Плуг	Железнодорожный	–	–	
	Отвалообразователь	Конвейерный	–	–	
	Бульдозер	Гидравлический	Гусеничный	–	ДЗ-346, 118, 121, 596
Вспомогательное	Зарядная машина	Автомобильный	–	МЗ	МЗ-3А,4,8,12 МДЗ
	Забоечная машина	Автомобильный	–	ЗС	ЗС-1м, 2м, МЗШ-1
	Балластировщик	Железнодорожный	–	–	ВПРС-500, ВПР-1200, 3000
	Путеукладчик	Железнодорожный	–	–	УК-254
	Снегоочиститель	Железнодорожный	–	–	–
Автомобильный		–	–	–	ДЭ-220, 210, 211, 227, 228

Глава 2

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

2.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Процесс подготовки горных пород к выемке является основным процессом в технологии, от которого зависят производительность комплекта оборудования технологического потока и, в конечном итоге, затраты на разработку.

При выборе эффективной технологии подготовки горных пород к выемке учитывают свойства массива и качество подготовленной горной массы. При этом под **массивом** понимают горную породу в условиях естественного залегания.

Свойства массива непостоянны вследствие его неоднородности. В осадочных породах эта неоднородность объясняется постоянным изменением условий осадконакопления в соответствующую геологическую эпоху, в изверженных интрузивных метаморфических породах она является результатом внедрения магматических масс в породы верхней части земной коры и их взаимного влияния.

Неоднородность пород не позволяет широко использовать их свойства в расчетных зависимостях технологических параметров подготовки горных пород к выемке.

В настоящее время нет приборов для оперативного определения свойств массива в целом или отдельных его зон. Исследователи усредняют показатели для одного месторождения, отдельно для каждой из рабочих зон, горизонтов и т. д., делят горные породы и массив на группы, например, по буримости, взрываемости и т. п. При этом необходимо учитывать, что свойства массива существенно отличаются от свойств образца. Исследования показывают, что значения параметров этих свойств разнятся в 2–5 раз.

При подготовке горных пород к выемке естественное состояние массива изменяется по параметрам, соответствующим требованиям обеспечения эффективной работы оборудования технологического потока и, в первую очередь, выемочно-погрузочной техники. При разработке

полезных ископаемых к этим требованиям добавляются требования потребителя.

С технологических позиций подготовки горных пород к выемке их можно разделить на две группы: **мягкие породы** – глина, суглинки, супеси, полностью разрушенные выветриванием изверженные и метаморфические породы, мел, глинистые руды, которые можно разрабатывать механическими или гидравлическими способами без предварительного рыхления, и **крепкие** – глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, аргиллиты, известняки, алевролиты, доломиты, туфы, песчаники, кварциты, граниты, базальты, габбро, трахиты, липариты, андезиты, сиениты, диориты, перидотиты, долериты, для выемки которых необходимо предварительное рыхление.

Крепкие породы делятся на **полускальные и скальные**. Полускальные имеют предел прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 20–50$ МПа, у скальных пород $\sigma_{сж} > 50$ МПа.

В зависимости от свойств массива подготовка мягких пород к выемке при сильной обводненности может включать осушение той части массива, которая является непосредственным объектом текущей разработки, например, выемочного блока, при отрицательной температуре – предохранение поверхности массива от промерзания, рыхление смерзшихся горных пород и их оттаивание. Подготовка полускальных пород к выемке может включать рыхление механическим или взрывным способом, скальных – только взрывным.

Из всех технологических процессов подготовка, особенно крепких горных пород, является самой энергоемкой.

2.2. ПОДГОТОВКА К ВЫЕМКЕ МАССИВА МЯГКИХ ГОРНЫХ ПОРОД

Массив горных пород в зависимости от обводненности и температуры воздуха изменяет свои свойства, которые существенно влияют на производительность комплекта оборудования технологического потока. Так, например, излишняя влажность в массиве глинистых пород снижает производительность выемочных машин и транспорта из-за налипания на ковши, конвейерную ленту и кузова транспортных средств. В зимнее время промерзание горных пород затрудняет разработку массива, а примерзание породы к кузовам – разгрузку транспортных сосудов.

При осушении массива горных пород в отдельных случаях может возникнуть необходимость в создании локальной системы осушения. Из специальных методов локального осушения применяется

предварительное дренирование горизонтальными скважинами, пробуренными в основании уступа. В случае слабой водоотдачи возможно стимулирование путем вакуумирования этих скважин. Для этого армированные трубы подсоединяются к системе отсоса воздуха.

Защита разрабатываемого массива от подземных вод осуществляется путем создания барражей из цементных растворов или твердеющих химических составов, нагнетаемых через вертикальные скважины на границе разрабатываемого участка.

Подготовка массива для предохранения от промерзания в зимнее время заключается в утеплении поверхности его теплоизоляционными материалами, среди которых могут быть опилки, шлак, синтетические материалы, а также снег.

Глубину промерзания I (см) можно определить по формуле А.И. Будникова:

$$I = 2\lambda\sqrt{tnk},$$

где λ – коэффициент теплопроводности пород, Вт/(м·К);
 t – средняя температура воздуха зимой, °С;
 n – число дней с отрицательной температурой воздуха;
 k – коэффициент снежного покрова, равный 0,5; 0,4; 0,35 и 0,2 при толщине его соответственно 10, 20, 25 и 40 см.

Толщина слоя утепляющих материалов (см) может быть приближенно определена по формуле

$$M = \frac{I}{k_1} k_2,$$

где k_1 – коэффициент теплоизоляционных свойств утеплителя (для опилок и торфа $k_1 = 1,9$ – $2,8$);
 k_2 – коэффициент уплотнения утепляющих материалов горным и транспортным оборудованием ($k_2 = 1,3$).

Благодаря предварительному рыхлению поверхности массива в теплое время его промерзание и сопротивление разрушению во время экскавации уменьшается в 2–3 раза.

В климатических условиях с длительным периодом низких отрицательных температур применяется оттаивание промерзших горных пород через вертикальные скважины различными теплоносителями, в основном водой или паром.

Этот метод широко используется при разработке россыпей для продления сезона работы дражного или гидромониторного оборудования.

Расчет оттаивания заключается в определении необходимого расстояния между скважинами, которые обеспечивают оттаивание массива за определенное время.

Эту величину (м) можно определить по формуле проф. С.В. Потемкина:

$$I = \sqrt{\frac{PT}{0,87H}},$$

где P – производительность иглы, м/сут;
 T – время оттайки полигона, сут;
 H – глубина оттайки, м.

Производительность иглы зависит от расхода воды (обычно 0,2–2,5 м³/ч) и ее температуры (для районов Сибири и Дальнего Востока 7–12 °С) и составляет 5–10 м³/сут). Для уменьшения времени оттайки шаг установки игл уменьшается. Для указанных районов он составляет 3–5 м при глубине оттайки 6–8 м и льдистости оттаиваемых пород около 200 кг/м³.

При использовании пара для оттайки на одну иглу 8–20 кг/ч и давления 3–5 · 10⁵ Па шаг установки игл составляет от 2,5 до 3,5 м. Одна игла оттаивает от 20 до 50 м³ среднемерзлых пород.

При бульдозерной и скреперной разработке мерзлых горных пород используют естественное оттаивание под воздействием солнечной радиации. Суточная глубина оттайки мерзлых горных пород для континентальных районов северо-востока страны составляет 10–15 см.

При гидромониторной разработке мягких горных пород иногда применяют предварительное водонасыщение массива через вертикальные скважины под давлением 0,2–0,3 МПа, которые располагают по сетке на расстоянии 3–4 м.

2.3. ХАРАКТЕРИСТИКА РАЗРЫХЛЕННОЙ СКАЛЬНОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Подготовка к выемке массива скальных и полускальных горных пород заключается в его разрушении путем взрывного или механического способов и превращения его в раздел горной массы необходимых параметров, т. е. высоты и ширины, для следующего производственного процесса – экскавации.

От качества подготовленной к выемке горной массы зависит производительность оборудования технологического потока, начиная от выемочно-погрузочных и кончая машинами по переработке полезного ископаемого или отвалообразующих машин на вскрыше.

Характеристиками горной массы являются: **состав горной массы по крупности и коэффициент разрыхления.**

Состав горной массы по крупности определяется процентным содержанием каждой фракции крупности в общем объеме.

Классификация фракций, предложенная акад. Н.В. Мельниковым, состоит из 14 классов:

✧ к первому классу относятся фракции размером 0–5 мм;

✧ ко второму – 5–30 мм;

✧ к третьему – 30–80 мм

и далее: 80–120, 120–200, 200–270, 270–400, 400–600, 600–730, 730–1000, 1000–1300, 1300–1500, 1500–2000 и к последнему, четырнадцатому классу – фракции размером более 2000 мм.

Интервалы этой классификации необходимо принимать для унификации оценки результатов дробления массива и характеристики горной массы при выемочно-погрузочных работах, транспорте и дроблении на обогатительной фабрике.

Общим показателем состава горной массы по крупности является **средний размер куска горной массы** d_{cp} .

Существует несколько способов определения среднего размера куска взорванной горной массы.

На практике средний размер куска горной массы (мм) определяется по выражению

$$d_{cp} = \sum d_i \alpha_i / 100 \text{ или } d_{cp} = \sum d_i n_i / \sum n,$$

где d_i – средний размер куска i -ой фракции (среднее арифметическое из крайних), мм;

α_i – выход каждой фракции, %;

n_i – число кусков i -го класса;

$\sum n$ – общее число кусков, полученных при взрыве;

n – число фракций определенной крупности.

Для определения состава горной массы по крупности в забое применяется ряд методов, а именно:

✧ сортировка всей горной массы по фракциям;

✧ непосредственный линейный или линейно-перекрестный обмер кусков, лежащих на поверхности развала.

Содержание каждой фракции (%) при линейном обмере

$$V = (\sum L_x / \sum L) 100,$$

где $\sum L_x$ – суммарная длина замеров фракций размером x , см;
 $\sum L$ – суммарная длина замеряемого участка развала, см.

Содержание каждой фракции (%) при линейно-перекрестном обмере

$$V = (\sum S_x / \sum S) 100,$$

где $\sum S_x$ – суммарная площадь, занимаемая каждой фракцией, м²;
 $\sum S$ – общая замеряемая площадь, м².

Фотопланиметрический метод заключается в фотографировании развала под прямым или косым углом и обмере на фотографии площадей, занимаемых каждой фракцией. Обработка результатов обмера производится по формуле, применяемой при линейно-перекрестном методе.

Количественно общий результат разрушения массива горных пород характеризуется **степенью дробления горных пород** n , под которой понимается отношение среднего размера отдельностей в массиве d_o к среднему размеру кусков взорванной горной массы d_{cp}

$$n = d_o / d_{cp}.$$

Сравнение результатов степени дробления одного и того же массива в конкретных условиях производят по величине среднего диаметра куска взорванной горной массы.

Средний диаметр куска горной массы связан почти линейной зависимостью с трещиноватостью массива (рис. 2.1).

Коэффициент разрыхления горной породы – это отношение единицы, объема разрыхленной породы v_p к объему в целике $v_{ц}$

$$k_p = \frac{v_p}{v_{ц}}.$$

Он является важной характеристикой горной массы в забое. С его увеличением уменьшаются сопротивление внедрения рабочего органа экскавационной машины и время черпания и увеличивается производительность выемочно-погрузочной машины. Большая степень разрыхления горной массы в развале требует больших расходов взрывчатого вещества и повышения затрат на подготовку горной массы к выемке.

Диапазон изменения коэффициента разрыхления горной массы в развале находится в пределах от 1,1 до 1,45. Минимальное значение получается при взрывании массива на сотрясение, в результате которого нарушаются только связи между естественными блоками без их дробления и естественного расположения в массиве. Максимальное значение получается при дроблении самих отдельностей и практически полном перемещении их взрывом относительно их естественного залегания.

Между составом горной массы по крупности, выраженной через средний диаметр куса взорванной горной массы d , и коэффициентом разрыхления существует связь, которая видна из *табл. 2.1*.

Коэффициент разрыхления горной массы в забое определяется путем маркшейдерских замеров объема развала и сравнения его с объемом взорванного массива.

В настоящее время на карьерах достаточно широко используется фототеодолитная съемка, которая позволяет сразу получить материал для определения состава горной массы по крупности фотопланиметрическим методом и степени разрыхления горной массы в развале.

Масса единицы объема разрыхленной горной породы

$$\rho_p = \frac{\rho}{k_p},$$

где ρ – плотность горной породы в целике, т/м³.

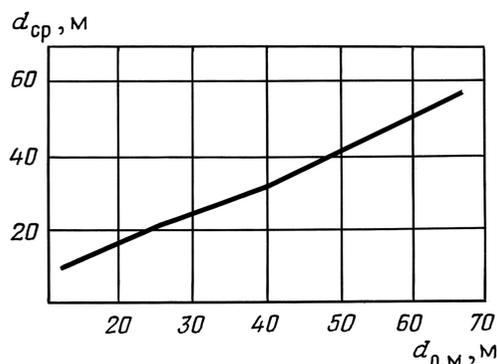


Рис. 2.1. Зависимость среднего диаметра куска взорванной горной массы $d_{ср}$ от среднего диаметра отдельностей в массиве $d_{о.м}$

Таблица 2.1

Взорванные грунты и горные породы	k_p при кусковатости $d_{ср}$, см		
	5-20	20-40	40-50
Плотные грунты	1,25–1,35	1,35–1,45	–
Очень плотные грунты ($\rho = 1,7 \div 2,2$ т/м ³)	1,35–1,45	1,35–1,45	–
Легкие разновидности полускальных пород ($\rho = 1,7 \div 2,2$ т/м ³)	1,25–1,5	–	–
Угли средней крепости	1,25–1,35	1,35–1,45	–
Очень плотные грунты	1,05–1,15	1,15–1,25	1,25–1,35
Полускальные породы IV категории	1,10–1,25	1,25–1,35	1,35–1,50
Крепкие и очень крепкие угли	1,05–1,25	1,25–1,35	–
Полускальные породы V категории (прочие разновидности)	1,25–1,45	1,35–1,45	1,45–1,55
Скальные породы V категории (среднетрешиноватые выветрелые)	1,2–1,3	1,3–1,4	1,4–1,5
Крепкие и очень крепкие угли	1,02–1,05	1,05–1,2	–
Полускальные породы VI категории	1,05–1,2	1,2–1,4	1,4–1,55
Скальные породы V–VI категории	1,02–1,2	1,2–1,3	1,3–1,4
Руды VI категорий ($\rho = 1,7 \div 2,27$ т/м ³)	1,2–1,258	1,25–1,35	1,35–1,4
Полускальные породы VI категории	1,01–1,05	1,05–1,2	1,2–1,4
Скальные породы VI категории и более прочные	1,01–1,02	1,02–1,15	1,15–1,25
Руды VI категорий и тяжёлые руды ($\rho = 3,27 \div 3,8$ т/м ³)	1,08–1,15	1,15–1,25	1,25–1,35
Скальные породы практически монолитные	–	1,01–1,02	1,02–1,5
Тяжёлые руды и малотрешиноватые ($\rho = 3,27 \div 4,5$ т/м ³)	1,01–1,08	1,08–1,15	1,15–1,25

2.4. ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ПОДГОТОВКИ КРЕПКИХ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ ЭКСКАВАТОРАМИ И ПОГРУЗЧИКАМИ

Подготовка скальных и полускальных горных пород к выемке должна обеспечить:

- ✧ необходимую степень дробления горных пород при сохранении сортности и качества полезного ископаемого и полное разрушение массива взрывааемого блока;
- ✧ соответствие размеров и формы развала параметрам конкретного комплекта оборудования технологического потока;
- ✧ объем горной массы в забое, достаточный для бесперебойной и производительной работы выемочно-погрузочного оборудования;
- ✧ экономичность и безопасность ведения горных работ.

Степень дробления для конкретного комплекта оборудования определяется исходя из высокопроизводительной работы всего технологического потока. При этом степень дробления следует принимать минимальной, считая, что увеличение ее повышает затраты на процесс подготовки горных пород к выемке. Максимальный размер куска определяется ограничениями в технологическом потоке:

при экскавации:

- 1) шириной B и высотой H ковша экскаватора или погрузчика

$$d_{\max} \leq 1/3B \text{ или } d_{\max} \leq 1/3H, \text{ м};$$

- 2) вместимостью ковша E

$$d = 0,8 \sqrt[3]{E}, \text{ м};$$

при перемещении:

- 1) грузоподъемностью G транспортного сосуда

$$d \leq \sqrt{\frac{6G}{\rho\pi}},$$

где ρ – плотность горной породы, $\text{м}^3/\text{т}$;

- 2) шириной конвейерной ленты B

$$d_{\max} \leq 0,5B - 0,1;$$

- 3) при бункеризации – минимальным размером выпускного отверстия B

$$d_{\max} \leq 1/3 B_{\min};$$

- 4) при дроблении – размером приемной щели дробилки B

$$d_{\max} \leq B_{\text{др}}.$$

Предельный размер d_{\max} и средний размер куска *габаритной горной массы* $d_{\text{ср}}$ определяются для конкретного экскавационного оборудования. По теории сыпучей среды *негабаритным* размером куска является его величина, превышающая одну треть ковша B ($B/3$).

Экспериментальные исследования по определению зависимости производительности машин в процессах технологического потока от состава горной массы по крупности с учетом свойств сыпучей среды показывают, что **изменение производительности выемочно-погрузочных машин с шириной ковша B от минимума до максимума находится в интервале $B/3 \leq d_{\text{ср}} \leq B/11$.**

Минимальные затраты по всем технологическим процессам в технологическом потоке с одноковшовым экскаватором обеспечиваются при $d_{\text{ср}} = B/6,5$. Он приближенно равен $d_{\text{ср}} = 1/4 d$.

При наличии в транспортной цепи технологического потока рудоспуска или перегрузочной емкости требование к составу горной массы определяется размерами максимальных кусков и количеством пылеватых и глинистых частиц. По теории выпуска горной массы соотношение между максимальными размерами куска и минимальными размерами выпускаемого отверстия должно быть $d_{\max} < B/3$, количество пылеватых и глинистых частиц не должно превышать 7%.

В процессе отвалообразования состав горной массы по крупности имеет ограничения по количеству мелких фракций, которые могут легко вымываться водой в климатических зонах с избыточной влажностью.

Требование полного разрушения массива взрывааемого блока относится в основном к «проработке подошвы», т. е. к разрушению нижней части уступа. Завышение уровня подошвы снижает производительность экскаватора, является причиной аварий, ухудшает работу транспорта.

Развал взорванной горной массы от бровки уступа должен быть минимальным. Это уменьшает ширину рабочей площадки, размер которой существенно влияет на горно-капитальные работы. Но в то же время необходимо, чтобы величина взорванной горной массы была кратна ширине заходки экскаватора в развале. Это важно при использовании железнодорожного и конвейерного транспорта, связанного с передвижкой транспортных коммуникаций. Высота развала горной массы должна обеспечивать безопасную работу выемочно-погрузочной машины. По правилам безопасности она должна быть равна высоте черпания, а при высокой степени разрыхления, исключая образование навесов и козырьков, приводящих к внезапному обрушению больших масс горных пород, допускается $1,5h$.

При большей высоте развала экскаватор меньше времени теряет на передвижку (перемещение) в забое и, следовательно, имеет большую производительность. Для уменьшения расходов взрывчатого вещества коэффициент разрыхления горной массы в развале стремятся иметь минимальным, но при условии получения необходимой степени дробления для обеспечения высокопроизводительной работы экскавационного оборудования.

Объем взорванной горной массы в забое определяется из условия бесперебойной работы выемочно-погрузочного оборудования. Запас взорванной горной массы в экскаваторном блоке позволяет избежать простоев оборудования технологического потока во время взрыва и восстановления транспортных коммуникаций после него (обычно он составляет 15 суток работы экскаватора). Однако большой объем взорванной горной массы замораживает на некоторое время эксплуатационные затраты, а следовательно, удорожает производство. В этом случае используют метод оптимизации объемов взорванной горной массы на карьерах с учетом этих факторов.

Современное развитие технологии взрывного разрушения массива в значительной мере позволяет управлять энергией взрыва для получения горной массы необходимого состава по крупности и степени разрыхления, поэтому использование характеристики горной массы по фракционному составу позволяет устанавливать оптимальный состав для каждого типа комплекта оборудования технологического потока, обеспечивающего его максимальную производительность.

2.5. МЕХАНИЧЕСКОЕ РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Для подготовки к экскавации плотных, смерзшихся и полускальных горных пород к выемке используются различные средства механического разрушения: ковш экскаватора, фреза выемочно-погрузочного комбайна, специальный струг и тракторный рыхлитель.

Механический способ рыхления эффективнее буровзрывного благодаря своей простоте, высокой производительности, низкой себестоимости и большей безопасности работ.

Наиболее распространено рыхление тракторными рыхлителями. Такой рыхлитель представляет собой мощный гусеничный трактор, оборудованный устройством в виде зубьев, число которых может быть от одного до пяти. Усилие на острие зуба достигает 250 кН. Во время движения зубья заглубляются в массив при помощи гидравлической системы до 2 м.

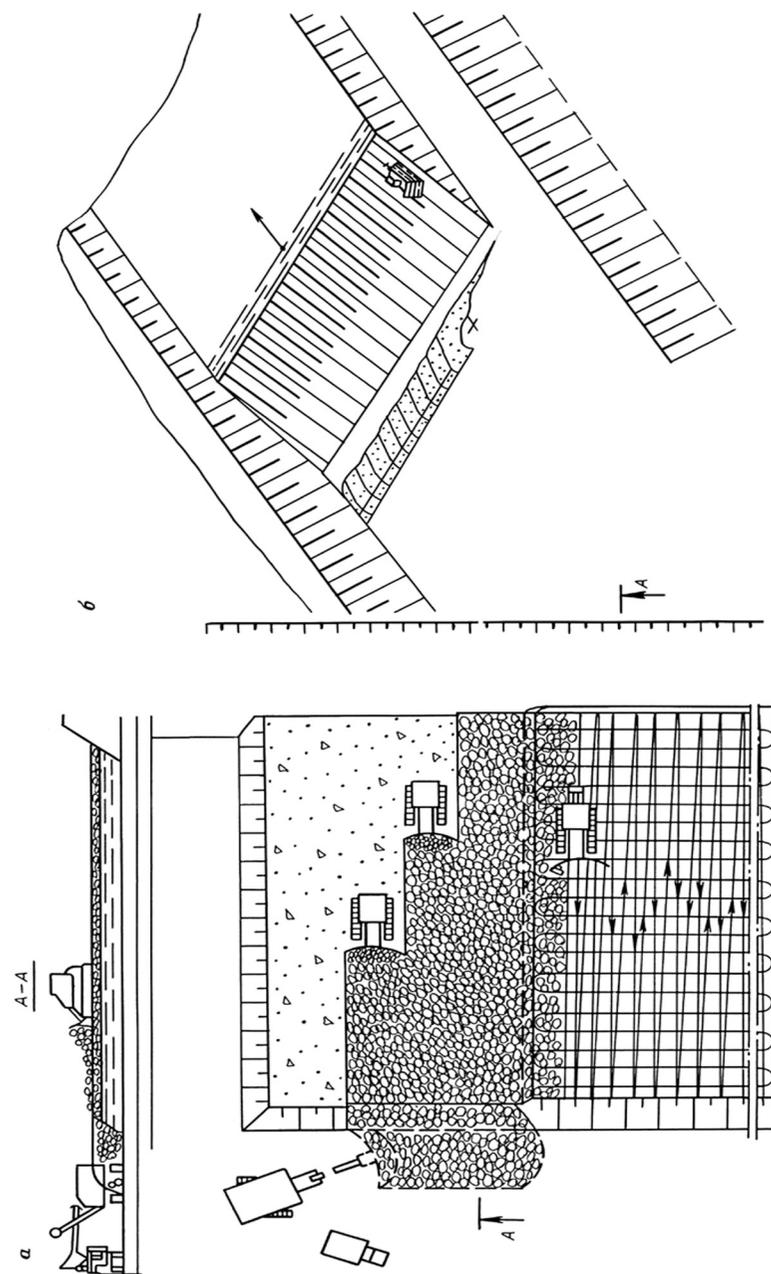


Рис. 2.2. Технологические схемы подготовки горных пород к выемке рыхлением на горизонтальной (а) и наклонной (б) площадке

Рыхление производится слоями на горизонтальной или наклонной (до 20°) поверхности (рис. 2.2). Длина участка рыхления составляет 100–300 м. Разрыхленная горная масса затем штабелируется специальным бульдозером или этим же рыхлителем, оборудованным отвалом.

Из штабеля погрузчиком или экскаватором горная масса грузится в средства транспорта.

Крупность кусков разрыхленной горной массы зависит от трещиноватости массива и расстояния между зубьями рыхлителя.

Разрушение монолитного массива рыхлителем происходит в основном за счет преодоления сопротивления растяжению, а в трещиноватых породах – сцеплению по контакту структурных блоков и поэтому он наименее энергоемкий.

Разрушение массива производится параллельными смежными проходами рыхлителя. Расстояние между двумя смежными проходами выбирается из условия обеспечения требуемого максимального размера куска и глубины разрушения массива. При параллельных проходах рыхлителя между двумя смежными бороздами в их нижней части образуются целики, которые затрудняют выемку на полную глубину внедрения зубьев. Разрушение этих целиков производится перекрестными проходами рыхлителя. Расстояние между перекрестными проходами увеличивается на 20–50% по сравнению с продольными.

Область применения и эффективность механического разрушения зависит от его свойств, а именно прочности и трещиноватости, которое принято оценивать **акустическим показателем трещиноватости:**

$$R = \frac{v_c}{v_y},$$

где v_c – скорость распространения сейсмических волн в массиве, м/с;
 v_y – скорость распространения ультразвука в массиве, м/с.

Чем больше этот показатель, тем выше рыхлимость массива (табл. 2.2). В производственных условиях приборами измеряются или эти два показателя, или один – скорость распространения ультразвука в массиве на базовом расстоянии от 5 до 50 м и затем по табл. 2.2 определяют величину заглупления зуба рыхлителя.

Для увеличения эффективности механического рыхления возможно применение предварительного взрывания массива на сотрясение.

В табл. 2.3 приведены показатели работы рыхлителя ДЗ-126. Технические характеристики рыхлителей приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.2

Породы	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	Акустические характеристики		Класс породы по рыхлимости	Возможное заглупление зуба рыхлителя Д-652
		v_y	R		
Осадочные породы, каменный уголь, цементированный щебень, разрушенные сланцы	1–1,5	6000–12000	0,6–0,9	Легкорыхлимые	1,2–0,8
Мягкие известняки, сланцы, мергели, мел, опоки, гипс, отвердевшая глина, мёрзлые породы	2–3	1000–2000	0,6–0,9	Среднерыхлимые	0,8–0,6
Сильнотрещиноватые, крепкие известняки, песчаники и сланцы	4–8	2000–4000	<0,4	Среднерыхлимые	0,8–0,5
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мраморы, крепкие сланцы	4–8	2000–3500	0,4–0,6	Труднорыхлимые	0,5–0,3
Мелкослоистые очень крепкие известняки, песчаники, железные руды с прослойками крепких пород до 0,2–0,3 м	10–16	4000–6000	<0,4	То же	0,3–0,2

Таблица 2.3

Породы	Глубина рыхления, м	Расстояние между смежными проходами, м	Производительность рыхлителя, м ³ /ч
Уголь	0,8–0,9	0,8–1,0	800–1000
Каолиновая глина	0,7–0,8	0,7–0,8	600–700
Сланец трещиноватый	0,5–0,7	0,9–1,1	600–700
Фосфоритная руда	0,6–0,7	1,2–1,4	600–700
Известняк слабый монолитный	0,5–0,7	0,6–0,8	350–450
Известняк прочный трещиноватый	0,4–0,6	1,0–1,0	300–400
Песчаник трещиноватый	0,5–0,7	0,9–1,0	450–500
Мёрзлая порода	0,4–0,35	0,8–1,0	200–300

Таблица 2.4

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	Б10М0000	Б10М0100	ДЭТ-250 М2Б1Р1	ДЭТ-320 Б1Р2	Т-11.01	Т-15.01
Тяговый класс, кН	100	100	250	250	110	150
Мощность двигателя, кВт	132	132	237	258	123	175
Тип трансмиссии	ГМТ	МТ	электромеханический		ГМТ	ГМТ
Количество передач переднего/заднего хода	3/3	8/4	2 режима: рабочий и транспортный		3/3	3/3
Макс. скорости движения, км/ч: переднего хода заднего хода	8,78 10,91	10,38 10,2	15,2 15,2	15,7 15,7	11,0 14,4	11,1 14,2
Количество опорных/поддерживающих катков на борт	6/2	6/2 или 5/2	6/2	6/2	6/2	7/2 или 6/2
Ширина стандартной гусеницы, мм	500	500	690	690	510	560
Тип бульдозерного отвала	прямой	поворотный	полусферический	угловый	полусферический*	полусферический
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	4,3	4,0	4,75	9,7	10,5	5,8
Ширина отвала	3420	4280	3310	4243	4250	4050
Высота отвала	1310	1140	1310	1510	1850	1490
<i>Примечание.</i> ГМТ – гидромеханическая трансмиссия; МТ – механическая трансмиссия. *Возможна установка угольного отвала геометрической ёмкостью 19,5 м ³ .						
<i>см. продолжение</i>						

Продолжение таблицы 2.4

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	Б10М.0000	Б10М0100	ДЭТ-250 М2Б1Р1	ДЭТ-320 Б1Р2	Т-11.01	Т-15.01
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1100	1100	1400	1225	1100	1150
Максимальное заглубление отвала	480	370	500	500	550	550
Максимальный угол перекоса отвала, град.	10-	10-	10	10	9	10
Тип рыхлительного оборудования	трёхзубовый	однозубовый	однозубовый	трёхзубо- вый/ одно- зубовый	трёхзубо- вый/ одно- зубовый	трёхзубовый
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	650	650	1300	1545	530/640	700
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	700	700	1240	1240	500/540	555
Масса бульдозерно-рыхлительного агрегата, т	19,1-20,9		47,34	46,0	20,0	28,8-29,1
Предприятие-изготовитель	000 «НТЗ-Уралтрак» ОАО «Промтрактор»					
Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	Т-20.01	Т-25.01	Т-35.01	Т-50.01	ТС-10/ДЗ-240	ТК-25.02 колёсный
Тяговый класс, кН	200	250	350	500	100	250
Мощность двигателя, кВт	206; 215	279	353	550	132/176	382
Тип трансмиссии	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГСТ	ГМТ
<i>Примечание.</i> ГСТ – гидростатическая трансмиссия.						
<i>см. продолжение</i>						

Продолжение таблицы 2.4

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	T-20.01	T-25.01	T-35.01	T-50.01	ТС-10/ ДЗ-240	ТК-25.02 колёсный
Количество передач переднего/заднего хода	3/3	3/3	3/3	3/3	1/1	3/3
Максимальные скорости движения, км/ч: переднего хода заднего хода	10,4 13,3	12,6 15,2	11,9 14,3	12,0 14,2	9,5/8 9,5/8	27,2 37,9
Количество опорных/поддерживающих катков на борт	7/2 или 6/2	7/2	7/2	7/2	5/1/5/2	шины 35/65–33
Ширина стандартной гусеницы, мм	560	610	650	740	560	–
Тип бульдозерного отвала	полу-сферический	сферический	полу-сферический	полусферический/сферический	полусферический/прямой	полусферический
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	10	11,9	13,1	20,6	5,5	1,1
Ширина отвала	3940	4320	4500	5050	32,40/32,00	5050
Высота отвала	1700	1890	1700	2000	1300/1300	1550
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1250	1290	1425	1600	950/950	1600
Максимальное заглубление отвала	590	600	690	730	350/350	500
Максимальный угол перекоса отвала, град.	10	10	10	10	10/10	14

см. продолжение

Продолжение таблицы 2.4

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	T-20.01	T-25.01	T-35.01	T-35.01	T-35.01	ТС-10/ ДЗ-240
Тип рыхлительного оборудования	трёхзубовый	трёхзубовый	трёхзубовый	однозубовый	однозубовый	однозубовый
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	780	900	1150	1540	1150	500
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	400	1050	1160	1140	1050	700
Масса бульдозерно-рыхлительного агрегата, Т	33,9–34,2	46,2–47,6	59,4–61,5	90,8–93,5	16,8/18,7	45,6
Предприятие-изготовитель	ООО «ЧТЗ-Уралтрак»					
Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	К-702МБ-01-БКУ колёсный	К-700Т-06-БК колёсный	КТ-2 на базе колёсного тягача КЗКТ-538	МоАЗ-40486/ МоАЗ-40489	БелАЗ 7823/78231	
Тяговый класс, кН	50	50	80	150	250	
Мощность двигателя, кВт	200-246	184-220	257	261/220	312/366	
Тип трансмиссии	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	
Количество передач переднего/заднего хода	4/4	16/8	3/3	6/1	4/3/4/4	
Максимальные скорости движения, км/ч: переднего хода заднего хода	40 40	39,6 20	45 10	50/46 10	32 12	

см. окончание

Окончание таблицы 2.4

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ			
	К-702МБ-01-БКУ колёсный	К-700Т-06-БК колёсный	ПКТ-2 на базе колёсного тягача КЗКТ-538	МоАЗ-40486/ МоАЗ-40489
Количество опорных/поддерживающих катков на борт	шины 28,1–25	шины 28,1–25	шины 25,00x2650	шины 26,5x25
Ширина стандартной гусеницы, мм	560	610	650	740
Тип бульдозерного отвала	поворотный	поворотный	поворотный	поворотный
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	6,1	4,3	4,5	8,5/7,7
Ширина отвала	3650	3360	3400	4340/3940
Высота отвала	1300	1130	1150	1400
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1100	900	1500	725
Максимальное заглубление отвала	300	300	450	390
Максимальный угол перекоса отвала, град.	16	16	10	12
Тип рыхлительного оборудования	не имеется	не имеется	не имеется	не имеется
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	-	-	-	-
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	-	-	-	-
Масса бульдозерно-рыхлительного агрегата, т	20,8	23,0	23,0	36,7/30,4
Предприятие-изготовитель	ОАО «Петербургский тракторный завод»	ЗАО «Тихвинский тракторный завод «Титран-Велпс»	ЗАО «Челябинские строительные и дорожные машины»	Республика Беларусь Могилёвский автозавод
				Республика Беларусь Белорусский завод

* Возможна установка поворотного и сферического отвалов.

2.6. МЕТОДЫ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА НА КАРЬЕРАХ

Развитие взрывных работ на карьерах происходило в зависимости от совершенствования средств взрывания и проходки полостей для размещения взрывчатого вещества в массиве.

Со времени изобретения в Китае первого взрывчатого вещества – **черного пороха**. В горном деле при проведении штольни он был впервые применен в 1627 г. в Германии. В 1812 г. в России П. Л. Шиллинг применил **электрический воспламенитель** для взрывания зарядов, в 1831 г. в Англии Бикфорд изобрел **огнепроводный шнур**, в 1846 г. в Италии А. Собrero изготовил **тринитроглицерин**. В 1853 г. акад. Н.Н. Зининым был впервые изготовлен **динамит**, который был усовершенствован шведским инженером А. Нобелем. В 1867 г. шведскими химиками Ольсеном и Норбином были открыты новые взрывчатые вещества – **аммониты**, которые в настоящее время широко используются в горной промышленности.

В настоящее время расчет параметров взрывного рыхления базируется на пропорциональной зависимости разрушенного объема определенной горной породы от массы заряда взрывчатого вещества. Свойства массива в этом расчете учитываются через удельный расход взрывчатого вещества. Его величина устанавливается расчетом или экспериментально.

Порядок расчета параметров взрывных работ для рыхления скального массива по «Союзвзрывпрому» следующий.

Метод камерных зарядов. В период отсутствия или очень малой механизации буровых работ взрывчатые вещества в массиве размещали в естественных полостях, трещинах (малокамерные заряды – «рукава») или в специально сооружаемых подземных выработках-штольнях или шурфах (камерные заряды). Заряд сосредоточивался в камерах (рис. 2.3), располагаемых на расчетном расстоянии друг от друга. Подготовительную выработку после заряжания взрывчатым веществом заполняли горной породой.

При таком способе взрывания регулировать дробление массива невозможно. Массив в большей степени разрушается на естественные крупные отдельные блоки, образуя массу негабаритных блоков. Разрушение массива по существу являлось первой стадией, вторая – основная, заключалась в разборке развала и вторичном дроблении крупных блоков шпуровыми или накладными зарядами.

В настоящее время камерные заряды применяются на нагорных карьерах для производства взрыва на выброс при сооружении траншей или полутраншей.

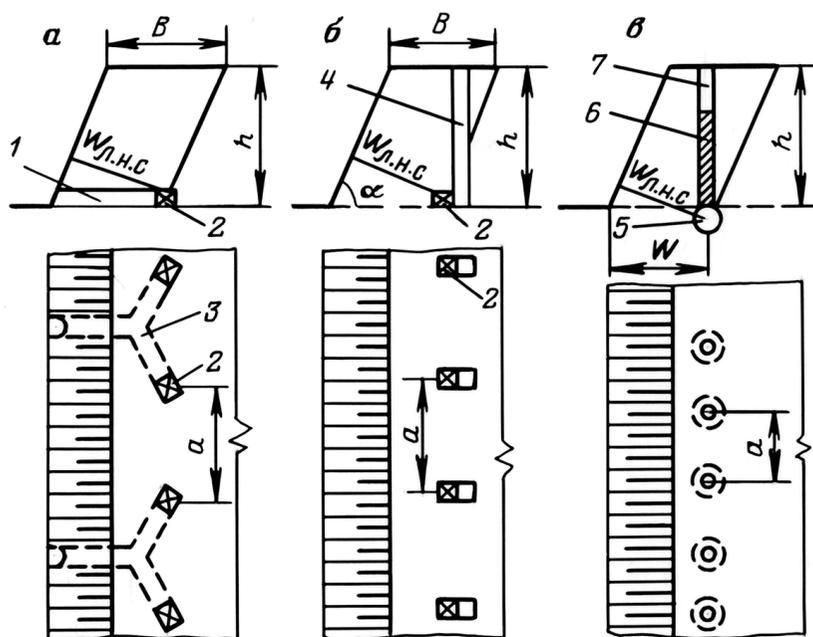


Рис.2.3. Типы зарядов:

a – камерный в штольне; *б* – камерный в шурфе; *в* – котловой;

1 – штольня; 2 – камера; 3 – рассечка; 4 – шурф; 5 – основной заряд взрывчатого вещества в котле; 6 – дополнительный заряд в полости скважины; 7 – забойка; *h* – высота уступа; *a* – расстояние между зарядами; $W_{л.н.с}$ — линия наименьшего сопротивления; α – угол откоса уступа

Метод малокамерных зарядов («рукавов») применяется для отделения крупных блоков в трещиноватом массиве при добыче базальта, при котором заряды располагаются в подстилающих базальтовый слой породах.

Параметры и метод расчета камерных зарядов, основанный на экспериментальных данных «Союзвзрывпрома», следующие:

✧ линия наименьшего сопротивления (м)

$$W_{л.н.с} = (0,75-0,95)h;$$

✧ масса заряда (кг)

$$P = kq_p W_{л.н.с},$$

где q_p – расчетный удельный расход эталонного взрывчатого вещества, кг/м³, принимается по табл. 2.5. В случае применения других взрывчатых веществ величина удельного расхода пересчитывается через коэффициент *k* по табл. 2.6;

✧ расстояние между зарядами (м)

$$a = m \cdot W_{л.н.с},$$

где *m* – относительное расстояние между зарядами в ряду (*m* = 1–1,4 нижний предел принимается для первой категории пород по взрываемости);

✧ объем зарядной камеры (м³)

$$V_k = k_v \frac{P}{\Delta},$$

где $k_v = 1,1-1,8$ – коэффициент, зависящий от способа крепления камеры (1,1 – выработка без крепления; 1,8 – выработка со сплошным креплением);

Δ – плотность заряжания, т/м³ (для порошкообразных ВВ принимают 0,9).

Метод котловых зарядов. Применение средств механизации для бурения шпуров и скважин на карьерах позволяет более равномерно размещать взрывчатое вещество в массиве. При необходимости размещения увеличенного количества взрывчатого вещества обычно в нижней части уступа без увеличения диаметра скважины применяется метод котловых зарядов. Сущность его заключается в том, что часть пробуренного шпура или скважины, обычно у основания, расширяется (простреливается) с помощью взрывов малых зарядов взрывчатого вещества или прожигается при термическом бурении. В образующейся полости размещается основной заряд взрывчатого вещества. Патрон-боевик помещается внутри заряда. Этот метод позволяет более равномерно размещать взрывчатое вещество в массиве по сравнению с методом камерных зарядов. Однако он обладает рядом существенных недостатков, а именно: трудность расчета и управления образованием котла, нарушение естественного состояния массива и образование в нем трещин в результате прострелки, большой объем немеханизированного труда.

Таблица 2.5

Породы	Группа пород и грунтов по СНиП	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³ для зарядов	
			рыхления	выброса
Песок	I	–	–	1,–1,8
Песок плотный или влажный	I–II	–	–	1,2–1,3
Суглинок тяжелый	II	–	0,35–0,4	1,3–1,8
Глина ломовая	III	–	0,35–0,45	1,2–1,8
Лёсс	III–IV	–	0,3–0,4	0,9–1,2
Мел, выщелочный мергель	IV–V	0,8–1	0,2–0,4	0,9–1,2
Гипс	IV	1,1,5	0,35–0,45	1,1–1,5
Известняк ракушечный	V–VI	1,5–2	0,35–0,6	1,4–1,8
Опока, мергель	IV–VI	1–1,5	0,3–0,4	1–1,3
Туфы трещиноватые, плотные, пемза тяжелая	V	1,5–2	0,35–0,3	1,2–1,5
Конгломерат брекчии на известковом и глинистом цементе	IV–VI	2–3	0,35–0,45	1,1–1,4
Песчаники на глинистом цементе, сланец, глинистый, серицитовый мергель	VII–VIII	3–6	0,4–0,55	1,2–1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII–IX	5–6	0,4–0,6	1,2–1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII–IX	6–9	0,4–0,8	1,2–2,2
Гранит, гранодиорит	VIII–IX	2–12	0,5–0,8	1,7–2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX–XI	6–20	0,6–0,85	1,7–2,2
Кварцит	X	12–14	0,5–0,8	1,6–2
Порфирит	X	16–20	0,6–0,8	2,2–2,3

Таблица 2.6

Взрывчатое вещество	k	Взрывчатое вещество	k
Карбонат ГЛ-10В	0,79	Аммонит №6ЖВ	1
Скальный аммонал №3	0,8	Граммонит 79/21	1
Скальный аммонал №1	0,81	Граммонит 50/50	1,11
Детонит М	0,82	Гранулит М	1,13
		Гранулит С-2	1,13
Алюмотол	0,83	Игданит	1,13
Гранитол 7А	0,86	Граммонит30/70	1,14
Гранулит АС-8	0,89	Аммонит АП-5 ЖВ	1,14
Гранулит АС-8В	0,89	Акватол Т-20	1,2
Гранулит АС-4	0,98	Гранулотол	1,2

При использовании технологии образования котла термобуром эти недостатки исключаются, напротив, появляются преимущества, заключающиеся в появлении возможности использования скважин меньшего диаметра, а следовательно, затрат на бурение.

Параметры котловых зарядов и методы их расчета следующие:

✧ масса заряда в котле (кг)

$$P = q_p W_{\text{л.н.с}}^3;$$

✧ линия наименьшего сопротивления (м)

$$W_{\text{л.н.с}} = (0,6–0,9)h;$$

✧ расстояние между центрами зарядов в ряду (м)

$$a = (1–1,5)W_{\text{л.н.с}};$$

✧ расстояние между рядами (м)

$$b = (0,85–1)W_{\text{л.н.с}};$$

✧ дополнительный заряд, помещаемый выше котлового заряда в скважине (кг)

$$P_{\text{доп}} = [l_{\text{скв}} - (0,7W_{\text{л.н.с}} + l_3)]e;$$

✧ масса прострелочного заряда (кг)

$$P_{\text{пр}} = \frac{P}{(\Pi_{\text{пр}} \Delta)^n},$$

где $l_{\text{скв}}$ и l_3 – длина скважины и заряда, м;

e – вместимость 1 м скважины, кг (табл. 2.7);

$\Pi_{\text{пр}}$ – показатель простреливаемости (от 20 для мела до 0,2 для гранита);

n – показатель степени, равный порядковому номеру простреливания, для последнего номера $n = 1$, для предпоследнего $n = 2$.

Метод скваженных зарядов. В настоящее время имеются эффективные и разнообразные средства для бурения скважин на карьерах в любых породах. Изменяя диаметр скважин, число рядов, угол наклона, можно более равномерно распределить взрывчатые вещества в массиве.

Таблица 2.7

Диаметр выработки d , мм	Масса ВВ в 1 м выработки P , кг	Диаметр выработки d , мм	Масса ВВ в 1 м выработки P , кг	Диаметр выработки d , мм	Масса ВВ в 1 м выработки P , кг
25	0,44	49	1,7	73	3,8
26	0,48	50	1,8	74	3,9
27	0,51	51	1,8	75	4,0
28	0,55	52	1,9	80	4,5
29	0,59	53	2,0	85	5,1
30	0,64	54	2,1	90	5,7
31	0,67	55	2,1	95	6,4
32	0,72	56	2,2	100	7,1
33	0,78	57	2,3	105	7,8
34	0,82	58	2,4	110	8,6
35	0,87	59	2,5	115	9,4
36	0,92	60	2,5	120	10,0
37	0,97	61	2,6	125	11
38	1,0	62	2,7	130	12
39	1,1	63	2,8	135	13
40	1,1	64	2,9	140	14
41	1,2	65	3,0	145	15
42	1,2	66	3,1	150	16
43	1,3	67	3,2	155	17
44	1,4	68	3,3	160	18
45	1,4	69	3,4	165	19
46	1,5	70	3,5	170	20
47	1,6	71	3,6	175	22
48	1,6	72	3,7	180	23
185	24	250	44	330	77
190	26	255	46	340	82
195	27	260	48	350	87
200	28	265	50	360	92
205	30	270	51	370	97
210	31	275	53	380	102
215	33	280	55	390	107
220	34	285	57	400	113
225	36	290	59	410	119
230	37	295	61	420	125
235	39	300	64	430	131
240	41	310	68	440	137
245	42	320	72	450	143

Примечание. Плотность заряжения принята $0,9 \text{ т/м}^3$. При применении ВВ с плотностью Δ_1 , отличающейся от $0,9$, необходимо провести пересчет вместимости P на соответствующую плотность по формуле

$$P_1 = P \frac{\Delta}{0,9}, \text{ кг/м,}$$

где P_1 – вместимость 1 м выработки при плотности Δ_1 , P – вместимость

Возможность расчета и контроля практически каждого параметра скважинных зарядов позволяет управлять взрывом с учетом получения необходимого состава горной массы по крупности, требуемых параметров развала и степени разрыхления.

Сущность метода скважинных рядов заключается в размещении взрывчатого вещества в наклонных или вертикальных скважинах с забойкой верхней части инертными материалами из песка, буровой мелочи или забоечного материала специального состава. Скважины располагаются в один или несколько рядов параллельно верхней бровке уступа и размещаются друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной сетке или в шахматном порядке. Расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа (c) должно обеспечивать безо-

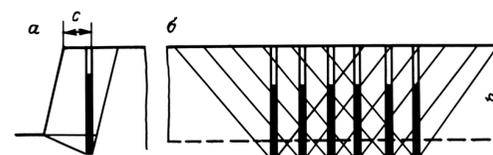


Рис.2.4. Зоны действия скваженного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях: c – безопасное расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа; h – высота уступа

опасность размещения бурового станка на уступе и рабочих по заряданию скважин. Расстояние между скважинами выбирается таким образом, чтобы разрушения в массиве от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «порогов» в основании уступа (рис. 2.4).

Патрон-боевик в каждой скважине располагается на уровне подошвы уступа (рис. 2.5). Это обеспечивает совпадение направления детонации заряда взрывчатого вещества и направления разрушения массива, а также лучшую проработку подошвы.

Заряд в скважине может быть **сплошным** (рис. 2.6) и **рассредоточенным** по высоте воздушным промежутком или инертным материалом. Рассредоточение заряда позволяет увеличить эффективность использования взрывчатого вещества для дробления за счет более равномерного распределения взрывчатого вещества в массиве

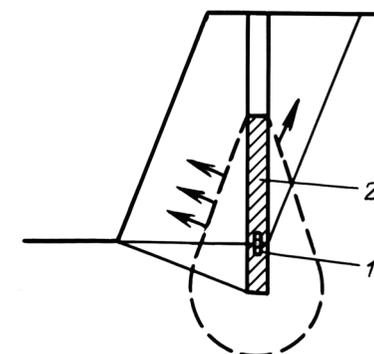


Рис. 2.5. Расположение патрона-боевика в заряде скважины: 1 – патрон-боевик; 2 – заряд взрывчатого вещества

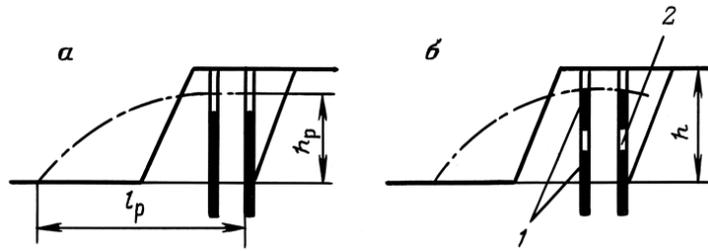
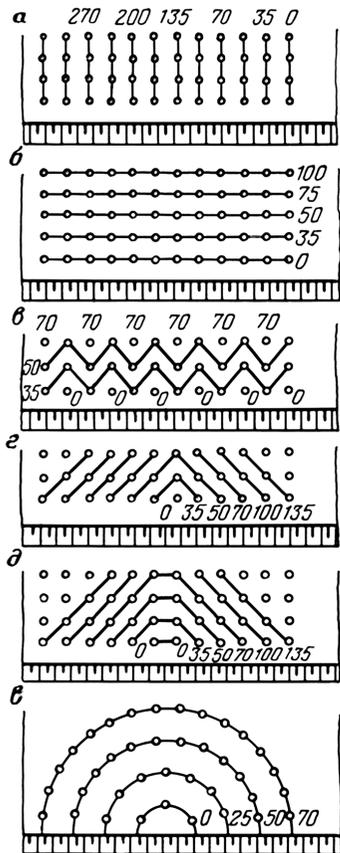


Рис. 2.6. Конструкции скваженных зарядов:

а – сплошного; б – рассредоточенного: 1 – заряды взрывчатого вещества; 2 – промежуток воздушный или из инертного материала; h – высота уступа; h_п – высота развала; l_п – ширина развала



и интерференции взрывных волн от отдельных частей заряда.

Взрывной блок при однорядном расположении скважин взрывается мгновенно или с интервалом через скважину, при многорядном (рис. 2.7) – с интервалом между сериями, которые конструируются в зависимости от выбираемого способа формирования развала. Объем одновременно взрываемого блока принимается в зависимости от режима взрывных работ на карьере (один раз в смену, сутки, неделю и месяц) и производительности экскаватора в забое.

Основные параметры взрывных работ (рис. 2.8) и метод расчета скважинного метода разрушения массива по «Союзовзрывпрому» следующий.

Рис. 2.7. Схемы взрывания при многорядном расположении скваженных зарядов: а – поперечная порядовая; б – продольная порядовая; в – волновая; г и д – клиновья; е – радиальная; 0, 35, 70 мс и т.д. – интервалы замедления взрывания

Вертикальные скважины:

диаметр скважины (мм)

$$d = 28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}}$$

линия сопротивления по подошве уступа (м)

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}} \text{ или } W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q}}$$

минимальная линия сопротивления по подошве (м)

$$W_{min} = hctg\alpha + c;$$

максимальная линия сопротивления по подошве (м)

$$W_{max} = 0,8h;$$

глубина перебура (м)

$$l_{п} = 0,5q_p W;$$

длина забойки (м)

$$l_3 = (0,6-0,8) W \text{ или } l_3 = 1/3 l_{зар};$$

длина сплошного заряда (м)

$$l_{зар} = h + h_{п} - h_3, l_{зар} \leq 1,2W;$$

если длина сплошного заряда больше 1,2W, то применяют рассредоточенные заряды, м;

длина основного (нижнего) заряда при его рассредоточении (м)

$$l_{осн.з} = 1,2W;$$

суммарная длина воздушных промежутков (меньшее значение коэффициента относится к крепким породам) (м)

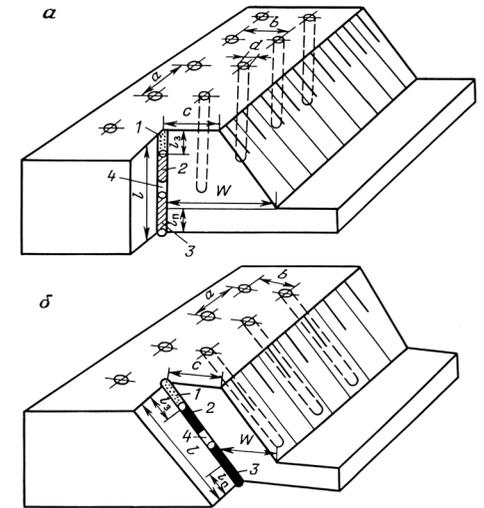


Рис. 2.8. Схемы расположения зарядов в вертикальных (а) и наклонных (б) скважинах: 1 – забойка; 2 – верхняя часть заряда; 3 – нижняя часть заряда; 4 – промежуток

$$\Sigma l_{в.пр} = (0,17 - 0,35) l_{зар};$$

новая длина заряда

$$l_{зар}^1 = l_{зар} - l_{в.пр};$$

расстояние между скважинами в ряду (м)

$$a = mW,$$

где $m = 0,8 - 1,4$, – коэффициент сближения скважин (меньший коэффициент относится к трудновзрываемым породам);

расстояние между рядами при взрывании:

мгновенном и шахматном расположении скважин (м)

$$b = 0,85W;$$

короткозамедленном (м)

$$b = (0,9 - 1)W;$$

емкость скважины (кг/м)

$$e = \frac{\pi d^2}{4} \Delta k_3,$$

где d – диаметр скважин (м);

Δ – гравиметрическая плотность взрывчатого вещества, кг/м³;

k_3 – коэффициент заполнения скважины (для гранулированных и льющихся ВВ $k_3 = 1$);

масса заряда (кг)

$$P = e l_{зар} \text{ или } P = qWh;$$

проверка по емкости заряда в скважине (кг)

$$P^1 = e \cdot l_{зар};$$

величина нижнего заряда (кг)

$$P_H = 0,7 \cdot P;$$

величина верхнего заряда (кг)

$$P_B = P - P_H.$$

Наклонные скважинные заряды:

линия сопротивления по подошве (м)

$$W = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{e}{q_p}},$$

где α – угол наклона скважины (градус);

глубина скважины (м)

$$l = \frac{h}{\sin \alpha} + l_{\Pi};$$

глубина перебура (м)

$$l_{\Pi} = 0,5 q_p W_{л.н.с};$$

линия наименьшего сопротивления (м)

$$W_{л.н.с} = \sqrt{\frac{e}{q_p}}.$$

Метод шпуровых зарядов. Наиболее равномерное распределение взрывчатого вещества в массиве достигается при применении шпуровых зарядов. **Шпур** – это цилиндрическая полость в горной породе, имеющая глубину до 5 м и диаметр до 75 мм. За рубежом шпуров имеют диаметры от 25 до 100 мм.

На рудных карьерах метод шпуровых зарядов в основном применяется при разрушении негабаритных кусков в забое, разрушении крепких пропластков в разнопрочных породах и разработке участков в карьере, рыхление которых затруднительно или неэффективно скважинными зарядами.

Основные параметры и методы их расчета следующие:

диаметр шпура (м)

$$d = 28h \sqrt{\frac{q}{\Delta}};$$

линия сопротивления по подошве (м)

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}};$$

при условии $W > 0,8h$ линия сопротивления по подошве принимается

$$W = (0,6 - 0,8)h;$$

масса заряда в шпуре (кг)

$$P = qWh;$$

глубина перебура (м)

$$l_{\text{п}} = 0,5qW;$$

длина забойки (м)

$$l_3 = \frac{1}{3}l;$$

расстояние между шпурами (м)

$$a = (0,8-1,5)W;$$

расстояние между рядами (м)

$$b = (0,85-1)W;$$

глубина шпура (м)

$$l = h + l_{\text{п}}$$

Метод плоских зарядов. Под идеальным плоским зарядом понимают заряд, длина и ширина которого значительно больше его толщины. На практике это система камерных или скважинных зарядов, которые располагают в одной плоскости на определенном для этой системы расстоянии. При взрыве таких зарядов взрывная волна от каждого заряда сливается и действует в плоскости их расположения, как и при взрыве идеально плоского заряда.

На карьерах они используются при взрывах на выброс при проведении траншей, на сброс – при проведении полутраншей на карьерах с косогорным рельефом поверхности и при разработке горизонтальных и пологих месторождений – при бестранспортных системах разработки. Варьированием угла наклона скважин плоского заряда к горизонту и веса заряда достигается практически полное перемещение горной породы на необходимое расстояние.

Расчет плоских зарядов заключается в определении удельного расхода взрывчатого вещества.

На основании энергетической теории

$$q = k \frac{\rho}{4\eta F_{\text{ВВ}}} L,$$

где $k = \frac{1}{(s/L + \text{ctg}\alpha) \sin^2 \alpha};$

ρ – плотность взрывающей породы, кг/м³;

L – горизонтальное расстояние между центрами тяжести взрывающего и отбрасываемого объемов (рис. 2.9), м;

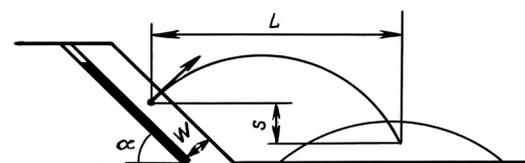


Рис. 2.9. Схема к расчёту плоского заряда на сброс или выброс

S – вертикальное расстояние между центрами тяжести взрывающего и отбрасываемого объемов, м;

$F_{\text{ВВ}}$ – удельная энергия взрывчатого вещества, Дж/кг;

α° – угол наклона плоского заряда к горизонту, градус;

η – коэффициент полезного действия плоского заряда (0,5–0,8).

Расстояние между скважинами в ряду принимается из условия сближения скважин $m = a/W = 0,8$.

Угол наклона скважин к горизонту плоского заряда, обеспечивающего наибольшее расстояние перемещения горной массы взрывом, составляет 45 градусов.

2.7. СОВРЕМЕННОЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЕ О ФИЗИЧЕСКОМ ПРОЦЕССЕ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ И ОСНОВЫ ТЕОРИИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Разрушение массива горных пород под действием взрыва заряда взрывчатого вещества сложный процесс, который зависит от множества факторов. Сложность заключается в том, что реальная среда (массив) не является однородной. Воздействие продуктов взрыва на массив вызывает сложное нестационарное поле напряжений (рис. 2.10).

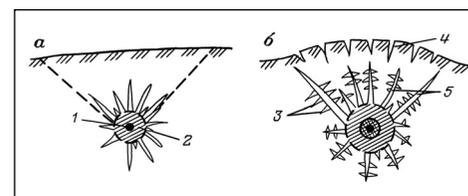


Рис. 2.10. Схемы процесса начального (а) и последующего (б) разрушения массива горных пород:

1 – заряд взрывчатого вещества;

2 – зона сжатия; 3 – концентрические трещины; 4 – трещина отражённого поля;

5 – радиальные трещины

Вблизи заряда действует ударная волна, вызывающая разрушение сжатием горных пород (зона сжатия). На расстоянии 1–5 диаметров заряда ударная волна изменяет свои начальные

параметры и переходит в **волну напряжения**, которая распространяется на расстояние 5–100 диаметров заряда.

Дробление однородного массива происходит в результате:

- ✧ образования радиальных трещин, вызванных действием растягивающих напряжений в падающем поле и распространяющихся от заряда в глубь массива;
- ✧ разрушения у открытой поверхности, вызванного действием отраженного поля и распространяющегося в сторону заряда;
- ✧ разрушения концентрическими трещинами вокруг заряда, вызванного обратным движением среды в сторону заряда.

В образующуюся под воздействием этих сил и нарушений систему трещин проникают газы взрывчатого вещества, завершая разрушение массива и образование развала горной массы.

Таким образом, полное разрушение массива горных пород происходит в определенный период времени под воздействием системы сил и напряжений, изменяющихся в пространстве. Формируемая при этом система трещин вызывает частичное разрушение среды, завершаемое полным нарушением связности массива в результате перехода накопленной энергии в поверхностную энергию трещин и проникновения в них расширяющихся продуктов взрыва. Развал горной массы происходит за счет кинетической энергии расширяющихся продуктов взрыва. Экспериментами установлено, что в монолитных горных породах 75–88% общего объема разрушения совершается под действием волновых процессов и 12–25% – под действием расширяющихся продуктов взрыва.

Интенсивность разрушения горных пород в значительной степени зависит также от продолжительности действия взрывного импульса. Чем длительнее воздействие продуктов взрыва на среду, т. е. медленнее происходит истечение продуктов взрыва в атмосферу, тем эффективнее используется его энергия, идущая на дробление массива.

Описанный механизм разрушения массива в результате взрыва справедлив лишь в случае однородной среды. Реальный массив разнороден по минеральному составу, стратиграфическому строению и трещиноватости. Это усложняет механизм разрушения действием взрыва взрывчатого вещества. Для создания метода расчета параметров взрывного разрушения исследователи усредняют разнообразие условия и разделяют массивы горных пород на категории по взрываемости.

Одна из таких классификаций приведена в *табл. 2.8*.

В породах первой категории преобладающий объем разрушений происходит в направлении от свободной поверхности к заряду под действием отраженных волн сжатия;

Таблица 2.8

Категория пород по трудности взрывания	Породы	Плотность породы ρ , т/м ³	Скорость продольной волны $V_{пр}$, км/с	Акустическая жесткость C_p кг/(м ² •с)	Коэффициент Пуассона μ	Среднее расстояние между естественными трещинами в массиве
I	Относительно монолитные крепкие породы: диабаз, порфирит, андезит, базальты, гнейсы, конгломераты изверженных пород на кремнистом цементе	2,8–3	5–7	14–16	0,3–0,13	1
II	Породы средней крепости: доломиты, известняки, мрамор, песчаники, гнейс и сиенит выветривший, сидерит, магнезит, конгломераты на известковом цементе, сланцы, крепкие мергели	2,5–2,8	2–5	5–14	0,15–0,2	0,5–1
III	Слабые сильнотрещиноватые породы: мягкие мергели, слабосцементированный конгломерат, гипс, ракушечник	1,8–2,5	0,4–2	0,7–5	0,25–0,35	0,5

в породах второй категории – под действием как прямых волн растяжения в направлении от заряда к свободной поверхности, так и отраженных в направлении от свободной поверхности к заряду;

в породах третьей категории преобладающий объем разрушений наблюдается в направлении от заряда к свободной поверхности под действием как волн сжатия, так и давления газообразных продуктов взрыва.

В изложенных выше методах расчета взрывного дробления горных пород **свойства массива не связаны с результатами взрыва**, позволяющими наиболее эффективно производить горные работы на карьере.

Энергетическая теория дробления горных пород позволяет наиболее полно связать свойства массива с результатами его взрывного разрушения, необходимого по технологии выемочно-погрузочных работ, транспортирования и отвалообразования или переработки.

Характеристика взорванной горной массы определяется составом горной массы по крупности, характеризуемой средним диаметром куска горной массы, коэффициентом ее разрыхления и величиной развала после взрыва.

Процесс разрушения горных пород характеризуется *энергоемкостью*, под которой понимаются затраты на преодоление сопротивления породы ее разрушению. Энергоемкость тем больше, чем выше прочностные характеристики горной породы и степень ее дробления n .

Степень дробления определяется отношением первоначального объема, куба с ребром D к объему куска после дробления куба с ребром d ,

$$n = (D/d)^3.$$

При этом энергия для дробления будет пропорциональна $\lg n$.

По теории В.Л. Кирпичева энергоемкость разрушения горных пород базируется на предположении, что энергия (Дж) дробления пропорциональна объемам или массам этих тел, т.е.

$$F = e \lg \frac{D}{d} V,$$

где V – суммарный объем или вес продукта разрушения.

В реальных условиях степень дробления массива горных пород соответствующей трещиноватости выражается отношением среднего размера отдельности массива $D_{o.m}$ к среднему диаметру куска взорванной горной массы $d_{ср.к}$

$$n = \frac{D_{o.m}}{d_{ср.к}}.$$

Прочностные свойства горных пород, определяются соотношением, которое называется *упругой деформацией*

$$e = \frac{\sigma^2}{2E},$$

где σ – предел прочности среды на разрушение, Па;
 E – модуль упругости, Па.

Это выражение получается в результате анализа диаграммы напряжение – деформация горной породы.

В условиях упругопластической деформации горной породы при ее разрушении величина удельной энергии деформации больше в 3 раза.

Учитывая это, расчет необходимой энергии (Дж) для дробления единицы объема горных пород с конкретными свойствами, которая как бы поглощается породой при дроблении в необходимой степени, именуемое удельным энергопоглощением, производится по формуле

$$F_э = \frac{3\sigma^2}{2E} V \lg n.$$

Таблица 2.9

Сопротивление горной породы разрушению при взрывном дроблении связано с явлением практически всех деформаций, однако для инженерного расчета затрат энергии на этот процесс целесообразно использовать простой для измерения показатель – **предел прочности породы на сжатие**.

Из экспериментальных исследований многих авторов известно, что соотношение сил сжатия и растяжения при динамическом нагружении тела составляет

$$\sigma_д = 0,1\sigma_{сж} + \sigma_{р.д}.$$

Соотношение между динамическим и статическим напряжением пропорционально коэффициенту динамичности $k_д$ (табл. 2.9):

$$\sigma_д = k_д \sigma_{ст},$$

а соотношение между пределом прочности на сжатие и растяжение при статической нагрузке

$$\sigma_р = 0,1\sigma_{сж}.$$

Порода	Модуль упругости $E \cdot 10^{10}, \text{Па}$		$k_д$
	Статический $E_{ст}$	Динамический $E_д$	
Базальт	4,39	7,8	1,78
Габбро	7,1	7,5	1,06
Гранит	6,57	7,1	1,08
Диабаз	7,32	10,6	1,45
Диорит-порфирит	5,3	14,5	2,74
Доломит равнозернистый	5,05	5,3	1,05
Дунит	14,9	16,4	1,03
Известняк	2,25	5,6	2,50
Известняк глинистый	6,5	6,6	1,01
Кварцит	6,7	8,8	1,32
Конгломерат	7,0	7,9	1,13
Магнетит мелкозернистый	8,2	17,2	2,10
Песчаник	2,6	2,7	1,04
Песчаник кварцевый	4,5	8,6	1,90
Роговик, скарцированный пироксенном	7,8	8,9	1,15
Сиенит	7,4	8,1	1,10
Скарн гранатовый с магнетитом	6,8	9,1	1,35
Скарн пироксен-эпидотовый	0,9	3,2	3,52
Туф альбитофиновый	4,7	7,9	1,68

Следовательно, сопротивление среды взрывному разрушению, выраженное через предел прочности на сжатие при статическом напряжении по аналогии, можно представить как

$$\sigma = 0,2\sigma_{сж} k_d.$$

В этом случае формула расчета необходимых затрат энергии для дробления массива горных пород в степени n (энергия дробления массива, Дж) может быть представлена в следующем виде:

$$F_{др} = \frac{3 \cdot 0,04 \sigma_{сж}^2 k_d^2 V}{2E} \lg n.$$

Помимо затрат энергии на разрушение массива в процессе подготовки крепких горных пород к выемке на карьере взрывным способом необходима энергия для получения требуемой по принятой технологии и технике степени разрыхления и формирования развала, допустимого по правилам безопасности.

Затраты энергии на создание необходимой степени разрыхления и перемещения центра тяжести развала горной массы пропорциональны кинетической энергии движущейся массы с учетом переменной плотности и ее массы. Кинетическая энергия (Дж) зависит от начальной скорости движения горной массы:

$$F_p = \frac{v_0^2 V \rho \lg k_p}{2} + \frac{v_0^2 V \rho \lg l_{ц.р.}}{2},$$

где v_0 – начальная скорость движения горной массы при взрыве, по данным экспериментальных исследований ее можно принимать $v_0 = 5-10$ м/с. Большие значения принимаются при использовании мощных взрывчатых веществ и малой плотности горной породы. Чем больше плотность горной породы при одном типе взрывчатого вещества или меньше мощность взрывчатого вещества в одних и тех же породах, тем меньше начальная скорость движения горной массы при взрыве;
 V – разрушаемый объем, м³;
 k_p – коэффициент разрыхления горной массы в забое, $k_p = 1,1-1,4$;
 ρ – плотность горной породы, кг/м³;
 $l_{ц.р.}$ – расстояние от центра тяжести заходки массива до центра тяжести развала горной массы, м.

При разрушении массива скважинными зарядами

$$l_{ц.р.} = \frac{(c+hctg\alpha)(hk_p-h_p)}{2h_p},$$

где c – расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин (по правилам безопасности не менее 3 м);
 h – высота уступа, м;
 α – угол откоса уступа, градус;
 h_p – высота развала горной массы в забое, м;
 $h_ч$ – высота черпания экскаватора, м.

В этой формуле для исключения отрицательных результатов следует принимать высоту развала такой величины, чтобы

$$(hk_p - h_p) > 0.$$

Сумма $F_{др} + F_p$ представляет собой энергию, которую необходимо затратить при подготовке горной массы, требуемой по технологии: т.е. составу, по крупности, параметрам развала с учетом конкретных свойств пород массива. Зная эту энергию, можно определить удельный расход (кг/м³) взрывчатого вещества, необходимый для дробления 1 м³ массива в нужной степени, получения заданных коэффициента разрыхления и параметров развала взорванной горной массы

$$q = \frac{F_{др} + F_p}{\eta F_{вв}},$$

где $F_{вв}$ – удельная потенциальная энергия взрывчатого вещества, которая именуется в характеристике полной идеальной работой взрыва. Теоретически работоспособность оценивается полной идеальной работой взрыва, которая является одной из характеристик взрывчатого вещества (табл. 2.10);
 η – коэффициент полезного использования энергии взрывчатого вещества, который по многочисленным исследованиям составляет 0,04–0,06.

В развернутом виде эта зависимость для однорядного взрывания имеет вид

$$q = \frac{0,12 \sigma_{сж}^2 k_d^2 \lg n + \left(\frac{v_0^2}{2}\right) [\lg k_p + \lg \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p}]}{\eta F_{вв}}.$$

Таблица 2.10

ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Полная идеальная работа взрыва (в тепловом эквиваленте), кДж/кг	Объем газов, л/кг	Плотность ВВ, т/м ³	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации в стальной трубке при насыпной плотности, м/с	Условия взрывания мерзлых пород
Игданит	3780–3864	3171–3213	980–990	0,8–0,9	100–120	2200–2700	
Гранулиты АС-8, АС-8В	5242	4011	847	0,87–0,92	70–100	3000–3600	
Гранулиты АС-4, АС-4В	4536	3654	907	0,8–0,85	70–100	2600–3200	
Гранулит М	3964	3171	980	0,93–0,95	70–100	2500–3600	
Граммонит 79/21-В	4326	3570	895	0,9–1,0	40–60	3500–4200	
Аммонит № 6ЖВ	4326	3570	895	1,0–1,2	10–13	3600–4800	
Гранулолот (водонаполненный)	4116	3612	1045	–	25–30	5500–6000	
Аммонал водоустойчивый	4956	3948	845	0,95–1,1	12–14	4000–4500	
Граммонит 50/50-В	3696	3524	810	0,9–0,95	40–50	3600–4500	
Граммонит 30/70-В	3448	2831	1070	0,9–0,95	40–60	5200–5600	

Анализируя эту зависимость, можно увидеть, что удельный расход взрывчатого вещества увеличивается с увеличением прочностных свойств массива, степени дробления и величины развала горной массы после взрыва и уменьшается с увеличением энергии используемого взрывчатого вещества и коэффициента ее использования для дробления массива и формирования развала, необходимых параметров по технологии выемочно-погрузочных работ.

Для определения остальных параметров взрывных работ методом скважинных зарядов (d , W , a , b , e , $l_{\text{П}}$, l_3 , P) необходимо рассмотреть влияние каждого из них на результаты взрыва. В настоящее время использование различных конструкций зарядов, способов их размещения в массиве и взрывания позволяет управлять взрывным разрушением массива.

2.8. МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ВЗРЫВНЫМ РАЗРУШЕНИЕМ МАССИВА СКВАЖИНЫМИ ЗАРЯДАМИ

Несмотря на точность расчетов паспорта буровзрывных работ, вследствие недостаточной изученности свойств массива в конкретных условиях трудно получить ожидаемый результат. Однако, зная влияние каждого параметра зарядов, порядка и способа взрывания на результаты взрыва, можно после нескольких экспериментальных взрывов получить требуемый развал и состав горной массы по крупности для каждой зоны в карьере.

Изменение параметров взрывного дробления массива горных пород с целью достижения необходимых степени дробления горной массы, коэффициента разрыхления и параметров развала называется *управлением взрывным разрушением массива*.

Все параметры буровзрывных работ делятся на две группы.

К первой относятся: *удельный расход взрывчатого вещества q , диаметр заряда d , линия сопротивления по подошве W , сетка скважин $a \times b$* ; ко второй: *вид взрывчатого вещества, конструкция заряда, последовательность взрывания и использование замедления, число рядов скважин, величина и материал забойки*.

Изменение параметров первой группы позволяет регулировать степень дробления в широком диапазоне.

Параметры второй группы на степень дробления оказывают меньшее влияние. В основном они используются для получения необходимых по технологическим условиям размеров развала горной массы.

Для рассмотрения влияния параметров буровзрывных работ необходимо представлять явления, происходящие в массиве при взрыве зарядов взрывчатого вещества.

По экспериментальным исследованиям действие взрыва в массиве горных пород представляется в следующем виде. Детонационная волна, которая образуется при взрыве взрывчатого вещества на границе заряд – горная порода, переходит в ударную волну. Ее параметры определяются свойствами массива горных пород и взрывчатого вещества. По мере удаления ударной волны от границы раздела скорость ее уменьшается вследствие потерь энергии и в дальнейшем остается постоянной. В этой зоне, равной от 1 до 6 диаметров заряда, напряжение, возникающее в горной породе, вызывает пластические деформации и ее дробление. На большем от этой величины расстоянии в радиальном направлении возникают сжимающие напряжения, в тангенциальном – растягивающие. Величина этой зоны составляет 35–40 радиусов заряда. Дальше напряжение в массиве становится меньше величины сопротивления породы разрушению, и горная порода этой зоны массива испытывает только колебательные движения. Когда волна напряжений достигнет обнаженной поверхности, образуется отраженная волна, к тому же после высвобождения газов, образующихся при взрыве взрывчатого вещества, по трещинам и через забойку сильно сжатая порода первой зоны смещается в сторону центра заряда. Отраженная волна формирует в массиве вторичное сжатие от мнимого центра, находящегося на таком же расстоянии от обнаженной поверхности, как и заряд, производя разрушения в глубь массива.

По теории В.К. Шехурдина, в основу которой положен принцип энергетического состояния горной породы в зависимости от ее свойств и положения относительно поверхности земли, величину зоны сильного дробления (смятия) или преобладания пластических деформаций можно определить по выражению, м

$$R_{\text{см}} = \sqrt{\frac{pQA}{\pi v_{\text{см}}}},$$

где p – масса заряда в 1 м скважины, кг;

Q – теплота взрыва, ккал/кг;

A – механический эквивалент тепла 4,19 Дж/кал;

$\pi = 3,14$;

$v_{\text{см}} = (10f + \rho gH)$ – удельная энергоемкость разрушения массива в зоне смятия, Дж/м³;

f – коэффициент крепости по шкале М.М. Протождяконова;

ρ – плотность породы, кг/м³;

$g = 9,8$ – ускорение свободного падения, м/с²;

H – глубина расположения заряда от поверхности земли, м.

Радиус разрушения горных пород радиальными трещинами

$$R_{\text{тр}} = \sqrt{\frac{pQA}{\pi v_{\text{тр}}}},$$

где $v_{\text{тр}} = 0,04 (10f + \rho gH)$ – удельная энергоемкость разрушения массива путем развития магистральных трещин, Дж/м³.

Удельный расход взрывчатого вещества. В первой группе наибольшее влияние на степень дробления пород оказывает **удельный расход взрывчатого вещества.**

Из рассмотренной выше энергетической теории разрушения видно, что для увеличения степени дробления горных пород требуется увеличение затрат энергии, т. е. увеличение удельного расхода взрывчатого вещества или его мощности. **Однако в конкретных условиях существует предел, после которого без специальных технологических приемов увеличение удельного расхода не влияет на степень дробления.**

Рассматривая влияние удельного расхода взрывчатого вещества на степень дробления горных пород, необходимо учитывать и экономический аспект. Увеличение расхода взрывчатого вещества при росте объема буровых работ влечет за собой повышение затрат на подготовку горных пород к выемке.

В практике расчетов нормальный удельный расход взрывчатого вещества для рыхления массива принимается по таблицам в зависимости от вида, коэффициента крепости и плотности пород. Трест «Союзвзрывпром» эти значения без учета трещиноватости массива дает для эталонного взрывчатого вещества – аммонита № 6ЖВ (см. табл. 2.5). В случае если применяются другие типы ВВ, значение удельного расхода умножают на переводной коэффициент (см. табл. 2.6). Рекомендуемый тип взрывчатого вещества с учетом свойств горных пород и трещиноватости массива приведен в табл. 2.11 (по В.П. Мосинцу).

Экспериментальными исследованиями и практикой доказано, что увеличение степени дробления массива пропорционально увеличению полезного использования энергии взрыва. С этой целью применяют взрывание зарядов в зажатой среде путем использования **«подпорной стенки»**, мгновенного взрывания многорядного блока без замедления и специальных **запирающих зарядов** в забойке скважины.

Таблица 2.11

Рекомендуемые параметры взрывчатого вещества	Кoeffициент для расчета линии сопротивления по подошве		Рекомендуемый тип взрывчатого вещества		
	Потенциальная энергия ВВ ϵ_v , кДж/кг $\cdot 10^{-3}$	22–25	25–30	35–50	Детонит М10, гранулол
	Скорость детонации, км/с	25–28	30–35	40–48	Детонит М, аммонит скальный №1, алюмотол, гранулол
	Начальное давление P_{max} , Па	204	125	48	Граммонит 50/50, акватол Т 20
Модуль объемного сжатия К, Па	11	5	48	Гранулиты М и С-2	
Кoeffициент Пуассона, μ	0,1–0,15	0,15–0,2	0,25–0,3	аммонит №6ЖВ, гранулот 79/21	
Акустическая жесткость C_p , кг/(м ² с)	14–16	5–14	07–5	Игданит, гранулит АС-4, аммонит АП-5ЖВ, гранулит С-2, игданит	
Скорость продольной волны, $U_{пр}$, км/с	5–7	2–5	0,4–2		
Плотность породы ρ , т/м	2,8–3	2,5–2,8	1,8–2,5		
Категория трещиноватости (среднее расстояние между естественными трещинами), м	IV–V (1)	III (0,5–1)	I–II (0,5)		
Кoeffициент крепости по Протодьякову	14–20	5–9	1–3		
Породы	9–14	3–5	0,5–1		
	Диабаз, порфирит, сленит, гранит, диорит, андезит, базальты, гнейсы, конгломераты изверженных пород на цементном цементе	Доломиты, известняки, мрамор, песчаники, гнейс и сленит, сидерит, магнезит, конгломерат на известковом цементе, сланцы, крепкие мергели	Мягкие мергели, слабосцементированный конгломерат, ракушечный известняк		
Категория пород по трудности взрывания	I	II	III		

Технология взрывания массива при наличии подпорной стенки заключается в оставлении части взорванной горной массы от предыдущего взрыва у откоса взрываемого блока, объем которой создает дополнительную нагрузку на массив и выполняет роль своеобразной забойки для трещин, образующихся в массиве от предыдущего взрыва на глубину около 100d (рис. 2.11). Ширину подпорной стенки (м) можно рассчитать по формуле

$$B = k_p W_{л.н.с} \left(\frac{\sqrt{2\eta q \epsilon E}}{\sigma_{сж}} - 1 \right),$$

где k_p – коэффициент разрыхления породы;
 $W_{л.н.с}$ – линия наименьшего сопротивления, м;
 $\eta = 0,2–0,4$ – коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы;
 q – удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³;
 ϵ – удельная энергия взрыва взрывчатого вещества, Дж/м³ или Дж/кг;
 E – модуль продольной упругости пород, Па;
 $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы при одноосном сжатии, Па.

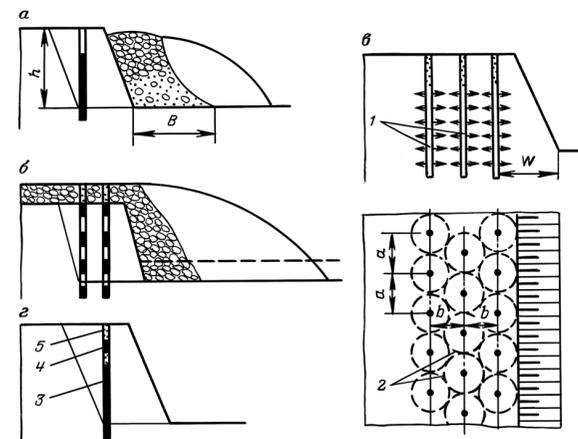


Рис.2.11. Способы увеличения степени дробления массива: а – взрыванием при подпорной стенке; б – взрыванием под оставленным слоем взорванной горной массы; в – мгновенным многорядным взрыванием; г – путем применения дополнительного заряда взрывчатого вещества в забойке: 1 – направления взрывной волны; 2 – зоны интерференции волн; 3 – основной заряд; 4 – дополнительный заряд; 5 – забойка; а – расстояние между скважинами; б – ширина подпорной стенки; h – высота уступа; W – линия сопротивления по подошве

Взрывание массива при наличии подпорной стенки уменьшает ширину развала горной массы и может использоваться как средство для формирования развала на рабочей площадке.

Эффект от использования оставляемой в массиве уступа части развала привел к идее применения взрывания под оставленным слоем горной массы от вышележащего уступа.

Эффект от применения многорядного мгновенного взрывания заключается в том, что заряды второго и следующих рядов находятся в зоне массива, ненарушенного трещинами от предыдущих взрывов, вследствие чего уменьшаются потери энергии взрывчатого вещества. Вместе с этим действие взрыва заряда каждого ряда для соседнего является своеобразным средством зажима из-за противоположной направленности взрывной волны. Все это способствует увеличению действия взрыва на массив и образованию интерференции взрывных волн.

Однако при использовании этого метода при равном расстоянии между рядами и линией сопротивления по подошве заряды скважин каждого последующего после первого ряда по сравнению с предыдущим увеличиваются на 10–15%, что приводит к увеличенному расходу взрывчатого вещества.

Сущность применения запирающих зарядов (самозаклинивающейся или активной забойки) заключается в помещении малого заряда взрывчатого вещества среди инертной забойки в скважине. При инициации этого заряда одновременно с основным в скважине вследствие разнонаправленности взрывов создается дополнительное сопротивление основному заряду. Этим увеличивается действие взрыва основного заряда, повышается использование энергии взрыва в массиве, направленной на дробление породы. Масса запирающего заряда в забойке принимается приблизительно равной 1% от массы основного заряда.

Описанные способы увеличения действия взрыва в массиве могут применяться одновременно для получения интенсивного дробления.

Диаметр заряда. Влияние диаметра заряда на степень дробления массива горных пород рассмотрено в теории разрушения массива действием взрыва. При минимальном по условию детонации взрывчатого вещества диаметре заряда вследствие увеличения суммарного объема зон регулируемого дробления массива обеспечивается максимальная степень дробления.

Диаметр скважины зависит от свойств горных пород, вместимости или геометрических параметров ковша экскаватора или погрузчика и типа взрывчатого вещества.

С учетом минимальных затрат по всему технологическому потоку величина эффективного диаметра скважин равна диаметру заряда взрывчатого вещества.

При увеличении диаметра заряда увеличивается его масса в единице длины.

Равномерное распределение в массиве взрывчатого вещества способствует увеличению степени дробления при постоянном удельном расходе ВВ. Однако в литературе можно встретить утверждения, что степень дробления пород взрывом не зависит от диаметра заряда. Это утверждение базируется только на пропорциональности разрушаемого объема энергии взрыва без учета физических действия взрыва в массиве горных пород.

Экспериментальные исследования показывают, что уменьшение диаметра скважин улучшает степень дробления горных пород взрывом d_{cp} , снижая крупность прямо пропорционально линейному масштабу изменения диаметра заряда взрывчатого вещества d ,

$$d_{cp} = d^{1,05} \text{ (см).}$$

С точки зрения затрат на бурение скважин и расходов бурения в метрах на единицу объема взрываемого массива применение скважин больших диаметров имеет преимущество. **Окончательный выбор диаметра скважины подтверждается экономическими расчетами с учетом преимуществ от повышения степени дробления при уменьшении диаметра скважины и затрат на бурение, выемку, транспортирование и переработку полезных ископаемых.**

Линия сопротивления по подошве. По энергетической теории расчета параметров взрывных работ линия сопротивления по подошве линейно связана с диаметром заряда:

$$W = \beta d.$$

Коэффициент β учитывает свойства массива и взрывчатого вещества (см. табл. 2.11).

С учетом явления трещинообразования массива при взрыве заряда ВВ линия сопротивления по подошве должна быть равна величине радиуса трещинообразования. Практически минимальное значение линии сопротивления по подошве определяется из геометрических параметров уступа, м:

$$W = h \operatorname{ctg} \alpha + c,$$

где h – высота уступа, м;

α – угол откоса уступа;

c – расстояние оси вертикальной скважины от верхней бровки уступа, м.

Экспериментальные исследования показывают, что оптимальная величина линии сопротивления по подошве составляет

$$W_{\text{опт}} = 35d_{\text{скв.}}$$

В зависимости от линии сопротивления по подошве рассчитывается расстояние между скважинами и рядами и масса зарядов.

Рассмотрение влияния W на результат дробления массива целесообразно начать с линии наименьшего сопротивления, т. е. наименьшего расстояния между центрами ряда скважин и одной из свободных поверхностей. Физический смысл этой величины заключается в том, что по направлению линии наименьшего сопротивления радиальные трещины, образующиеся в результате взрыва заряда, достигают в первую очередь откоса уступа. Следовательно, этот параметр определяет зону дробящего действия заряда.

Для скважинных вертикальных зарядов на уступе с наклонным откосом линия наименьшего сопротивления находится ближе к верхней части заряда. Она меньше линии сопротивления по подошве. Для разрушения уступа на полную высоту увеличивают расход взрывчатого вещества, принимая в расчетных выражениях радиус разрушения массива радиальными трещинами, равными величине линии сопротивления по подошве W .

Следовательно, энергия скважинного заряда, рассчитанная по величине наименьшего сопротивления, недостаточна для разрушения массива, а энергия, рассчитанная по линии сопротивления по подошве, не полностью расходуется на дробление в верхней части уступа.

Уменьшение потерь энергии или полное исключение их возможно:

- 1) при использовании двухкомпонентного заряда в скважине;
- 2) при применении комбинированного заряда из котлового в нижней части и колонкового в верхней части скважины;
- 3) при применении наклонных скважин;
- 4) путем создания вертикального откоса.

Первый способ применяется на карьерах в нашей стране и за рубежом и достаточно полно освещен в специальной литературе. Он основан на различии свойств взрывчатых веществ. В нижней части заряда взрывчатое вещество с более высокой мощностью типа аммонитов, а в верхней части – взрывчатое вещество с меньшей мощностью типа гранулитов. Это позволяет при одновременном инициировании верхней и нижней частей заряда иметь разные радиусы зон разрушения массива для нижней и верхней частей уступа (рис. 2.12).

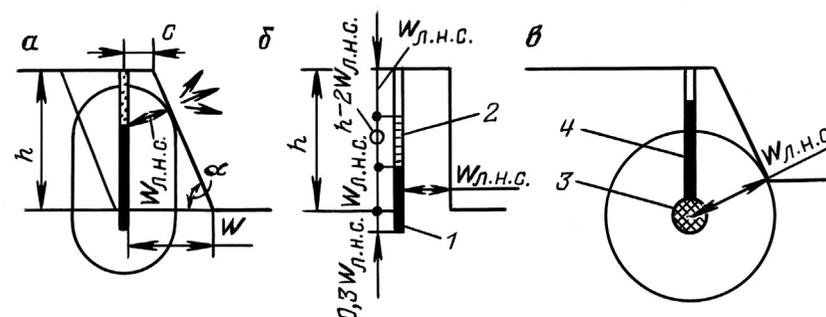


Рис. 2.12. Схемы однородного заряда (а), комбинированного из разных типов взрывчатого вещества (б), котлового и колонкового заряда (в): 1 – заряд одного взрывчатого вещества; 2 – заряд другого взрывчатого вещества; 3 – забойка.

Второй способ в настоящее время находит распространение в связи с применением на карьерах буровых станков огневого бурения, с помощью которых можно бурить скважины с различными диаметрами по глубине. Заряд для нижней части уступа рассчитывают как котловой – по линии наименьшего сопротивления, для верхней – как колонковый дополнительный.

Применение наклонных скважин позволяет уменьшить линию сопротивления по подошве до линии наименьшего сопротивления, если их бурят параллельно откосу уступа, повысить эффективность использования энергии взрывчатого вещества вследствие уменьшения величины перебура скважины, обеспечения расчетного угла откоса уступа после взрыва и уменьшения величины развала горной массы.

В этом случае

$$W_{\text{л.н.с}} = c \sin \alpha.$$

В реальных условиях карьера применение наклонных скважин затруднено из-за сложности контроля их параллельности в ряду и непараллельности по отношению к откосу уступа. Вследствие сложной конфигурации линии верхней бровки уступа ориентация по контуру бровки в районе бурения одной или нескольких скважин может привести к существенным отклонениям от расчетного расстояния между скважинами в нижней части, что вызывает ухудшение дробления горной массы и «проработки подошвы».

Ориентацию направления наклонных скважин необходимо проводить по направляющему тросу, который протягивают вдоль ряда буровых скважин с помощью маркшейдерских инструментов.

Вертикальный откос может быть создан **способом предварительного щелеобразования** (рис. 2.13).

Он заключается в том, что во взрывном блоке параллельно последнему ряду скважин бурят контурные скважины малого диаметра на расстоянии 0,5–0,9 м друг от друга. Эти скважины заряжают гирляндами из патронов аммонита №6ЖВ, привязанных к детонирующему шнуру. Пространство между зарядами и стенками скважин заполняют мелкой забойкой или песком на полную глубину.

Длину забойки между верхним патроном и устьем скважины принимают равной 2–4 м. Для уменьшения трещинообразования в глубине массива заряд прижимают к стенке скважины, обращенной в сторону взрываемого блока. Заряд для щелеобразования можно взрывать заблаговременно, до бурения основных

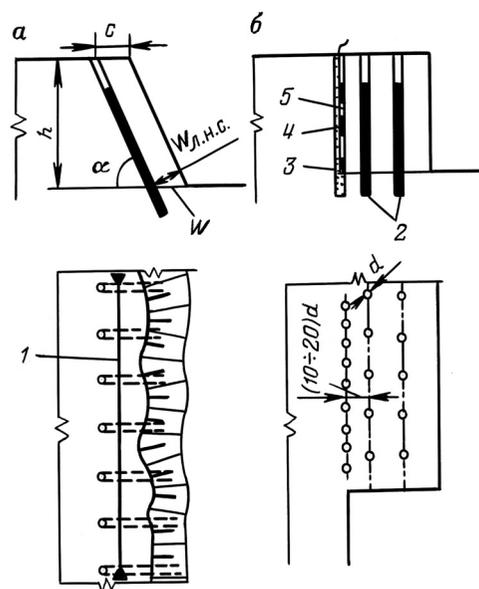


Рис. 2.13. Способы увеличения эффективности использования энергии путём применения наклонных скважин (а) и путём взрывания вертикальных зарядов с предварительным щелеобразованием (б):

1 – направляющий трос; 2 – скважины взрывного рыхления массива; 3 – контурная скважина; 4 – патрон аммонита; 5 – детонирующий шнур

скважин для дробления массива, или вместе с основным зарядом, который инициируется с замедлением: в полускальных породах со скоростью не менее 100 м/с, а в скальных – со скоростью 75 м/с.

Физическая сущность этого способа заключается в том, что в результате предварительного взрывания зарядов в контурных скважинах образуется микрощель, оконтуривающая взрываемый блок. Взрывные волны от основных зарядов дробления массива экранируются плоскостью этой щели и не позволяют трещинам проникать в глубь массива. Разрушения массива от контурных зарядов практически не происходит вследствие малой массы заряда и демпфирования забойкой по всей глубине скважины.

После выемки взорванной горной массы откос уступа остается практически вертикальным.

Вертикальный откос при исключении проникновения трещин в глубь массива позволяет с наибольшей эффективностью использовать энергию взрыва взрывчатого вещества на дробление массива и обеспечивать надежность получения необходимого состава горной массы по крупности взрывом скважинных зарядов.

Большим недостатком этого способа является увеличение объема буровых работ, однако общие затраты компенсируются за счет уменьшения расхода взрывчатого вещества на дробление массива.

Технологически этот способ хорошо отработан. Он применяется для заоткоски бортов карьера, широко используется при строительстве котлованов, в транспортном и гидротехническом строительстве, при котором скважины для заоткоски поверхности уступа бурят под необходимым углом для обеспечения устойчивости борта карьера или котлована в целом.

Перебур скважины. С линией сопротивления по подошве W связан параметр буровых работ – глубина перебура скважины.

Перебур осуществляют с целью проработки подошвы. Он основан на действии заряда в массиве, в результате которого образуется воронка взрыва с углом раствора Ψ (рис. 2.14). В данном случае линия наименьшего сопротивления принимается как радиус воронки взрыва, а глубина

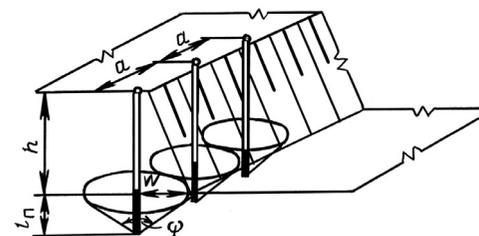


Рис. 2.14. Схема к определению глубины перебура

перебура l_n – как глубина заложения заряда. Угол раствора воронки в нормальных условиях зависит от свойств массива и массы заряда. Однако фактически образование воронки разрушения в зоне перебура гораздо сложнее. В настоящее время ее определяют по эмпирическим зависимостям с учетом линии сопротивления по подошве W и удельного расхода взрывчатого вещества q , м:

$$l_n = 0,5qW.$$

Величина забойки. Исходя из рассмотренного явления действия взрыва взрывчатого вещества в массиве и задачи получения необходимого состава горной массы в забое для экскавации, величина забойки, в которой образуется зона нерегулируемого дробления, не должна превышать размера негабаритного куска. С другой стороны, при разработке нижележащего горизонта верхняя его часть представляет собой разрушенную зарядами в перебурах скважин вышележащего горизонта зону. Следовательно, величина забойки скважин на этом горизонте должна быть не менее величины перебура.

Повышение эффекта выполнения функции «запирания» заряда достигается применением самозаклинивающейся забойки в виде трех небольших зарядов взрывчатого вещества, расположенных в материале забойки на расстоянии трех диаметров скважины друг от друга и взрывающихся одновременно с основным зарядом.

Наилучшим материалом забойки являются пластичные быстротвердеющие материалы типа гипсовых растворов или растворов из быстротвердеющего цемента. Эффективна забойка из сыпучих материалов с большим удельным весом – песка, щебня из плотных горных пород. Хорошие результаты дает использование водяной забойки в полиэтиленовых оболочках, которая помимо своих функций позволяет уменьшить запыленность воздуха после взрыва.

Сетка скважин. Предыдущие параметры были рассмотрены с точки зрения действия одиночного заряда во взрывающей среде с двумя обнаженными поверхностями. На карьерах для подготовки горной массы в большом объеме применяют взрывание серии зарядов, которые во взрывающей среде необходимо рассматривать во взаимодействии.

Согласно теории взрыва при одновременном взрывании двух соседних зарядов, расположенных на расстоянии, возникают большие по величине по сравнению с одиночным взрыванием растягивающие напряжения, что увеличивает действие взрыва на отрыв горной массы по линии скважин.

Расчет расстояния между скважинами базируется на предположении, что распространение трещин от взрыва заряда взрывчатого вещества заканчивается на расстоянии $a = 2W$, где энергия ударной волны становится равной удельной энергии поля в этой зоне (рис. 2.15). При взрыве двух зарядов разрушение в массиве в направлении друг друга заканчивается в точке максимального радиуса образования трещин. Остаточная энергия каждого заряда, по В.К. Шехурдину, складывается при условии, что сумма ее будет достаточна для образования трещины еще на некоторую величину. Если принять, что остаточная энергия каждого заряда при наложении составляет половину первоначальной затраченной на трещинообразование, то радиус распространения трещин от одного заряда в сторону другого составляет

$$\sqrt{2}R.$$

Тогда расстояние между зарядами будет

$$a = R_{тр} + \sqrt{2}R = 2,41R_{тр}.$$

Расстояние между рядами при шахматном расположении скважин и одновременном их взрывании из этих же соображений составляет

$$b = 2,1R_{тр}.$$

При квадратной сетке и короткозамедленном взрывании между рядами

$$b = a = 2,41R_{тр}.$$

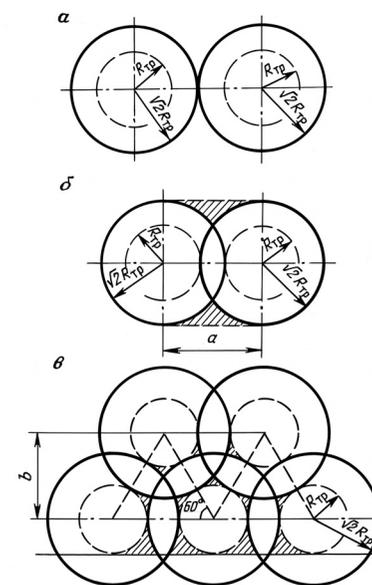


Рис. 2.15. Схема к расчёту параметров сетки скважин: a – два заряда на расстоянии максимального радиуса и образования трещин; b – то же на расстоянии с учетом остаточной энергии заряда; b – то же при многорядном шахматном расположении заряда

В последнем случае несколько увеличивается площадь нерегулируемого дробления (на рис. 2.15 заштрихованная площадь), однако этот недостаток устраняется другими способами управления взрывного разрушения массива. Вследствие большого расстояния между рядами при квадратной сетке расположения скважин уменьшается объем буровых работ.

В практике буровзрывных работ расстояние между зарядами рассчитывают на основании эмпирических данных, при которых за критерии действия взрыва принимают качественный показатель (плохое, удовлетворительное или хорошее дробление).

Расчетные зависимости для определения расстояния между скважинами и рядами следующие:

$$a = (0,8-1,4)W;$$

$$b = (0,9-1)W \text{ — при короткозамедленном взрывании};$$

$$b = 0,85W \text{ — при мгновенном взрывании и шахматном расположении скважин.}$$

Цифры перед W — коэффициент сближения скважин (относительное расстояние между зарядами), обозначается буквой m . Его величина зависит от свойств массива, требуемой степени дробления, последовательности взрывания зарядов и т. п. Меньшие значения m применяются для трудновзрываемых пород.

Экспериментальные исследования показывают, что оптимальное значение $m = 0,85$.

Взрывчатые вещества. На карьерах используются следующие виды взрывчатых веществ:

- ✧ порошкообразные (аммониты, аммоналы, детониты);
- ✧ гранулированные (гранулиты, граммониты);
- ✧ водонаполненные или водосодержащие (акватолы, акваниты, карбатолы, ифзаниты).

Некоторые взрывчатые вещества изготавливают на месте их применения, т. е. на самих карьерах. Взрывчатые вещества типа гранемита и порэмита, состоящие из смеси гранулированной аммиачной селитры с жидким горючим компонентом, доставляются в горячем состоянии на взрывной блок в специальных машинах-термосах. После зарядки в скважинах при остывании они затвердевают, образуя устойчивый в обводненных скважинах заряд.

Применение того или иного вида взрывчатого вещества в конкретных горно-геологических условиях определяют исходя из свойств

горных пород по трещиноватости массива, свойств взрывчатого вещества (см. табл. 2.11) или по рекомендации треста «Союзвзрыв-пром» (табл. 2.5).

Основными характеристиками взрывчатого вещества, определяющими их свойства, являются:

- ✧ **теплота взрыва** — количество тепловой энергии, которое выделяется при взрывном разложении 1 моль или 1 кг взрывчатого вещества, кал/кг;
- ✧ **потенциальная энергия** — работа, которую совершают продукты взрыва при адиабатическом расширении, Дж/кг

$$E_{\text{вв}} = \varepsilon_{\text{м}} T,$$

где $\varepsilon_{\text{м}}$ — механический эквивалент тепла 4,19 Дж/кал;

T — теплота взрыва, кал/кг;

- ✧ **полная идеальная работа взрыва** (теоретическая работоспособность) — работа, совершаемая расширяющимися газами при взрыве взрывчатого вещества, Дж/кг;
- ✧ **удельный объем газов** — объем газов, выделяющийся при взрыве 1 кг взрывчатого вещества, л/кг;
- ✧ **плотность** — отношение массы взрывчатого вещества к занимаемому им объему.

Различают:

- ✧ **плотность заряда** — отношение массы взрывчатого вещества к объему зарядной камеры;
- ✧ **гравиметрическую плотность** — отношение массы взрывчатого вещества к объему, который она занимает при свободном насыпании в зарядную камеру;
- ✧ **нормальную плотность взрывчатого вещества**, при которой получается наилучший эффект взрыва, г/см³;
- ✧ **скорость детонации** — скорость распространения ударной волны во взрывчатом веществе, км/с;
- ✧ **бризантность** — способность взрывчатого вещества к разрушительному действию в результате удара продуктов взрыва по среде, прилегающей к заряду, мм;
- ✧ **критический диаметр заряда** — минимальный диаметр цилиндрического заряда взрывчатого вещества, при котором обеспечивается надежная его детонация, мм.

Все характеристики связаны между собой, главной является теплота взрыва, которая зависит от химического состава и состояния самого вещества или смеси. Величина бризантности пропорциональна скорости детонации. Работоспособность пропорциональна теплоте взрыва. Критический диаметр заряда, скорость детонации и плотность взрывчатого вещества определяют друг друга. Взрывание целесообразно производить при максимальной скорости, так как при этом наиболее эффективно реализуется его свойство, а это требует использования диаметра заряда, обеспечивающего это условие для соответствующего взрывчатого вещества. При современных средствах бурения на карьерах значение критического диаметра практически не влияет на выбор типа взрывчатого вещества, так как критический диаметр используемых на карьерах взрывчатых веществ значительно меньше. Повышение плотности заряда взрывчатого вещества приводит сначала к повышению скорости детонации, а затем, после достижения критической плотности, резко падает. Переуплотнение взрывчатого вещества в заряде приводит к переходу детонации к горению, а следовательно, к «отказу» его взрыва. В характеристиках взрывчатых веществ и инструкциях по их применению рекомендуемая плотность заряжения указывается.

Плотность заряда определяет вместимость скважины, кг/м

$$e = \frac{\pi d^2}{4} \Delta \alpha,$$

где d – диаметр скважины, м;

Δ – гравиметрическая плотность вещества, кг/м³;

α – коэффициент заполнения, для гранулированных и льющихся взрывчатых веществ $\alpha = 1$.

При взрывной подготовке кристаллосодержащей руды (кимберлита, сланцев и др.) к выемке для уменьшения разрушения кристаллов плотность взрывчатого вещества уменьшают добавлением в него гранулированного пенополистерола диаметром 6–7 мм и плотностью 0,015–0,03 г/см³. Образующиеся таким образом низкоплотные взрывчатые вещества позволяют, помимо сохранности кристаллов, снизить расход самого взрывчатого вещества, снизить выход мелких (0–100 мм) и крупных (более 800 мм) фракций, уменьшить ширину развала горной массы и разрушение массива за контуром взрывного блока.

Для разрушения прочных и вязких горных пород применяют взрывчатые вещества с высокой бризантностью, т. е. обладающих хорошим дробящим действием.

Для отрыва крупных блоков без дробления применяют низкобризантные взрывчатые вещества, обладающие метательным действием (типа пороха).

При выборе взрывчатого вещества учитывают экономичность подготовки горных пород к выемке в целом. Чем крепче порода и больше затраты на бурение, тем целесообразнее применение более мощных, хотя и более дорогих взрывчатых веществ.

Многие простейшие взрывчатые вещества хотя и не обладают высокими качественными показателями, но дешевые, легко поддаются механизированному заряжению и поэтому наиболее предпочтительны при массовом производстве взрывных работ.

В случае, если по характеру действия для достижения определенных результатов в конкретных условиях подходят несколько типов взрывчатых веществ, то окончательный выбор производят исходя из экономической эффективности с учетом стоимости взрывчатого вещества, затрат на доставку его в карьер, бурение и заряжение и расходов на дробление негабаритов.

Конструкция зарядов. Для взрывания скважин на карьерах применяют заряды (рис. 2, 16):

- ◇ сплошные (*a, б*);
- ◇ рассредоточенные инертной забойкой – песком, мелким щебнем, пенопластом (*в*);
- ◇ рассредоточенные воздушными промежутками (*г*);
- ◇ состоящие из двух типов взрывчатого вещества (*д*);
- ◇ сосредоточенные (котловые) (*е*);
- ◇ парносближенные (*жс*);
- ◇ плоские (*з*);
- ◇ фигурные (*и – м*).

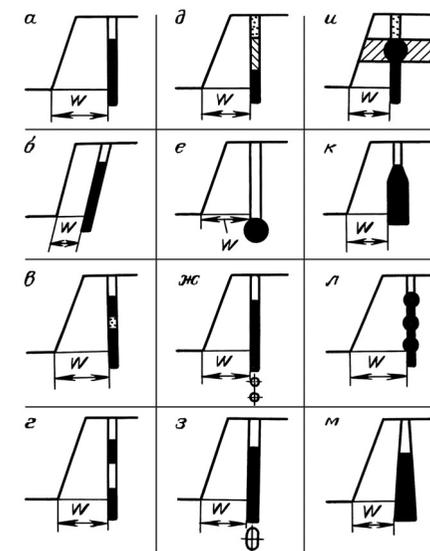


Рис.2.16. Схемы конструкций зарядов, используемых на карьерах для подготовки крепких горных пород к выемке

Наименее трудоемким по заряжению и поддающимся полной механизации, кроме размещения детонирующего шнура и патрона-боевика, является сплошной, однородный

по взрывчатому веществу заряд длиной, равной длине скважины минус забойка.

Для инициирования заряда в зависимости от типа используемого взрывчатого вещества применяют электродетонаторы, детонирующий шнур или патрон-боевик, который располагают в верхней или нижней части заряда на уровне подошвы уступа.

Массив в зоне забойки при взрыве разрушается в результате метательного действия заряда, соударений кусков и дробления их при падении.

В нашей стране и за рубежом широко применяют колонковые заряды из разных типов взрывчатых веществ. В нижней части заряда помещают более мощное водоустойчивое взрывчатое вещество типа гранитола и алюмотола для обеспечения качественной проработки подошвы, а в верхней части – более дешевое взрывчатое вещество типа игданита, гранулита или граммонита.

Рассредоточенные инертной забойкой заряды применяют в разнопрочных породах, размещая их в наиболее крепких слоях. В них реализуется явление интерференции ударных волн от взрыва частей зарядов. При одновременном инициировании отдельных частей происходит наложение ударных волн в горизонтальной плоскости.

Используя аналогию явления распространения и наложения энергии ударных волн от соседних зарядов, можно рассчитать величину воздушного промежутка. Экспериментальными исследованиями установлено, что в сторону торцевых частей от взрыва скважинного заряда разрушение распространяется на величину, равную 4–5 диаметрам заряда, следовательно, с учетом зоны наложения энергии частей заряда в скважине величина воздушного промежутка составит около 10 диаметров заряда.

На некоторых карьерах воздушный промежуток заполняют пенопластом, изготавливаемым непосредственно в момент зарядки. Это позволяет избежать самого большого недостатка зарядов с воздушными промежутками, заключающегося в сложности и немеханизированности их изготовления на карьере.

В последнее время получили распространение рассредоточенные заряды инертной забойкой и внутрискважинным замедлением каждой части заряда (рис. 2.17). При взрывании сначала верхней части заряда достигается улучшение работы нижней части, т. е. создание своего рода каскадного разрушения массива уступа; при взрывании сначала нижней части заряда и миллисекундное замедление (10–15 мс) верхней – создание зажима или пригрузки взрываемого массива уступа. Особенно эффективны эти конструкции зарядов в разнопрочных по высоте уступа породах.

Рациональное соотношение между весом верхнего заряда и нижнего $1/2-1/4$. Величина промежутка из инертной забойки между зарядами принимается в скальных породах ($f > 14$) $8-15 d_3$, в породах средней крепости ($f = 8-14$) $10-20 d_3$, и полускальных ($f < 8$) $15-25 d_3$.

При значительной величине линии сопротивления по подошве, когда нельзя достичь необходимого дробления путем уменьшения коэффициента сближения скважин m до 0,6, а применение наклонных, котловых зарядов или увеличение диаметра заряда невозможно, для первого ряда используют **парносближенные заряды**. Их размещают в массиве на расстоянии 3–10 диаметров зарядов. Расстояние между парами в ряду принимают несколько большее, чем при одиночных зарядах (1,8–2,2).

Если развернуть по направлению линии наименьшего сопротивления парносближенные скважины, то вторая скважина от откоса уступа, взорванная с микрозамедлением 1–2 мс, будет работать как бы в зажиме, аналогично действию взрыва при подпорной сетке, улучшая дробление и проработку подошвы.

Эффект парносближенных зарядов используется в **методе размещения зарядов в пучке с количеством скважин n** . В этом случае эквивалентный диаметр заряда пучка, мм

$$d_3 = d_3 \sqrt{n},$$

где d_3 – диаметр заряда одной скважины, мм;
 n – количество скважин в пучке.

Расстояние между зарядами в пучке (1,3–1,5).

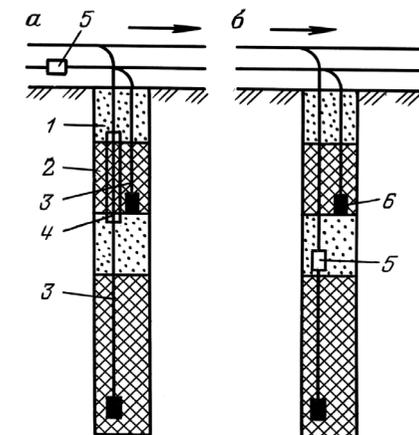


Рис.2.17. Схемы рассредоточенного заряда с внутрискважинным замедлением:
а – при взрывании «снизу»;
б – при взрывании «сверху»;
1 – забойка; 2 – заряд взрывчатого вещества; 3 – детонирующие шнуры;
4 – трубка; 5 – КЗДШ; 6 – детонатор

Плоские (см. рис. 2.16) и фигурные заряды по своим действиям аналогичны парносближенным. Выполнение их возможно только в скважинах малого диаметра, пробуренных с расширением станками термического бурения. При этом для плоских зарядов расширение производится в продольном направлении уступа до эллиптической формы при подъеме бурового инструмента без вращения, для фигурных зарядов образуют сферические полости на нескольких уровнях по глубине скважины остановкой на некоторое время подъема бурового инструмента без выключения его вращения. Наиболее эффективно применение плоских зарядов с соотношением большой и малой полуосей эллипса 2:1–3:1.

Все рассмотренные конструкции зарядов можно объединить в три группы.

Первая группа – вертикальные и наклонные скважинные сплошные и рассредоточенные заряды. Изменение воздействия энергии взрыва может быть достигнуто за счет пространственного расположения самих зарядов или их отдельных частей.

Вторая группа – вертикальные скважинные заряды с внутрискважинным замедлением, комбинированные из разных типов взрывчатого материала и парносближенные. Силовые параметры действия энергии взрыва изменяются в них подбором типа взрывчатого вещества или изменением положения детонатора.

Третья группа – фигурные заряды, от плоского заряда до конусообразного. Требуемые параметры импульса в них достигаются изменением формы зарядной полости, а, следовательно, количества взрывчатого вещества в ней.

2.9. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Способы взрывания различают в зависимости от применяемых средств взрывания: по величине интервала между взрывами отдельных зарядов или групп зарядов; по расположению зарядов в разрушаемом массиве – одно-, двух-, трехрядное и многорядное. По величине интервала между отдельными взрывами различают мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание.

Средствами взрывания являются капсуль-детонатор и огнепроводный шнур. В настоящее время для производства взрывных работ допущены три типа капсулей-детонаторов, выпускаемых в соответствии с ГОСТ 6254-62:

- ✧ в алюминиевой гильзе КД-8А (азид-тетриловый),
- ✧ в медной – КД-8М (гремучертутно-тетриловый),

- ✧ в бумажной – КД-8Б (в качестве инициирующего вещества применяют оба состава).

Огнепроводный шнур выпускается в соответствии с ГОСТ 3470-55 с маркировкой:

- ✧ асфальтированный – ОША,
- ✧ двойной асфальтированный – ОШДА,
- ✧ пластиковый – ОШП.

Сердцевина состоит из дымного пороха. Диаметр огнепроводных шнуров составляет 5–6 мм, расчетная скорость горения 1 см/с. Огнепроводный шнур при взрывных работах зажигают с помощью **тлеющего фитиля**, отрезка огнепроводного шнура и патрончика для группового зажигания. **Патрончики** представляют собой бумажные гильзы на 8–38 отрезков огнепроводного шнура со слоем порохового воспламенительного состава.

Зажигательной трубкой называют огнепроводный шнур, соединенный с капсулем-детонатором. Минимальная длина зажигательной трубки (м)

$$l_{\min} = (nt_0 + t)v,$$

где n – число поджиганий;

t_0 – время на одно поджигание (5–10 с);

t – время на отход взрывника в укрытие (не менее 60 с);

v – расчетная скорость горения шнура.

При зажигании более четырех зажигательных трубок для контроля за временем зажигания применяют контрольные трубки, изготавливаемые из капсуля-детонатора с бумажной гильзой. Шнуры контрольных трубок должны быть на 60 см короче самого короткого шнура в заряде. **Взрыв контрольной трубки извещает о необходимости удаления взрывника в безопасное место.**

Боевиком называют патрон взрывчатого вещества, или шашку, соединенный с зажигательной трубкой. Взрыв патрона-боевика передается всему заряду взрывчатого вещества.

При электрическом способе взрывания основным средством является **электродетонатор**. По времени срабатывания электродетонаторы различают:

- ✧ мгновенного действия ЭД,

- ✧ короткозамедленного ЭДКЗ,
- ✧ замедленного действия ЭДЗД.

Электровзрывная сеть состоит из магистральной и распределительной сети и электродетонаторов. Расчет сети заключается в определении общего сопротивления сети и силы тока, обеспечивающего гарантированное инициирование каждого заряда.

При большом количестве одновременно взрываемых зарядов применяют **электроогневое взрывание**, при котором патрончик для группового зажигания воспламеняют электрическим способом.

На карьерах при массовых взрывах широко используют мгновенное и короткозамедленное взрывание **детонирующим шнуром**.

В этом случае импульс к заряду подводится через детонирующий шнур, сердцевина которого состоит из высокобризантного взрывчатого вещества-тэна, со скоростью детонации 6,5–7 км/с.

Детонирующий шнур в отличие от огнепроводного имеет в оплетке красные нити, а при полихлорвиниловой оболочке – красный цвет.

Взрыв гранулированных взрывчатых веществ производится детонирующим шнуром через **патрон-боевик**, тротилловую или тротил-гексогенную шашку. Замедление при этом способе взрывания осуществляется пиротехническим реле КЗДШ.

Последовательность и правильно выбранный способ взрывания зарядов должны обеспечивать качественное дробление и формирование развала

горной массы определенных размеров и при необходимости селективное разделение полезного ископаемого в рудных забоях.

При однорядном расположении зарядов применяют три схемы взрывания с замедлением: через скважину, волновая и фланговая (рис. 2.18). Улучшение дробления в этих случаях, исходя из теории действия заряда в массиве, достигается за счет образования дополнительных поверхностей обнажения от взрыва первой серии зарядов.

Намного сложнее, но **эффективнее для дробления**

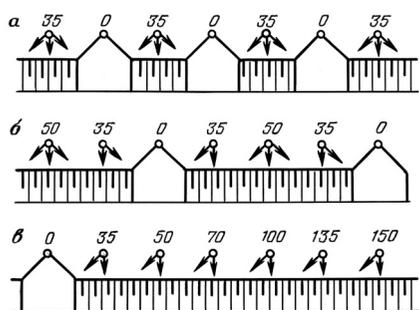


Рис. 2.18. Схемы взрывания с замедлением (от 0 до 150 мс) при однорядном расположении скважин: а – через скважину; б – волновая; в – фланговая

и формирования развала применение различных схем замедления при многорядном расположении зарядов в массиве.

Разрушение массива при применении короткозамедленного взрывания заключается в том, что при взрыве одной группы зарядов, например, первого ряда, часть массива между рядами оказывается сжатой взрывной волной, т. е. пригруженной. Затем волновое сжатие переходит в волновое растяжение. В части массива, оконтуренной первым рядом скважин, происходит отрыв горной массы. Иницирование зарядов второй группы в начальный момент, т. е. во время сжатия от взрыва первой серии, позволяет увеличить степень дробления, но с повышенным расходом взрывчатого вещества. Иницирование в следующий момент обеспечивает условие взрыва зарядов второго ряда аналогично первому, т. е. с дополнительной поверхностью обнажения, находящейся на расстоянии, равном линии сопротивления по подошве $b=W$.

В практике буровзрывных работ способ замедления во второй фазе взрыва используется достаточно широко. Существует множество схем соединения зарядов с замедлением, позволяющих получить одну, две и, если необходимо, три дополнительные плоскости обнажения.

Интервал замедления (мс) можно определить по формуле проф. Г.И. Покровского

$$\tau = \frac{\sqrt{(a^2 - 4W^2)}}{v}$$

или по выражению, учитывающему свойства массива:

$$\tau = W \left[\frac{3,5\rho}{\sqrt[3]{f^2}} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu}} \right],$$

где v – скорость распространения волны напряжений, м/с;

ρ – плотность породы, кг/м³;

f – коэффициент крепости породы по проф. М.М. Протодяконову;

μ – коэффициент Пуассона.

Среди схем соединения зарядов (см. рис. 2.7) **клиновые, волновые и радиальные** позволяют за счет соударения разлетающихся кусков породы несколько увеличить степень дробления горной массы. При врубных схемах с поперечным или продольным расположением скважинных зарядов уменьшаются размеры развала.

Скважины врубовых рядов имеют:

- ✧ увеличенный перебур $l_{\text{п}} = (0,5 - 0,6) W$;
- ✧ уменьшенное на 30–40% расстояние между скважинами;
- ✧ увеличенный на 15–20% удельный расход взрывчатого вещества.

Применение короткозамедленного взрывания благодаря эффекту интерференции позволяет уменьшить сейсмическое воздействие взрыва на здания и сооружения вокруг карьера, что очень важно при массовых взрывах.

При многократном взрывании на карьерах величина сейсмической зоны (м)

$$r_c = 25\sqrt[3]{Q}.$$

Если полученная величина сейсмической зоны меньше расстояния до охраняемого объекта, то общий заряд разделяется на группы, которые взрываются с замедлением не менее 20 мс, количество которых

$$N = \frac{24 \cdot 10^3 G}{L^3},$$

где r_c – величина безопасного расстояния от массового взрыва до охраняемых зданий и сооружений от разрушения сейсмической волной, м;

Q – общий вес заряда взрывчатого вещества, используемого в массовом взрыве;

L – расстояние от массового взрыва до охраняемого объекта, м.

Радиус воздействия воздушной волны определяется по формуле

$$r_{\text{в}} = k_{\text{воз}} \sqrt[3]{Q_3},$$

где Q_3 – масса заряда, кг;

$k_{\text{воз}}$ – коэффициент пропорциональности;

$k_{\text{воз}} = 20 - 50$ при $Q_3 < 20$ т;

$k_{\text{воз}} = 200$ при $Q_3 > 20$ т.

Для взрывания скважинных зарядов на карьерах применяют следующие способы: **огневой, электрический и детонирующим шнуром** (рис. 2.19).

При огневом способе используется огнепроводный шнур с капсулями-детонаторами, при электрическом – электродетонаторы.

Взрывание детонирующим шнуром заряда взрывчатого вещества производится при инициировании его самого капсулем-детонатором от огнепроводного шнура или электродетонатора.

При инициировании детонирующим шнуром сплошного или рассредоточенного воздушным промежутком заряда возникает практически мгновенно цилиндрическое поле напряжений, которое с одинаковой скоростью распространяется до поверхности обнажения. Такой способ инициирования рекомендуется для зарядов наклонных скважин и зарядов второго и последующего рядов скважин, при короткозамедленном взрывании многорядных блоков, в которых расстояние от заряда до поверхности обнажения близко к равномерному по всей высоте уступа. Для зарядов первого ряда скважин с целью лучшей проработки подошвы уступа применяют инициирование от детонатора, расположенного в нижней части заряда.

Иницирование гранулированных и водонаполненных взрывчатых веществ из-за их низкой чувствительности к возбуждениям детонации производится от **патронов-боевиков** в виде небольшого заряда аммонита или специальных тротиловых Т-200, Т-400, ТП-400, тротилтетриловых ТТ-500, ТТ-1000, ТТ-1800 или тротилгексогеновых шашек ТГ-150, ТГ-300, ТГ-500, взрывааемых непосредственно детонирующим шнуром.

Электровзрывание применяют для инициирования зарядов при всех методах взрывных работ на карьерах, но при отсутствии опасности по блуждающим токам и электромагнитной индукции электродетонаторами ЭДБ и в обводненных условиях ЭДП. Замедление при электровзрывании осуществляется специальными электродетонаторами

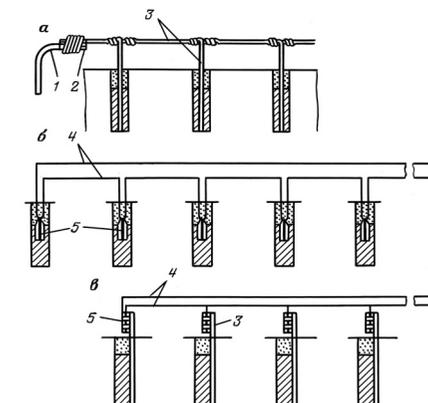


Рис. 2.19. Схемы взрывания скважинных зарядов:

а – детонирующим шнуром; б – электрическим способом; в – комбинированным способом; 1 – огнепроводный шнур; 2 – детонатор; 3 – детонирующий шнур; 4 – электропровода; 5 – электродетонаторы

короткозамедленного и замедленного действия ЭДЗД, ЭДКЗ-ПМ-15 или 25 и ЭДКЗ-15 или 25. При взрывании детонирующим шнуром осуществляется замедление в 10, 20, 35 и 50 мс специальными пиротехническими замедлителями типа КЗДШ. Для одновременного зажигания группы огнепроводных шнуров применяют зажигательные патрончики диаметром 18–41 мм, представляющие собой бумажную гильзу, на дне которой помещен зажигательный состав.

Монтаж взрывной сети состоит из следующих операций: в скважину опускается ДШ (два конца при дублированной сети) с привязанным к шпагату промежуточным детонатором. Для подключения к магистральным линиям оставляют концы длиной 1,5–3 м, считая от устья скважины; после зарядания и забойки скважин от забоя прокладывают магистральные линии ДШ (в соответствии со схемой взрывания); к магистральным линиям отрезки ДШ из скважин подключаются непосредственно или через пиротехническое реле (в зависимости от схемы взрывания). Последовательным включением нескольких пиротехнических реле создается любое замедление (рис. 2.20).

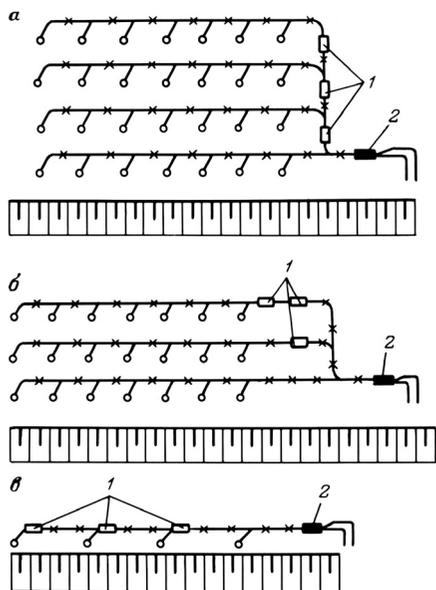


Рис. 2.20. Монтажные схемы короткозамедленного взрывания при помощи пиротехнических реле:
 а, б – порядное взрывание; в – последовательное;
 1 – пиротехническое реле;
 2 – электродетонаторы

Параметры развала взорванной горной массы должны обеспечивать безопасную и высокопроизводительную работу экскавационного оборудования.

Расчет ширины развала (м) при однорядном расположении скважин (рис. 2.21) производится по формуле:

$$R = \frac{2(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{h_p}$$

где R – ширина развала

взорванной горной массы от нижней бровки уступа, м;
 с – расстояние от верхней бровки уступа до скважины, м;
 h – высота уступа, м;
 α – угол откоса уступа, градус;
 k_p – коэффициент разрыхления породы в развале;
 h_p – высота развала взорванной горной массы, м,
 $h_p = (1-1,5) h_{\text{ч}}$;
 $h_{\text{ч}}$ – высота черпания экскаватора, м.

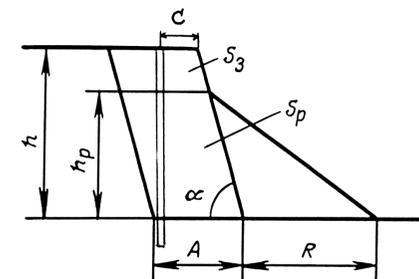


Рис. 2.21. Схема расчета ширины развала (м) при однорядном расположении скважин

Эта формула выведена из условия равенства площадей развала горной массы заходке в целике с учетом коэффициента разрыхления, т. е.

$$S_p = S_3 k_p \text{ или } Ahk_p = \frac{1}{2}[A + (A + R)]h_p,$$

тогда

$$R = \frac{2,4A(k_p h - h_p)}{h_p},$$

где

$$A = c + h \operatorname{ctg} \alpha,$$

$$R = \frac{2(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(hk_p - h_p)}{h_p}.$$

При многорядном взрывании

$$A = b(n-1) + c + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha,$$

$$R = \frac{2[b(n-1) + c + h \operatorname{ctg} \alpha](hk_p - h_p)}{h_p},$$

где n – количество рядов скважин.

Ширина развала горной массы при взрыве скважинного заряда зависит от свойств горных пород и массива уступа и практически от всех параметров буровзрывных работ.

Эмпирически по «Союзвзрывпрому» ширина развала может быть определена по формуле

$$R = 5q\sqrt{Wh},$$

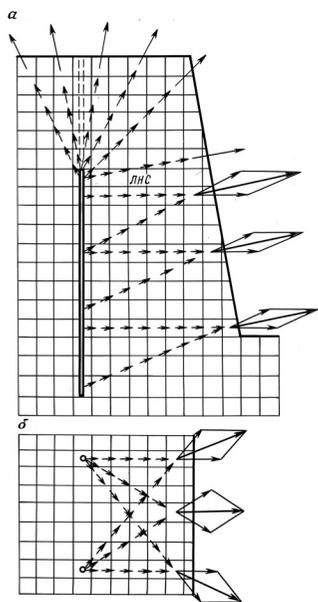


Рис. 2.22. Схема динамического воздействия взрыва скважинного заряда на элементы уступа:
а – в профиле; б – в плане

увеличивается при: увеличении диаметра скважинного заряда, длины забойки, мощности взрывчатого вещества, высоты уступа, и уменьшается при: уменьшении угла наклона скважин, увеличении расстояния между скважинами в ряду, величины воздушного промежутка в рассредоточенных зарядах, линии сопротивления по подошве и плотности горных пород (рис. 2.24).

Высота развала растет при взрыве каждого последующего ряда, начиная со второго, вследствие того, что пространство для размещения развала горной массы с соответствующим коэффициентом ограничено (рис. 2.25). В этом случае высоту развала (м) при взрыве второго ряда можно определить по формуле

$$h_{p2} = h_{p1} + \frac{bh(k_p - 1)}{b + W}$$

где q – удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³;
 W – линия сопротивления по подошве, м.

Практически $R = (0,5 - 0,6)h$.

Исследования направлений, силы импульсов частей зарядов каждого и во взаимодействии с соседним зарядом в ряду при детонации и кинематике движения каждого элемента блочного массива при взрыве зарядов показывают сложную картину разрушения и их движение в пространстве (рис. 2.22). **Наибольший импульс получают блоки, находящиеся на прямой линии наименьшего сопротивления.** Согласно баллистике он будет определять наибольший разлет кусков, а следовательно, и ширину развала (рис. 2.23).

Исследование зависимости ширины развала горной массы при взрыве скважинного заряда от основных параметров взрывного разрушения массива показывают, что ширина развала

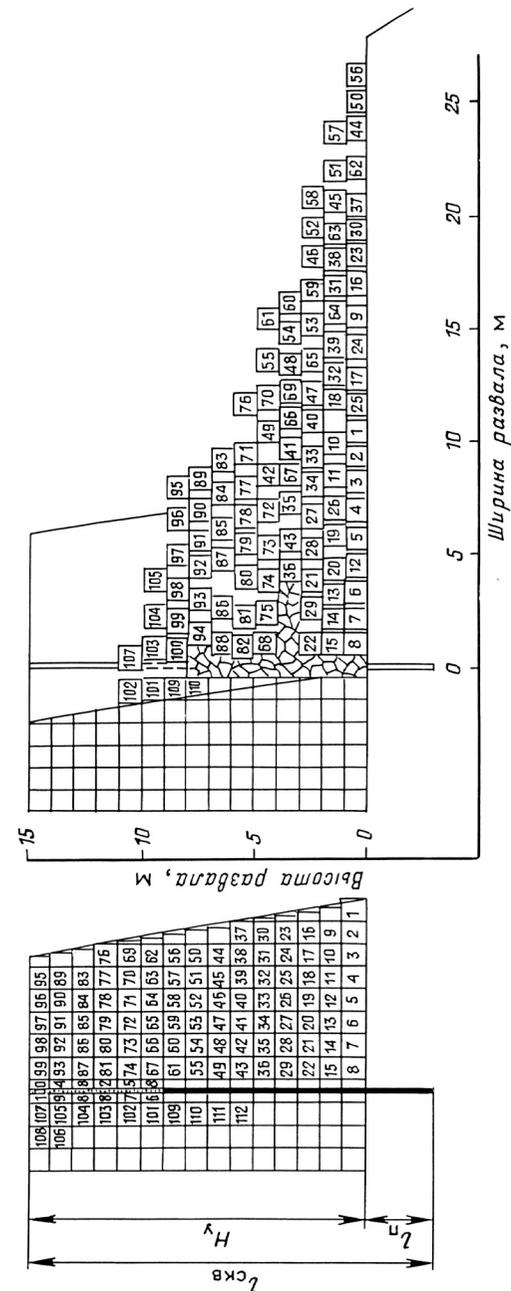


Рис. 2.23. Баллистическое распределение элементов взрывающегося массива уступа

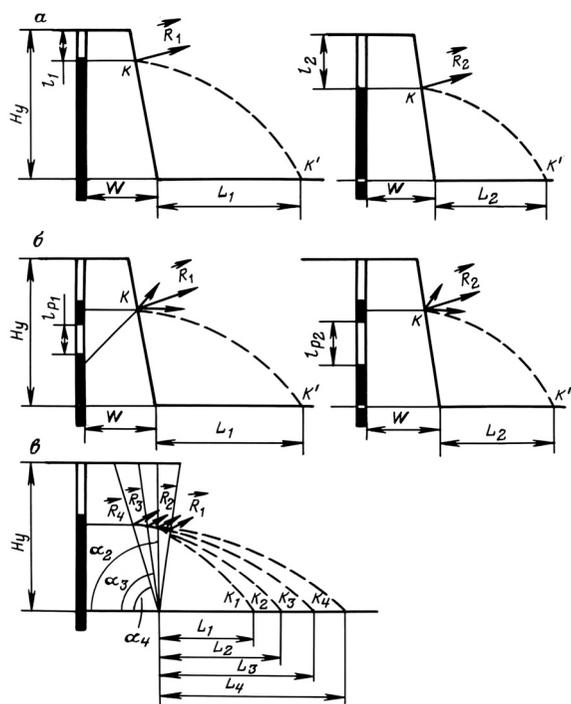


Рис. 2.24. Схема к определению кинематических параметров взрыва в зависимости от:
 а – длины забойки; б – величины воздушного промежутка; в – угла откоса уступа

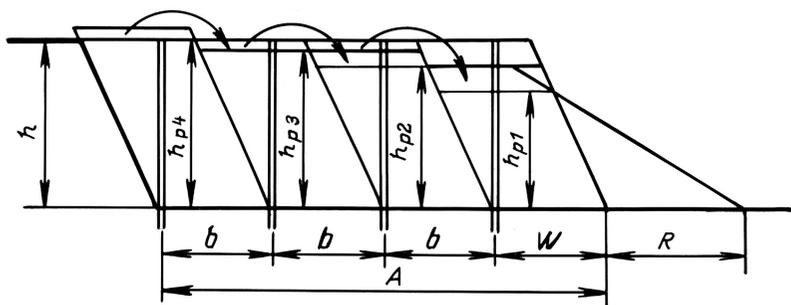


Рис. 2.25. Схема к расчёту высоты развала при многорядном взрывании

Высота (м) развала горной массы после взрыва третьего ряда

$$h_{p3} = h_{p1} + \frac{bh(k_p-1)}{b+W} + \frac{h(k_p-1)}{b}.$$

При многорядном взрывании высота (м) последнего ряда n

$$h_{pn} = h_{p1} + \frac{bh(k_p-1)}{b+W} + \frac{h(k_p-1)}{b}(n-2),$$

где h_{p1} – высота развала горной массы при взрыве первого ряда скважин, м;
 n – число рядов скважин;
 h – высота уступа.

Эти зависимости выведены из предположения, что при взрыве приращение высоты развала каждого ряда будет $bh(k_p-1)$ и уровень развала предыдущего и последующего выравниваются (рис. 2.25), т. е.

$$\Delta h(b+W) = bh(k_p-1),$$

откуда приращение высоты развала (м)

$$\Delta h = \frac{bh(k_p-1)}{b+W}.$$

При расчете количества рядов скважин необходимо определить высоту развала от первого ряда скважин, которая присутствует во всех расчетных формулах h_p .

По правилам безопасности она должна быть в пределах $h_p = (1-1,5)h_{ч}$.

При многорядном взрывании высота развала от следующего ряда увеличивается. Если принять высоту развала от первого ряда равной высоте черпания экскаватора $h_p = h_{ч, \max}$, то можно подсчитать при каком числе рядов высота развала достигнет максимально допустимой $h_p = 1,5h_{ч}$:

$$n = \frac{0,5h_{ч}b}{h(k_p-1)} - \frac{b^2}{b+W} - 2.$$

Исходя из технологического условия, что весь развал горной массы в заходке должен быть экскавирован кратным числом заходов экскаватора, т. е.

$$b(n-1)+W+R = 1,5R_{ч.у} N,$$

можно определить возможное количество рядов скважин во взрывае-
мом блоке

$$n = \frac{1,5R_{ч.у} N - W - R}{b} + 1$$

и ширину (м) заходки взрывного блока по целику:

$$A = 1,5R_{ч.у} N - R,$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м;
 N – количество заходов экскаватора, принимаемых по технологи-
ческим или транспортным условиям для экскавации развала гор-
ной массы после взрыва массива;
 R – ширина развала горной массы при однорядном взрывании.

Количество рядов n , полученных по этой формуле, необходимо
сравнить с результатом расчетов количества рядов по допустимой высо-
те развала горной массы и принять меньшее значение.

Если в производственных условиях известна ширина заходки по це-
лику, то исходя из условия $A = b(n-1)+W$ необходимое количество рядов
во взрывае-мом блоке можно определить по формуле

$$n = \frac{A - W}{b} + 1.$$

2.10. ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ НЕГАБАРИТНЫХ КУСКОВ ГОРНОЙ МАССЫ

Из-за недостаточного учета свойств взрывае-мого массива при расче-
те параметров взрывных работ или в случае низкого качества их выпол-
нения во взорванной горной массе образуются крупные куски, которые
затрудняют работу выемочно-погрузочных машин, часто приводя к по-
ломке рукоятей и стрел экскаваторов.

Негабаритные куски при разработке плохо взорванного массива
складируются на рабочей площадке экскаватора и подвергаются вто-
ричному дроблению *механическим способом* (с помощью гидравличе-
ского бутобоя), *взрывным* или *электрофизическим*.

Механический способ. Гидравлические бутобои оборудуются на базе
гидравлических экскаваторов малых моделей на колесном ходу и эф-
фективно применяются для разрушения негабаритов в полускальных
осадочных породах.

При экскавации горной массы гидравлическим экскаватором дроб-
ление негабаритных кусков возможно сбрасыванием их на специаль-
ную металлическую плиту, масса которой должна быть примерно в 3 ра-
за больше массы негабарита, или сбрасыванием на негабарит металли-
ческого шара, который захватывается челюстным ковшом самого
экскаватора. Дробление негабарита шаром не требует дополнительных
механизмов и средств и позволяет разрушать его не вынимая из забоя.

Взрывной способ дробления негабарита предусматривает примене-
ние зарядов взрывчатого вещества в шпурах или с поверхности (наклад-
ной заряд).

Шпуры диаметром 32–36 мм бурят в негабарите на такую глубину,
чтобы заряд разместился в центре (рис.2.26). Забойка осуществляется пе-
ском. При использовании в качестве забойки воды глубина шпуров мо-
жет быть меньше. Она составляет 0,3–0,7 толщины негабарита, но не
менее 30–35 см. Заряд при гидрозабойке выполняется из водоустойчи-
вого мощного взрывчатого вещества с инициированием от электродето-
натора или зажигательной трубки. Вес заряда принимается из расчета
25–30 г взрывчатого вещества на 1 м³ негабарита. После размещения в
шпуре заряда он заполняется водой от уровня 5–10 см от устья шпура.
Это позволяет уменьшить разлет мелких частиц породы, которые при
гидрозабойке образуются именно в зоне устья шпура. В породах средней
крепости в качестве взрывчатого вещества при гидрозабойке может ис-
пользоваться детонирующий шнур. В зимнее время для предотвращения
замерзания в воду добавляется поваренная соль или аммиачная селитра.
Опасность разлета кусков породы при дроблении негабаритов зарядами

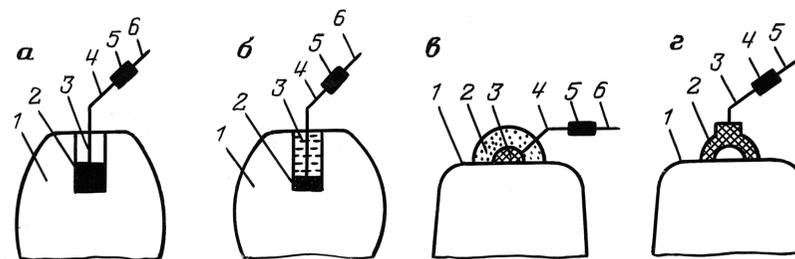


Рис. 2.26. Схемы взрывного дробления негабаритных кусков породы: а – с забойкой песком, б – с забойкой водой, в – накладным зарядом, г – кумулятивным зарядом:

1 – негабарит; 2 — заряд взрывчатого вещества; 3 – забойка; 4 – детонирующий шнур; 5 – капсуль-детонатор; 6 – огнепроводный шнур

взрывчатого вещества с гидрозабойкой в 2–3 раза меньше, чем при накладных зарядах.

Накладной заряд выполняется в нескольких вариантах. В простейшем случае взрывчатое вещество с удельным расходом 0,3–0,6 кг/м³ помещают под забойку или полиэтиленовый мешок с водой и используют кумулятивный заряд с массой от 0,1 до 4 кг.

Благодаря практической несжимаемости жидкости использование воды в качестве забойки позволяет резко уменьшить разлет кусков при взрывании.

При электрофизическом способе предусматривается нагрев отдельного участка негабарита электрической дугой или токами высокой частоты. Вследствие увеличения объема нагреваемой зоны негабарит разрушается от механических напряжений.

2.11. ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Взрывные работы на карьерах осуществляются на основании типового проекта буровзрывных работ для зоны карьера с одинаковыми свойствами. Для конкретного взрываемого блока составляют паспорт (рис. 2.27) буровзрывных работ, который утверждается главным инженером карьера.

Основой типового проекта являются утвержденный технический проект разработки месторождений, результаты экспериментальных и промышленных взрывов, новейшие литературные данные, производственный опыт по взрывным работам в аналогичных условиях и Единые правила безопасности при взрывных работах.

При составлении паспорта буровзрывных работ целесообразно использовать математические модели с оптимизацией параметров. Пример алгоритма расчета параметров буровзрывных работ для одноковшового экскаватора, основанный на энергетической теории разрушения горных пород многорядного (*n* рядов) блока, представлен в табл. 2.12.

В паспорте помимо расчета параметров взрывных работ обязательно предусматривается расчет величины опасной зоны по сейсмическому воздействию массового взрыва на здания и сооружения. Если радиус зоны сейсмического воздействия взрыва больше расстояния до сохраняемого объекта *L*, предусматривается разделение общего заряда на части с интервалом замедления взрывов между ними не менее 20 мс:

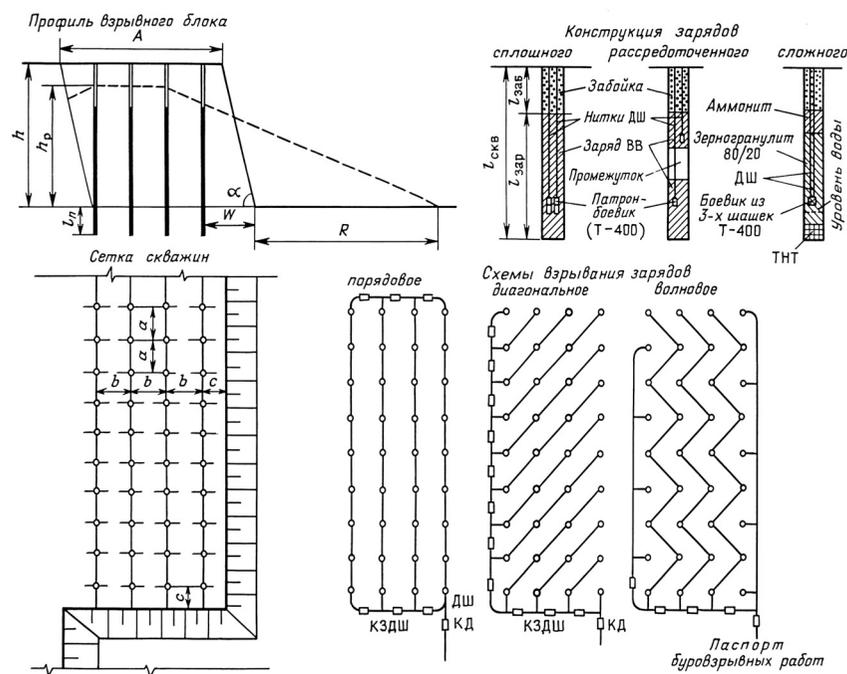


Рис. 2.27. Паспорт буровзрывных работ

$$r_c = 29 \cdot \sqrt[3]{\frac{Q}{N}}$$

Таблица 2.12

Исходные данные

Свойства массива:

- наименование горной породы
- плотность породы ρ , кг/м³
- предел прочности породы на сжатие σ , Па
- модуль упругости *E*, Па
- блочность массива (трещиноватость) $d_{0,м}$, м (табл. 1.5)
- коэффициент динамичности k_d (табл. 2.9)

Оборудование:

- экскаватор

вместимость ковша E , м³
 ширина ковша B , м
 $(B=1,2\sqrt[3]{E})$

высота черпания $h_{\text{ч}}$, м
 производительность Q сут, м³/сут
 буровой станок (если он известен)
 диаметр скважины $d_{\text{СКВ}}$, м
 производительность бурового станка $Q_{\text{б.ст}}$, м/сут

Взрывчатое вещество:

тип взрывчатого вещества
 полная идеальная работа взрыва $F_{\text{ВВ}}$, Дж
 плотность заряжения Δ , кг/м³
 начальная скорость движения горной массы
 при взрыве, $v_0 = 5 \div 10$ м/с
 коэффициент полезного использования энергии ВВ $\mu = 0,04 \div 0,06$

Технологические параметры

высота уступа h , м
 угол откоса уступа α , градус
 безопасное расстояние от верхней бровки c , м
 коэффициент разрыхления горной массы в развале k_p
 высота развала ($h_p = 1 \div 1,5h_{\text{ч}}$), м
 порядок взрывания
 расстояние от массового взрыва до охраняемого объекта L , м.

Порядок расчета параметров взрывных работ

1. Необходимый состав горной массы по крупности для экскаватора, м.

$$d_{\text{ср}} = \frac{B}{6,5}.$$

2. Необходимая степень дробления массива

$$n = \frac{d_{\text{о.м}}}{d_{\text{ср}}} \text{ при } d_{\text{о.м}} < d_{\text{ср}} \text{ принимается } n=1.$$

3. Удельная энергия дробления в необходимой степени массива, Дж/м³:

$$F_{\text{др}} = \frac{0,12\sigma_{\text{сж}}^2 k_{\text{д}}^2}{2E} \lg n.$$

4. Удельная энергия формирования развала, необходимого по технологии при $h_p \leq h$, Дж/м³:

$$F_p = \left(\frac{v_0^2 \rho}{2} \right) \left[\lg k_p + \lg \frac{(c + h \text{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p} \right].$$

5. Расчетный удельный расход взрывчатого вещества для выполнения технологических условий, кг/м³:

$$q = \frac{F_{\text{др}} + F_p}{F_{\text{ВВ}} \eta}.$$

При значительном удельном расходе в пределах экономичности целесообразно использовать более мощное взрывчатое вещество.

Расчет параметров выполняется в двух вариантах

Первый вариант: буровой станок выбирается после определения расчетной величины диаметра заряда для принятого типа взрывчатого вещества.

6. Линия сопротивления по подошве, м:

$$W = c + h \text{ctg} \alpha.$$

7. Расстояние между скважинами, м:

$$\alpha = W.$$

8. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании, м:

$$b = a.$$

9. Время замедления между взрывами рядов скважин, мс:

$$\tau = kW$$

($k = 3-6$, меньшее значение принимается для крепких горных пород).

10. Величина перебура, м:

$$l_{\text{п}} = 0,5qW.$$

11. Длина скважины, м:

$$l_{\text{скв}} = h + l_{\text{п}}.$$

12. Минимальная величина забойки, м:

$$l_3 = l_{\text{п}}.$$

13. Максимальная длина заряда взрывчатого вещества, м:

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{скв}} - l_3.$$

14. Масса заряда в скважине, кг:

$$P = aWhq.$$

15. Необходимый диаметр сплошного заряда взрывчатого вещества, м:

$$d_3 = 2 \sqrt{\frac{P}{\pi \cdot l_{\text{зар}} \Delta}}.$$

16. Диаметр скважины, м:

$$d_{\text{скв}} \geq d_3.$$

17. Если $d_{\text{скв}} > d_3$ заряд рассредоточивается:
длина нижнего (основного) заряда, м:

$$l_{\text{н.з}} = 1,2W,$$

длина воздушного промежутка, м:

$$l_{\text{в.пр}} = l_3 - \frac{4P}{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \Delta},$$

длина верхнего заряда, м:

$$l_{\text{в.з}} = l_3 - l_{\text{н.з}} - l_{\text{в.пр}}.$$

Второй вариант: буровой станок известен по исходным данным. Диаметр заряда принимается равным диаметру скважины. Отличие расчета в определении параметров: P, a, b (пункты 18, 19, 20).

18. Масса заряда в скважине, кг:

$$P = \frac{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot l_{\text{зар}} \Delta}{4}.$$

19. Расстояние между скважинами, м:

$$a = \sqrt{\frac{P}{hq}}.$$

20. Расстояние между рядами при квадратной сетке и короткозамедленном взрывании, м:

$$b = a.$$

21. Объем взрываемого блока, м³:

$$V_{\text{бл}} = 15Q_{\text{сут}}.$$

22. Величина развала от первого ряда, м:

$$R = \frac{2(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(hk_p - h_p)}{h_p}.$$

23. Количество рядов скважин из условия обеспечения безопасной высоты развала взорванной горной массы:

$$n = \frac{0,5h_q b}{h(k_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2.$$

24. Ширина взрываемого блока по целику, м:

$$A = W + b(n - 1).$$

25. Длина взрывающегося блока, м

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{hA}$$

26. Количество скважин во взрывающемся блоке:

$$n_{\text{скв}} = \frac{AL_{\text{бл}}}{ab}$$

27. Общая длина буровых скважин в блоке, м:

$$L_{\text{скв}} = l_{\text{скв}} \cdot n_{\text{скв}}$$

28. Время бурения блока, сут:

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{скв}}}{Q_{\text{б.ст}}}$$

29. Количество взрывчатого вещества для разрушения блока, кг:

$$P_{\text{вв}} = qV_{\text{бл}}$$

30. Число серий в массовом взрыве, безопасное по сейсмическому воздействию на охраняемые объекты при короткозамедленном взрывании:

$$N = \frac{24 \cdot 10^3 P}{L^3}$$

Для составления рабочего паспорта буровзрывных работ маркшейдерская служба производит съемку блока и указывает категории пород по буримости и взрываемости. С учетом необходимой степени дробления и формы развала инженер по буровзрывным работам производит расчет параметров, входящих в паспорт, по которому маркшейдер делает отметки устьев скважин на поверхности уступа. По результатам бурения составляют профили по скважинам с указанием горно-геологических условий массива (мощность пачек, отдельных пластов в сложных забоях, углы падения и т. п.).

Повторной съемкой измеряют расстояние между скважинами и рядами, линию сопротивления по подошве. По этим данным уточняют величину зарядов в скважинах, конструкции зарядов и порядок взрывания.

После взрыва выполняют горизонтальную съемку, составляют профили взорванной горной массы, определяют параметры развала и величину разрыхления породы в развале.

По правилам безопасности во время производства взрывных работ все другие виды работ на карьере прекращаются, оборудование отгоняется на безопасное расстояние, а люди выводятся из карьера. Для сокращения времени простоя карьера необходима четкая организация подготовки и проведения всех работ, связанных с этим процессом, которая на передовых карьерах проводится на основании сетевого графика. В нем предусматривается взаимоувязывание всех операций, возможность совмещения и время их проведения.

Взрывные работы на карьерах проводят в определенные дни и часы. Для контроля основному исполнителю взрывных работ мастеру-взрывнику выдается график работ. В нем предусмотрено:

- ✧ оформление путевок и получение взрывчатых веществ и средств взрывания,
- ✧ подвозка забоечного материала к скважинам,
- ✧ доставка взрывчатых материалов к месту взрыва,
- ✧ выгрузка и разноска взрывчатых веществ к скважинам,
- ✧ зарядка и забойка скважин,
- ✧ монтаж взрывной сети и оцепление места взрыва,
- ✧ расстановка замедлителей в схеме соединения зарядов,
- ✧ подача боевого сигнала,
- ✧ взрыв,
- ✧ осмотр места взрыва,
- ✧ оформление документов и сдача оставшихся взрывчатых материалов на склад.

Механизация забойки скважин осуществляется с помощью забоечных машин-бункеров, транспортирующих и засыпающих в скважину забоечный материал (песок, щебень, отходы обогатительной фабрики). Производительность их достигает 150 скважин в смену.

Доставка и зарядка скважин гранулированными и водосодержащими взрывчатыми веществами осуществляется зарядной машиной. Машину обслуживают два человека – шофер-взрывник и оператор-взрывник. На некоторых карьерах ее производительность составляет 10,5 т/ч.

Для зарядки водосодержащих взрывчатых веществ на самом карьере используется смесительно-зарядный агрегат и машина для транспортировки раствора окислителя, изготовленная на базе тягачей МАЗ-534 (рис 2.28) На взрывном блоке обе машины соединяются шлангом и электрическими кабелями в единый комплекс.

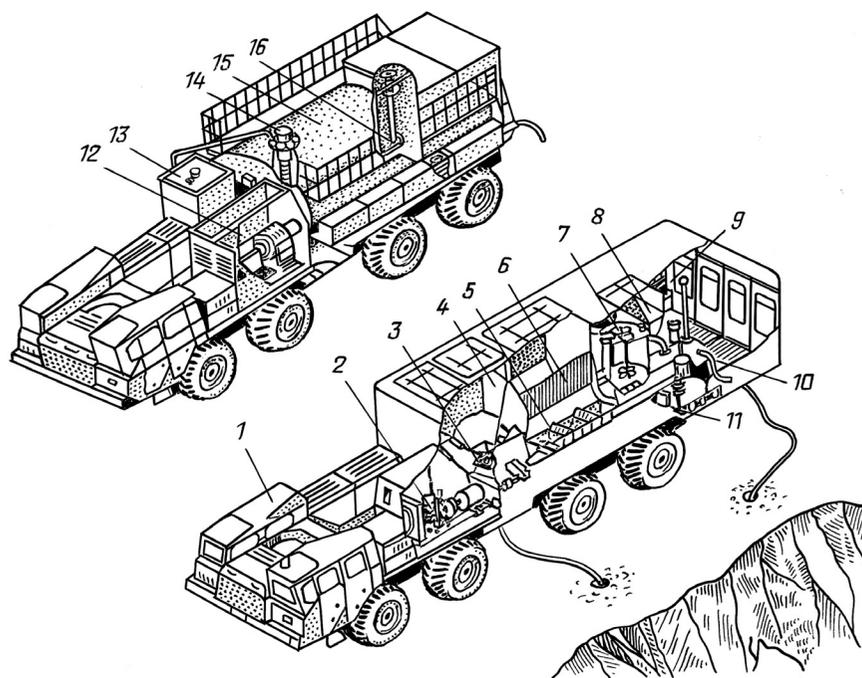


Рис.2.28. Автоцистерна (а) и смесительно-зарядная машина (б):

1 – шасси; 2 – компрессор; 3 – пневмонасос; 4 – бункер для зерногранулиита; 5 – шнек; 6 – бункер для тротила; 7 – бункер для алюминия; 8 – бункер для загустителя; 9 – пульт управления; 10 – смеситель; 11 – насос; 12 – дизель-электрический агрегат; 13 – промывочная установка; 14 – загрузочная горловина; 15 – цистерна для раствора; 16 – насос

Для зарядки горячелюющимися взрывчатыми веществами типа поэмитов и гранемитов, приготовление которых предусматривается на стационарных установках на борту карьера, используются специальные зарядно-доставочные машины в виде цистерн-термосов, обеспечивающих сохранение температуры взрывчатого вещества до зарядки его в скважину, где оно при остывании кристаллизуется и затвердевает.

Зарядку мощных взрывчатых веществ выполняют вручную, растаривая мешки над устьем скважины.

При большой производительности карьера в комплексную механизацию зарядки скважин включаются операции складирования взрывчатых веществ на складах и их подготовка к использованию на взрывном блоке.

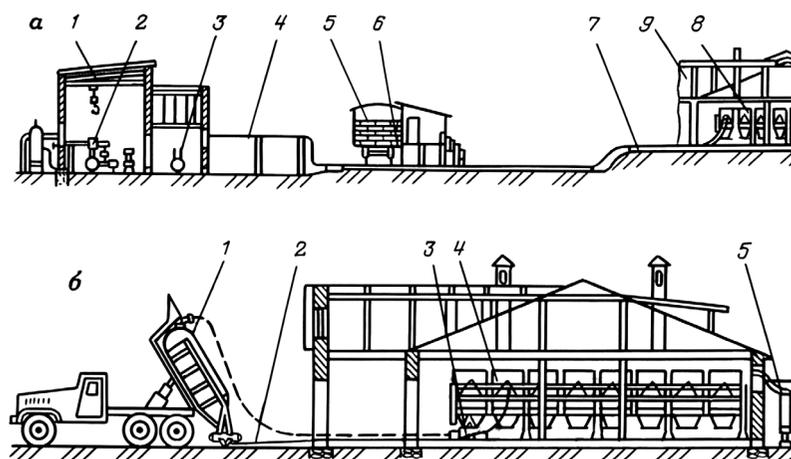


Рис. 2.29. Схема механизированного склада взрывчатого вещества с использованием комплекса типа "Алтай":

вариант а: 1 – компрессор; 2 – винтовые компрессоры ВК-11; 3 – вакуум-насос ВВН-50; 4 – трубопровод; 5 – мешки ВВ; 6 – растариватель-пневмогрузчик РПП; 7 – трубопровод; 8 – бункер; 9 – хранилище;
вариант б: 1 – транспортно-зарядная машина; 2 – гибкий трубопровод; 3 – дозатор; 4 – бункер; 5 – воздушные фильтры

Один из вариантов комплексно механизированного базисного склада представлен на рис. 2.29, в котором предусмотрена механизированная выгрузка гранулированного взрывчатого вещества из железнодорожных вагонов, складирование его в бункера склада емкостью каждый 5 м^3 и загрузка зарядных машин для доставки в карьер.

В другом варианте механизацией базисного склада выгрузка и доставка мешков с взрывчатым веществом предусматривается электропневматическими ЭПВ-1 до специальной площадки, где мешки конвейером подаются в растаривающую установку УРВ-2, расположенную над бункером-накопителем вместимостью 9 т и затем в зарядную машину. Время растаривания одного поддона с мешками 4–5 т в растаривающей

установке составляет 8–10 мин, а заполнение зарядной машины вместимостью 19 т – 5 мин. Сменная производительность такого комплекса при зарядании гранулированным взрывчатým веществом составляет 40–60 т.

2.12. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Бурение скважин в массиве горных пород производится буровыми станками, различными по принципу действия, диаметру бурового снаряда и производительности. Условия их применения определяются свойствами массива, объемом буровых работ и параметрами взрывных скважин:

- ✧ в плотных и полускальных породах с $f = 2\div 8$ применяют станки вращательного бурения типа СБР с режущими коронками,
- ✧ в скальных породах с $f = 6\div 12$ при большом объеме бурения – станки шарошечного бурения (СБШ),
- ✧ на карьерах малой и средней производительности, а также на верхних горизонтах карьеров и с косогорным рельефом – станки ударно-вращательного бурения (СБУ),
- ✧ в чрезвычайно крепких породах с $f > 14$ с кристаллической структурой возможно применение станков огневого бурения (СБО).
- ✧ в сильнотрещиноватых или закастованных породах, где бурение возможно только с обсадными трубами, – станки ударно-канатного бурения (БС). Техническая характеристика буровых станков приведена в *табл. 2.13*.

Вращательное бурение (бурение скважин резанием). Вращательное бурение режущими коронками применяется для проходки вертикальных и наклонных скважин в породах с коэффициентом крепости $f = 2\div 8$. Станки вращательного бурения отличаются простотой в эксплуатации и высокой производительностью. Технология бурения станком такого типа заключается в разрушении породы резцом в скважине под воздействием осевого усилия, создаваемого весом привода и вращением бурового става. Удаление буровой мелочи из забоя скважины во время бурения обеспечивается шнековым ставом с ребордами винтовой формы. После окончания бурения остатки буровой мелочи удаляют сжатым воздухом. Буровой став состоит из штанг, которые во время бурения наращивают, а по окончании бурения разбирают и помещают в специальный магазин. Резцы выполняют из износостойчивой стали или армируют твердосплавными элементами. Конструкция коронок и их форма обусловлены свойствами бурового массива и диаметром скважины.

Таблица 2.13

Модель	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения вертикальных скважин, м	Угол наклона скважины к вертикали, градус	Коэффициент крепости пород	Техническая производительность, м/ч	Масса станка, т	Удельный расход электроэнергии при бурении, мДж/м ³
Станки шарошечного бурения							
Типоразмер СБШ-160							
СБУ-160-48	160	48	0, 15, 30	8–10	20,0	35	1080
Типоразмер СБШ-200							
СБШ-200-60	215,8–244,5	60	0–30	8–18	20,0	62	986
СБШ-200-32,5СБШ-200-36	215,8–244,5	40	0, 15, 30	8–18	18,0	54	1026
Типоразмер СБШ-250							
СБШ-250МНА-32, СБШ-25НН	244,5–269,9	32(46)	0, 15, 30	12–18	15,0	77	1044
СБШ-270МЗ	244,5–269,9	32-55	0, 15, 30	12–18	19,0	136	918
Станки ударно-вращательного бурения (СБУ)							
Типоразмер СБУ-100							
СБУ-100Н-35	125	32(35)	0–90	6–20	6,5	0,270	2700
СБУ-100-32	110	32	0–90	6–20	12,0	0,270	2376
СБУ-100-35	110	35	0, 15, 30	6–20	6,5	5	2700
СБУ-100ГА-50	130	50	0, 15, 30	6–20	6,5	5	2700
СБУ-100-32	85,110–125	32		6–20	12,0	8,5	2376
Типоразмер СБУ-125							
СБУ-125-24	125	24	0, 15, 30	6–20	65	8,5	3240
СБУ-125А-32	125	32	0, 15, 30	6–20	6,5	8,5	3210
СБУ-125-32	100,125	32	0, 15, 30	6–20	12,0	8,5	2844
Станки вращательного бурения							
Типоразмер СБУ-160							
СБР-160А-24	160	24	0, 15, 30	3–6	40,0	25	360
СБР-160Б-32	160	32	0, 15, 30	3–6	60,0	32	273

Резцы со сменными зубцами, армированными твердыми сплавами, применяются в породах с $f = 3-5$. Резцы с прерывистым действием в виде впаянных или сменных штырей из твердого сплава ВК8 применяются в породах с $f = 4-6$. Резцы с криволинейными режущими лезвиями или кольцевые резцы применяют для бурения пород с $f > 5$. Резцы торцевого резания применяют для бурения более крепких пород с $f \leq 8$. Они выдерживают большие усилия – до 0,5 кН и частоту вращения до 200 мин⁻¹.

Режим бурения регулируется усилием подачи бурового става и частотой вращения для обеспечения максимальной скорости бурения. При увеличении крепости пород усилие подачи должно возрастать, а частота вращения снижаться.

Шарошечное бурение. Станки шарошечного бурения по принципу действия относятся к вращательным, но разрушение породы в забое скважины происходит в результате раздавливания в местах контакта поверхностного слоя с зубьями головки рабочего органа станка – шарошки. Шарошка привинчивается на буровой став трубчатых штанг.

Конструктивно шарошки выполняются трех видов: с зубчатыми венцами, штыревые из твердого сплава и комбинированные.

Первые предназначены для бурения средних по крепости пород, вторые – крепких, третьи – разнопрочных. Сами штыри в зависимости от крепости и вязкости пород имеют рабочую поверхность в виде клина или полусферы.

Очистка скважины от буровой мелочи и охлаждение шарошек производится продувкой сжатым воздухом, подаваемым к шарошке по полостям буровых штанг. Продукты бурения улавливаются специальными устройствами, установленными на станке. Станки могут бурить вертикальные и наклонные скважины диаметром от 150 до 320 мм.

Давление на забой зависит от веса станка. Оно передается от станка через вращатель буровой штанги.

Для бурения крепких пород с $f > 14$ эффективно применение станков тяжелого типа, для бурения пород с $f \leq 10$ – среднего и легкого.

Скорость бурения зависит от правильного выбора исходя из свойств буримого массива, модели станка, типа долота и режима бурения. Режим бурения регулируется автоматически изменением усилия подачи и скорости вращения бурового инструмента.

Станки шарошечного бурения отличаются большой производительностью и экономичностью. В затратах на шарошечное бурение от 20 до 45% составляют расходы на шарошки.

За рубежом достаточно широко распространено шарошечное бурение скважин. Станки выпускают в основном американские фирмы. Они позволяют бурить скважины диаметром от 180 до 450 мм в крепких породах при усилении подачи до 883 кН одной штангой на глубину до 23 м при общей глубине бурения до 60 м.

Шарошечные долота изготавливает ряд фирм в США, Швеции и Японии. Стойкость долот составляет 1500–2600 м при максимальном сроке службы 6÷9 тыс. м. Сменная производительность станков шарошечного бурения по зарубежным карьерам составляет от 65 до 280 м.

Ударно-вращательное бурение. Станки ударно-вращательного бурения СБУ применяют для бурения пород средней и выше средней крепости. Они просты по устройству и обслуживанию, имеют малую массу, большую маневренность и позволяют бурить вертикальные, наклонные нисходящие скважины, горизонтальные и наклонные восходящие скважины.

Рабочим органом станков являются пневмоударники. Сжатый воздух от компрессора поступает по полой штанге к пневмоударнику. С помощью клапанного устройства он приводит в возвратно-поступательное движение поршень с бойком, наносящим удары по хвостовику буровой коронки с частотой 1700–2500 ударов в минуту. Вращение пневмоударника осуществляется через штангу вращателем от электродвигателя, расположенного на самом станке. При каждом ударе лезвие долота внедряется в породу, производя скалывание сектора, на который успело повернуться долото от вращения бурового инструмента.

Буровая мелочь удаляется из скважины воздушно-водяной смесью или сжатым воздухом.

В зависимости от свойств буримого массива применяют коронки различных типов: долотчатые, трехлезвенные, крестообразные, Х-образные, без опережающего и с опережающим лезвием, армированные твердым сплавом. В монолитных породах применяют коронки долотчатой формы, в трещиноватых – крестовые или трехлезвенные с опережающим лезвием.

На существующих станках машинист сам осуществляет регулировку режима бурения, изменяя в основном частоту вращения бурового инструмента.

Скорость бурения станками ударно-вращательного бурения достаточно высока. Она достигает 6 м/ч в породах с $f = 9-16$. Однако эксплуатационная производительность станков этого типа существенно снижается из-за быстрого затупления коронок и необходимости замены долота.

Стойкость долота в полускальных породах около 30 м, в чрезвычайных крепких породах — менее 3 м, после чего они подлежат заточке.

За рубежом пневмоударное бурение применяют для подготовки горной массы на рудных горизонтах, оформления бортов карьеров, селективной выемке руд, при использовании экскаваторов небольшой мощности и ковшовых погрузчиков.

Наибольшее число пневмоударных станков для бурения скважин диаметром от 76 до 255 мм выпускает фирма «Ингерсолл-Ренд». Сменная производительность пневмоударников при бурении скважин диаметром 152–172 мм на зарубежных карьерах в крепких свинцово-цинковых и молибденовых рудах составляет 15–47 м, а в менее крепких породах — 50–100 м.

Подача сжатого воздуха для легких станков предусматривается от специальных компрессоров, тяжелые станки оборудуются собственными компрессорами. Вращение бурового инструмента осуществляется пневмоприводом; в некоторых станках предусмотрено плавное изменение усилия подачи и скорости вращения. Частота удара в минуту самих пневмоударников невысокая — до 1000, но единичный удар обладает большой энергией.

Форма долот разнообразная. В последнее время широкое распространение получили долота, армированные штырями со сферической поверхностью. Конструкция и материал долота предусматривают постоянные выступы штырей по мере износа, что увеличивает их стойкость в два раза.

Дальнейшее совершенствование буровых станков привело к созданию гидравлических бурильных машин ударно-поворотного действия. Зарубежные фирмы производят станки с гидравлическим ударным механизмом «Гербер», предназначенные для бурения наклонных и вертикальных скважин диаметром от 178 до 209 мм. Скорость бурения этим способом в 2 раза больше, чем шарошечным. Гидравлическая система управления основными механизмами обеспечивает автоматизацию всех операций бурения, что позволяет обслуживать станок одному оператору с минимальными затратами времени.

На карьерах США и Канады применяют универсальные станки, позволяющие бурить как шарошечными долотами, так и погружными ударниками. Первые применяют при бурении скважин в породах малой и средней крепости, а погружные ударники — при бурении в крепких абразивных породах.

На принципе ударно-поворотного действия построены ручные перфораторы, используемые на карьерах для бурения шпуров в негабаритах

и при выравнивании подошвы забоя. Все перфораторы работают от передвижных компрессоров с давлением 0,5 МПа. Буровые коронки диаметром 32, 36, 40, 43 мм имеют разнообразную форму, предназначенную для различных условий.

Термическое (огневое) бурение используется в крепких кварцсодержащих монолитных породах с коэффициентом крепости $f < 20$. Разрушение породы происходит в результате практически мгновенного нагрева тонкого поверхностного слоя ее в забое скважины от высокотемпературной (до 3200 °С) струи газов, выходящей из сопла горелки рабочего инструмента со сверхзвуковой скоростью (около 2000 м/с). В результате термических напряжений от расширения порода в этом слое разрушается и отделяясь от массива струей газов выносятся из скважины.

Для создания такой температуры используется горючее — керосин или дизельное топливо и окислители — кислород, азотная кислота или сжатый воздух. Горючее и окислители из баков, смонтированных на станке, подаются по трубопроводам через штангу к горелке где они смешиваются в камере сгорания. При кислородном окислителе горелка имеет два или три сопла, при воздушном окислителе — одно. Охлаждение каждой горелки осуществляется водой.

Бурение скважины производится без наращивания штанги, поэтому станок термического бурения имеет высокую мачту. Стойкость горелки составляет 80–120 м.

Режим термического бурения зависит от температуры и скорости истечения газов, частоты вращения горелки, которая составляет обычно 10–20 мин⁻¹, и расстояния между соплами горелки и поверхностью забоя скважины. Современные станки имеют автоматическую систему регулирования режима бурения, т. е. автоматическое поддержание оптимального расстояния между забоем и горелкой и регулирование соотношения рабочих компонентов для создания оптимальных параметров струи.

Станки термического бурения позволяют бурить скважины разнообразной формы с расширением в любой плоскости и изменением режима бурения, а также применять горелки со специальной геометрией.

Например, для расширения диаметра используют форсированные режимы с повышенным расходом горючего и окислителя, для образования плоского заряда — специальные горелки без вращения.

За рубежом станки термического бурения применяют в основном в США. В качестве горючих компонентов используют керосин и кислород или бензин и сжатый воздух.

Скорость бурения зависит от свойств массива и режимов бурения и достигает 10–12 м/ч.

Основной недостаток станков термического бурения – высокие затраты на бурение из-за большого расхода горючих компонентов: на 1 м скважины требуется 50–70 м³ кислорода и 15–20 кг керосина.

Эффективно применение комбинированного термического и механического способов разрушения, используемых в двух вариантах: 1 – шарошечные или ударно-вращательные станки вначале бурят скважины малого диаметра, которые затем расширяются огневой горелкой, смонтированной на станке, 2 – конструкция предусматривает применение в буровом инструменте горелки, которая предназначена для нагрева породы, и шарошки, которая легче разрушает породу, находящуюся после нагрева в термическом напряжении.

На Лебединском ГОКе используется станок комбинированного бурения СБШ-250 МНР, который позволяет после бурения скважины диаметром 250 мм расширять ее нижнюю часть горелкой огневого бурения до 600 мм.

Ударное бурение. Ударно-поворотное бурение в настоящее время применяется в незначительном объеме из-за малой производительности и большой трудоемкости.

Принцип работы станков ударно-поворотного (ударно-канатного) бурения заключается в том, что тяжелый (1200–2800 кг) буровой снаряд, подвешенный на канате, ритмично поднимается на высоту 1–1,2 м и свободно отпускается. При ударе долото снаряда разрушает породу в забое. В момент подъема канат раскручивается, поворачивая снаряд на некоторый угол, а в момент контакта с породой свободно провисающий канат вновь скручивается, поворачивая концевое крепление в замке буровой штанги.

Для удаления буровой мелочи в скважину периодически подается вода, образующая вместе с продуктами бурения шлам, который вычерпывается желонкой.

Режим работы станка регулируется высотой подъема бурового снаряда, частотой ударов и периодичностью доставки воды.

Бурение шпуров осуществляется бурильными молотками с пневмо- или гидроприводом (табл. 2.14).

Для бурения шпуров в негабаритах применяются переносные легкие перфораторы. На многих карьерах используются самоходные буровые установки с бурильными молотками на гидравлических манипуляторах, смонтированных на базе трактора.

Таблица 2.14

Марка перфоратора бурильной установки	Масса, кг	Диаметр коронки, мм	Глубина бурения, м	Мощность, кВт	Энергия ударов, Дж	Частота ударов, Гц	Расход сжатого воздуха, м ³ /мин
Перфораторы (ПП)							
ПП36В	24	32-40	2	1,6	36	38,3	2,8
ПП50В	30	36-40	3	2,2	54	37	3,4
ПП54	32	40-46	4	2,36	55,5	39,2	4,1
ПП63	33	40-46	5	2,2	63,7	30	3,85
ПР30К	36	38-46	4	3,2	60	37	4

Для бурения шпуров на карьерах блочного камня также используются переносные легкие перфораторы. При отсутствии электроэнергии и сжатого воздуха применяют перфоратор с бензиновым двигателем, который позволяет бурить шпуров диаметром 40 мм на глубину до 0,5 м.

2.13. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ БУРОЗАРЯДНЫМИ КОМБАЙНАМИ

Бурозарядный комбайн конструктивно соединяет механизмы для бурения скважин и заряжания взрывчатым веществом. Для обеспечения безопасной его работы, надежного получения постоянного по крупности состава горной массы и высокой производительности предусматривается бурение скважин малого диаметра на небольшую глубину без наращивания штанг.

В настоящее время предложено несколько вариантов комбайна. Во всех конструкциях машины вращательного или ударно-вращательного бурения расположены в один или два ряда с интервалами в ряду и между рядами, обусловленными сеткой скважин при данном диаметре.

Заряжание скважин предусматривается жидкими или льющими взрывчатыми веществами. Льющиеся взрывчатые вещества изготавливаются из неопасных по взрыву компонентов в зарядной части комбайна во время бурения скважин. Заряжание осуществляют через специальные шланги или полости буровых штанг во время их подъема из скважины, затем перемещают комбайн на расстояние, равное предусмотренному расстоянию между рядами, и производят взрыв. Иницирование зарядов в скважинах происходит от гирлянды патронов-боевиков, опускаемых в скважины. В качестве забойки используется вода, которая

подается в скважины по тем же каналам, что и взрывчатое вещество, осуществляя одновременно их промывку.

В конструкциях комбайнов с жидкими взрывчатыми веществами предусматривается взрыв от инициирования заряда электроимпульсом.

В зависимости от глубины шпуров рабочий цикл комбайна составляет от 2 до 20 мин.

Комбайн может подготавливать горную массу к выемке горизонтальными слоями, взрывая очередной объем породы как бы в зажатой среде, обеспечивая этим практически полное отсутствие разлета кусков при взрыве и перемешивание сортов руд при разработке сложных забоев. Погрузка горной массы может осуществляться на безопасном расстоянии любым экскаватором или погрузчиком одновременно с работой комбайна.

При обеспечении высокой степени дробления пород возможно применение погрузки компактных роторных гидравлических экскаваторов (рис. 2.30). При работе комбайна на наклонной поверхности уступа горная масса после каждого взрыва скатывается к основанию уступа, где

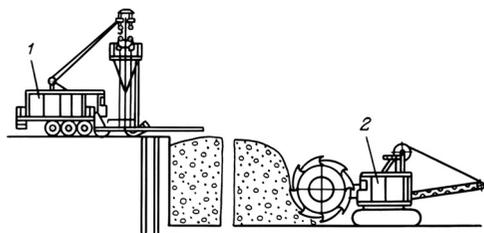


Рис. 2.30. Технологическая схема работы бурозарядного агрегата (1) с компактным роторным гидравлическим экскаватором (2)

экскавируется погрузочными средствами. Для обеспечения безопасности работы погрузочных средств подготовка горной массы осуществляется со смещением в плане от работы комбайна. Такая технология позволяет отрабатывать горизонт любой высоты.

Одна из конструкций комбайна (рис. 2.31) предусматривает отброс отбитой горной массы на погрузочную плиту со скребковым конвейером. Цикл работы погрузочной части рассчитан таким образом, что за время бурения скважин и заряжания их взрывчатым веществом бурозарядная часть комбайна отбитая в предыдущем цикле горная масса погружается в транспортные средства скребковым конвейером при некотором наклоне плиты гидродомкратами.

Расчет параметров сетки скважин для комбайнов ведется с учетом необходимого состава горной массы по крупности, характеризуемой диаметром кондиционного куска:

$$W = 28kd + D_k,$$

$$a = 56 kd,$$

где W – линия сопротивления по подошве, м;

$k = 1,2-2$ – коэффициент, учитывающий динамическое действие зарядов;

d – диаметр заряда, м;

D_k – размер кондиционного куска горной массы, м;

a – расстояние между скважинами, м.

Производительность комбайна ($\text{м}^3/\text{ч}$) зависит от объема отбиваемой за цикл породы и длительности цикла:

$$Q = \frac{BhL}{l + t} \cdot v$$

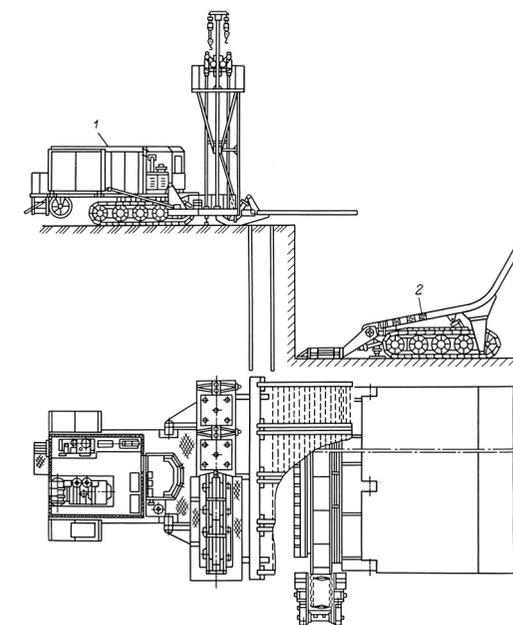


Рис. 2.31. Бурозарядный комбайн (1) с погрузочной плитой (2)

где B – ширина заходки, отрабатываемой комбайном (зависит от числа буровых машин в ряду), м;

h – высота разрабатываемого уступа, м;

L – подвигание комбайна за цикл (при однорядном бурении $L = W$, при двухрядном расположении буровых машин на расстоянии $bL = W + b$), м;

l – глубина скважины, м;

v – скорость бурения, м/ч;

t – время перемещения комбайна, ч.

Производительность комбайна составляет $240 \text{ м}^3/\text{ч}$ в породах крепостью $f=8$. В нем предусмотрено двухрядное расположение 16 машин ударно-вращательного бурения, позволяющих бурить скважины на уступах высотой 5 м по сетке 1×1 м, диаметром 52 мм, глубиной 6 м, автоматическое заряжание акватором с помощью дозирующего устройства. Для предотвращения разлета кусков бурозарядная часть имеет экран. Погрузка осуществляется взрывонавалкой на погрузочную часть комбайна.

Высокая эффективность работы комбайнов достигается за счет полной механизации и автоматизации бурения и заряжения скважины взрывчатым веществом. Их применение исключает перерывы в работе на взрывание и обеспечивает возможность использования техники непрерывного действия для погрузки и транспортировки горной массы.

2.14. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА И ОРГАНИЗАЦИЯ БУРОВЫХ РАБОТ

При выборе типа бурового станка учитывается крепость пород, трещиноватость, обводненность и диаметр скважины. Диаметр скважины в конкретных условиях определяется расчетом, представленном в *табл. 2.12*. Область применения каждого типа буровых станков и техническая характеристика приведены при описании их работы.

Производительность станка зависит от свойств буримого массива, состояния бурового инструмента, режима бурения и организации буровых работ.

Из-за разнообразия свойств массива и постоянного изменения состояния бурового инструмента принимается средняя скорость бурения. В этих условиях скорость бурения целесообразно определять исходя из паспортных данных станка с помощью хронометража.

Сменная производительность (м/смену) определяется с учетом скорости бурения, времени на замену рабочего инструмента, на перемещение станка от скважины к скважине и его установку:

$$Q = vTk_{и},$$

где v – техническая производительность бурового станка, м/ч (*табл. 2.13*);

T – продолжительность смены, ч;

$k_{и}$ – коэффициент использования станка в течение смены (0,5–0,75).

Часовая и сменная производительность шарошечного бурового станка с учетом его конкретных параметров и диаметра буримой скважины может быть определена по формулам

$$Q_{ч} = \frac{0,1N_{вр}k_{з.дв}}{e^{0,017\sigma_{сж}}D^2}, \text{ м/ч,}$$

где $D = 016 \div 0,32$ м диаметр скважины в породах $\sigma_{сж} = 50 \div 200$ МПа;

$N_{вр}$ – мощность привода вращателя, кВт
 $k_{з.дв} = 0,7 - 0,8$ коэффициент загрузки двигателя;
 $e = 2,73$ – основание натуральных логарифмов.

$$Q_{см} = \frac{0,1k_{и}T_{см}N_{вр}k_{з.дв}}{e^{0,017\sigma_{сж}}D^2}, \text{ м/см.}$$

$k_{и} = 0,5 - 0,7$ – коэффициент использования станка.
 Для СБШ-250МН $N_{вр} = 68$ кВт, $k_{з.дв} = 0,8$.

Удельная энергоёмкость бурения

$$\Theta = 0,6e^{0,17\sigma_{сж}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/м,}$$

где $\sigma_{сж}$ в МПа.

По удельной энергоёмкости бурения можно прогнозировать скорость бурения скважины

$$\Theta = \frac{30}{V}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/м,}$$

где V – скорость бурения, м/с.

Число буровых станков определяется в целом для карьера или для каждого экскаватора. Последнее целесообразнее, так как производительность комплекта оборудования технологического потока зависит от работы выемочно-погрузочной машины и для обеспечения ее бесперебойной работы необходима строгая увязка работы с ней буровых станков. На больших карьерах выбор и расчет числа буровых станков для каждого экскаватора позволяет учитывать свойства массива разрабатываемой экскаватором зоны.

Необходимое число буровых станков в целом для карьера может быть определено по формуле

$$N = \frac{\Pi k}{Q_{сут}n_{сут}n_{год}\varepsilon},$$

где Π – производительность карьера по горной массе, м³/год;

$k = 1,2 - 1,25$ – коэффициент резерва станков;

$Q_{сут}$ – производительность бурового станка, м/смену;

$n_{сут}$ – число смен работы станков в сутки;

$n_{год}$ – число рабочих дней бурового станка в году;

ε – выход горной массы с 1 м скважины, м³

$$\varepsilon = \frac{[W + b(n-1)]ha}{l_{\text{СКВ}}n},$$

где a, b – расстояние соответственно между скважинами в ряду и между рядами, м;
 h – высота уступа, м;
 W – линия сопротивления по подошве, м;
 n – число рядов;
 $l_{\text{СКВ}}$ – глубина скважины, м.

Необходимое число станков для одной выемочно-погрузочной машины определяется с учетом месячной производительности экскаватора и числа рабочих дней бурового станка в месяц. Коэффициент резерва следует принимать $k = 1,1-1,15$.

Цель организации буровых работ – обеспечение качественного выполнения паспорта буровых работ в расчетный период с минимальными затратами.

Помимо собственного бурения в программу буровых работ входит подготовка блока к бурению (перенос транспортных и электрических коммуникаций, подвод энергии, планировка поверхности), маркшейдерская съемка блока и разметка устьев скважин с указанием их глубины. Фактическая глубина скважины во время бурения определяется машинистом бурового станка.

Обслуживание буровых станков на карьерах осуществляет ремонтная служба, оснащенная передвижными мастерскими для аварийного и текущего ремонтов и систематического контроля за состоянием станков.

Профилактические и капитальные ремонты буровых станков, а также заточку буровых коронок выполняют в ремонтно-механических мастерских по графику планово-предупредительных ремонтов в службе главного механика карьера.

2.15. ПОДГОТОВКА К ВЫЕМКЕ БЛОЧНОГО КАМНЯ

При производстве стеновых, облицовочных, дорожных, бордюрных, архитектурных и скульптурных изделий от массива изверженных, метаморфических и осадочных горных пород механическим или взрывным способом отделяются блоки природного камня, которые затем грузятся и доставляются транспортными средствами для дальнейшей обработки.

Технология механических способов включает:

- ✧ отрыв блока от массива по естественным трещинам внедрением в нее клиньев;
- ✧ бурение по контуру отделяемого блока на небольшую глубину шпуров и отрыв его от массива с помощью забивания в них простых клиньев или использования гидроклиньев;
- ✧ отпиливание по контуру блока с помощью канатной пилы, дисковой или баровой камнерезными машинами.

Первый из механических способов применяется в трещиноватых массивах, в основном базальтах и гранитах, где естественные трещины не заполнены цементирующими растворами. С помощью забивания клиньев естественный блок отделяется от массива.

Второй способ наиболее распространен при добыче каменных блоков крепких горных пород из крупнотрещиноватых массивов. Шпуры бурятся на глубину до подстилающей трещины или на высоту блока на расстоянии, достаточном для разрыва массива между ними при механическом напряжении, возникающем от распорных усилий клиньев. В крепких более 130 МПа горных породах шпуры располагаются на расстоянии 0,1–0,2 м. Клинья в зависимости от прочности горных пород забиваются в каждый или через несколько шпуров. Для уменьшения трения и разрушения самого блока клинья в шпур закладываются между пластинами («щеками»). Гидроклинья представляют собой механизмы, в которых пластины раздвигаются давлением жидкости, создаваемым высоконапорным насосом (рис. 2.32).

Отделение блока от массива канатной пилой применяется для добычи мраморных блоков (рис. 2.33). Щель в массиве образуется в результате воздействия абразива, кварцевого песка крупностью 0,2–1 мм, который подается в щель вместе с водой и захватывается тросом, движущимся со скоростью 8–12 м/с. Трос двух- или трехжильный диаметром 3; 3,5; 4,5 и 5 мм и длиной от 1 до 3 км. Начинают пиление канатом большего диаметра. При износе и обрыве его заменяют канатом меньшего диаметра. Стойки со шкивами служат для направления каната в пространстве. Их размещают таким образом, чтобы одним заходом произвести вертикальные и горизонтальные щели для полного его отделения от массива. Размеры блока в мраморном массиве составляют 20×10×5 м. Для установки стоек на глубину, соответствующую высоте блока, проходят специальные шурфы или используют специальные буропроницающие стойки с абразивными направляющими шкивами, которые натяжением самого каната пропиливают щель в скважине, увлекая на глубину канат (рис. 2.34).

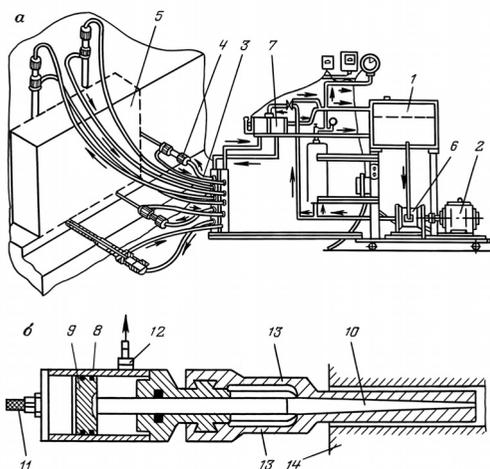


Рис. 2.32. Схема гидроклиновой установки (а) и гидроклина (б) для добычи блоков:

1 – масляный бак; 2 – двигатель; 3, 11 – высоконапорные шланги; 4 – гидроклин; 5 – блок; 6 – насос; 7 – золотниковый распределитель; 8 – гидроцилиндр; 9 – поршень; 10 – шток; 12 – шланг; 13 – щеки; 14 – шпур

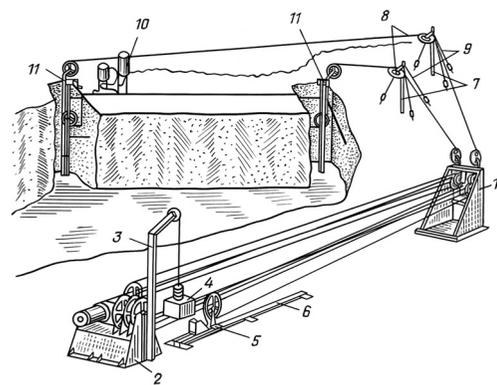


Рис. 2.33. Технологическая схема отпиливания монолита мрамора канатной пилой фирмы «Телекомп» из специальных ниш: 1 – натяжная станция; 2 – приводная станция; 3 – несущая стойка; 4 – регулируемый противовес; 5 – тележка натяжной лебёдки; 6 – направляющие шкивы; 9 – закреплённые тяги; 10 – емкость с абразивной пульпой; 11 – рабочие стойки

Расход песка и воды составляет 30 кг/ч и 100 л/ч. Натяжение каната для создания оптимальной стрелы прогиба в 80 мм на 1 м каната должно составлять 2000–2500 Н.

Отделенный от массива пропилом щелей таких размеров блок гидродомкратами опрокидывается на специально подготовленную «постель» из песка и щебня (рис. 2.35), где распиливается этим же канатом на блоки меньших размеров, соответствующих возможностям транспортных и камнерезных средств.

Часовая производительность канатной пилы при добыче мрамора прочностью 70–100 МПа составляет 1–2 м² при длине пропила 20–22 м.

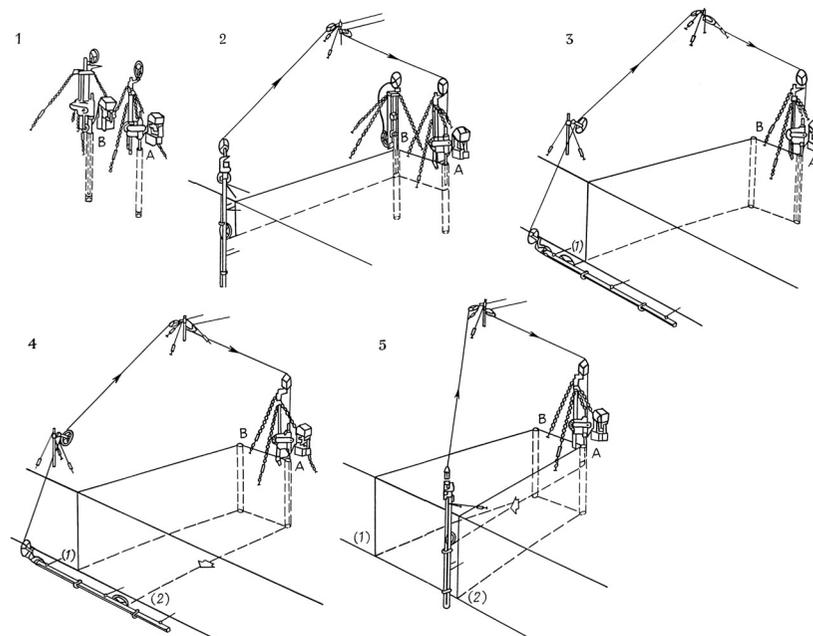


Рис. 2.34. Технология отпиливания монолита канатной пилой фирмы «Плегрини» с помощью буропроникающих стоек: 1–5 – последовательность операций

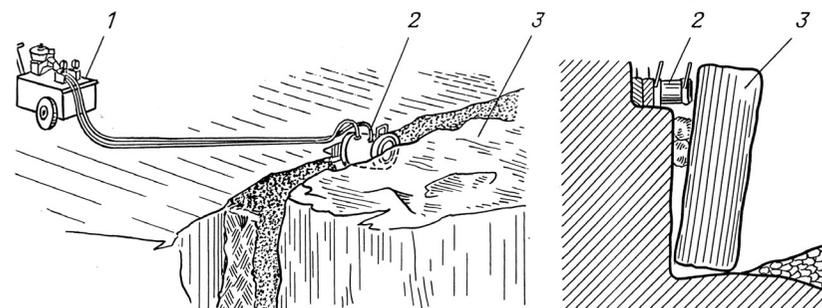


Рис. 2.35. Опрокидывание блока гидродомкратами после отделения его от массива канатным пилением: 1 – компрессор; 2 – гидродомкрат; 3 – монолит

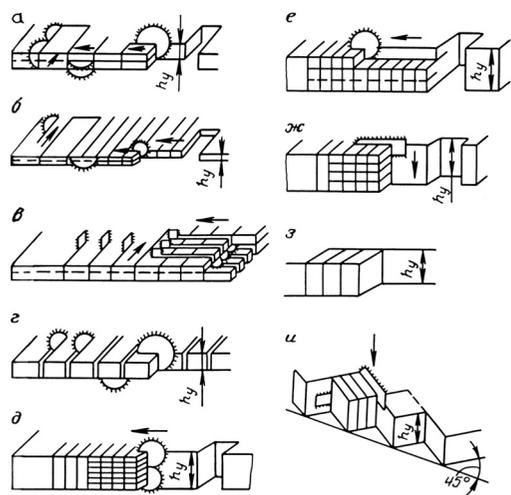


Рис. 2.36. Технологическая схема подготовки к выемке каменных блоков из массива:

а – низкоуступная захватная; б – то же, столбовая; в – то же, захватная, сплошная; г – высокоуступная захватная, сплошная; д – высокоуступная слоевая; е – то же, с горизонтальными заходками; ж – то же, слоевая с вертикальными заходками; з – то же, сплошная; и – то же, с диагональным расположением заходок

аппаратов камнерезных машин, армированных натуральными или синтетическими алмазами.

Взрывной способ отделения блоков камня от массива заключается в применении малобризантного взрывчатого вещества (пороха) для уменьшения нарушения естественной его целостности для отделения блока по естественным трещинам массива. Заряды взрывчатого вещества размещают в полостях трещин или в подстилающих пласт породах. Взрывом этих зарядов блок нарушает свою связь с массивом и становится готовым к выемке и перемещению к месту дальнейшей обработки.

Буровзрывной способ предусматривает бурение шпуров по контуру блока и применение зарядов из пороха или мощного взрывчатого вещества типа ТЭНа (детонирующего шнура) в воде для образования трещин в плоскости пробуренных шпуров. При использовании пороха заряды

Камнерезные машины используются для отделения блоков камня в породах средней прочности (мрамор, известняк, туф). Технология их использования заключается в одновременном или последовательном создании пропилов в массиве во всех плоскостях (рис. 2.36) с помощью дисковых, кольцевых фрез или цепных баров, армированных твердым сплавом. Камнерезные машины различаются: по назначению – для выпиливания блочного камня небольших размеров и крупных стеновых блоков (табл. 2.15), и конструктивно.

Для выпиливания блоков камня из крепких горных пород возможно применение рабочих органов камнерезных машин,

Таблица 2.15

Технологическая схема	Высота уступа, м	Выполняемые работы	Предмет прочности камня при скалывании, МПа	Камнерезные машины	Скорость резания, м/с	Скорость работы подачи, м/мин		Маневровая скорость шага, м/мин	Число обслуживающих рабочих	Производительность по горной массе, м ³ /ч
						поперечная	продольная			
Низкоуступная захватная	0,41	Вырезка стенового камня То же «	До 1 До 1,5 До 1,5	СМ-89А СМ-89АУ СМ-89М	1,89–15,6 3–5 –	0,6–6,65 0,6–6,65 2,2–5,4	0,67–6,78 0,6–6,6 2,2–5,4	19 23 23	2 2 2	5–14 4–16 8–16
	0,41									
	0,41									
Низкоуступная столбовая	0,41	Производительность поперечных пропилов	0,5–1,3	НКМ-2У	–	0,5–2	–	15	2	45–100 м ² /ч
Низкоуступная захватная сплошная	3	Вырезка стенового камня	0,5–1,5	НКМ-58	–	1,33	–	12	2	80 м ² /ч
Высокоуступная захватная сплошная	0,86–1,04	Вырезка крупных блоков	До 0,5	СМ-824	8–10	1,28–3,98	0,52–1,7	25,8	8	20–40
Высокоуступная захватная слоевая	0,86–1,04 0,86–1,04	То же «	До 2 До 2	СМ-177А	0,4–1,87	0,018–0,039	0,035–0,39	6,85–12	2	1,5–6
Высокоуступная захватная с горизонтальными заходками	2,26	Вырезка стенового камня	До 0,5	КМ-4М	13,2	0,94–3,5	1,1–4,1	10,6–33	2	6–7,5
Высокоуступная захватная с вертикальными заходками	2,85	То же	До 0,35	КМАЗ-188	9,7	До 1,2	До 1,2	2	2	1,2
Высокоуступная захватная с вертикальными заходками	2,35	«	До 1	КМГ-2	7,8–8,1	0,97	0,47–1,2	0,47–0,6	8	0,7–1,5
То же с диагональным расположением заходок	–	«	До 4	СМ-428	0,58–1,8	0,043–0,098	0,043–0,098	3,7–9,8	2	–

могут располагаться не в каждом шпуре, а через один или два в зависимости от прочности массива. В этом случае незаряженные шпуры выполняют роль направляющих трещины. Расстояние между шпурами составляет 0,1–0,2 м, удельный расход пороха 0,05–0,3 кг/м³.

При использовании детонирующего шнура в водной среде заряд помещается в каждый шпур. Благодаря свойству несжимаемости воды взрывное усилие от взрыва взрывчатого вещества сглаживается и равномерно передается на стенки шпура. Учитывая это свойство, для увеличения надежности образования трещины в нужном направлении применяют парные или сдвоенные шпуры, шпуры эллипсоидной формы или специальные конструкции зарядов, в которых детонирующий шнур размещается по противоположным стенкам круглого шпура по линии направления трещины. Для этого детонирующие шнуры после помещения в шпур расклиниваются водой в полиэтиленовой оболочке.

Для образования щелей в массиве используют терморезаки, принцип действия которых аналогичен термобурению. Техническая возможность образования щели на большую глубину небольшая, поэтому этот способ применяется в комбинации со взрывным. В расширенную терморезаком на некоторую глубину естественную щель или созданную в необходимом направлении непосредственно в массиве помещают заряд взрывчатого вещества и взрывают, отделяя таким комбинированным способом блок камня от массива.

2.16. РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА ПОДГОТОВКУ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Расчеты затрат на подготовку горных пород к выемке, как и по всем производственным процессам на карьере, производят по фактическим затратам труда, энергии, горючего, инструмента, материалов в смену или за выполненный объем, например, 1000 м³ подготовленной горной массы. Данные затрат фиксируются приборами и по документам учета (табель, требование на получение материала и пр.).

Эксплуатационные затраты:

- ◆ на буровые работы (заработная плата, энергия, смазочные материалы, износ бурового инструмента, каната);
- ◆ на доставочно-зарядно-заблочные работы (заработная плата, горючее, смазочные материалы, резина);
- ◆ на взрывчатое вещество, взрывчатые материалы, электропровод, шпагат, изолянт, заблочный материал;

- ◆ на зарядание скважин (заработная плата);
- ◆ на дробление негабаритов (могут учитываться вместе с буровыми, зарядными и взрывными работами или с учетом буровых, зарядных и взрывных отдельно по негабаритам);
- ◆ на демонтажные и монтажные работы до и после взрывных работ, восстановление транспортных коммуникаций, планировку поверхности бурового блока и другие вспомогательные работы.

Тщательный и постоянный учет затрат позволяет их минимизировать, установить причины колебаний, обеспечить надежный прогноз во всех горногеологических ситуациях и определить направления технического, организационного и технологического совершенствования.

Контрольные вопросы

1. Цель процесса подготовки горных пород к выемке.
2. Физическая картина разрушения массива зарядом взрывчатого вещества.
3. Способы управления взрывом.
4. Конструкции зарядов взрывчатого вещества.
5. Расчет заряда взрывчатого вещества.
6. Условия применения способов и порядка взрывания скважин.
7. Организация взрывных работ на карьере.
8. Способы бурения взрывных скважин.
9. Принцип разрушения породы в забое скважины при вращательном, шарошечном, ударно-вращательном, ударном и огневом бурении.
10. Значение поддержания оптимального режима бурения.
11. Области применения каждого вида бурения.
12. Эффективность применения бурозарядных комбайнов.

Проблемы для исследования

1. Взаимосвязь свойств массива, параметров взорванной горной массы и свойств взрывчатого вещества.
2. Комплексная механизация зарядания скважины взрывчатым веществом.
3. Повышение скорости бурения.
4. Создание комбайнов для бурения и зарядания скважин, основанных на новом принципе.

Темы практических и лабораторных работ

1. Расчет параметров шпуровых зарядов.
2. Расчет параметров котловых зарядов.
3. Расчет параметров скважинных зарядов.
4. Расчет паспорта буровзрывных работ по конкретным данным карьера.
5. Изучение параметров скважин и конструкций зарядов на макетах.
6. Знакомство со взрывчатыми веществами и средствами взрывания.
7. Монтаж схем мгновенного и короткозамедленного взрывания на макете.
8. Расчет парка станков на карьере.
9. Выбор и обоснование типа бурового станка.

Глава 3

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Непосредственная разработка горных пород на карьере, представляющая собой выемку и погрузку в средства транспорта или выемку, перемещение рабочим органом машины и разгрузку в отвал, носит название выемочно-погрузочных работ или экскавации горной массы. Для механизации этого процесса используются карьерные и универсальные машины с различными технологическими и эксплуатационными качествами, применение которых строго определяется конкретными горнотехническими и природными условиями.

Для разработки мягких вскрышных пород в умеренных климатических условиях при высокой производительности карьера применяют многоковшовые роторные и цепные экскаваторы и драглайны. При коротком периоде работы выемочного оборудования целесообразно применение скреперов с большой вместимостью ковша. При малой производительности карьера, особенно при сезонном режиме, возможно применение в летнее время бульдозеров, скреперов с небольшой вместимостью ковша и башенных экскаваторов. При разработке россыпей используются драги, для производства вскрышных работ – земснаряды.

Для разработки полускальных и скальных горных пород с предварительным рыхлением в любых климатических условиях применяют механические лопаты.

Все виды машин по принципу действия разделяются на машины непрерывного действия (многоковшовые роторные и цепные экскаваторы, бурошнековые установки, погрузочные машины непрерывного действия, комбайны) и циклического действия (однокоршковые экскаваторы, колесные и гусеничные погрузчики, кабельные экскаваторы, скреперы и бульдозеры). По отношению к средствам транспорта машины могут быть разделены на:

- ✧ выемочно-погрузочные, которые предназначены для выемки и погрузки горной массы в средства транспорта в забое (роторные и цепные многоковшовые экскаваторы, механические лопаты,

бурошниковые установки, башенные экскаваторы и бурозарядные комбайны);

- ✧ экскавационные, предназначенные для разработки забоя, перемещения горной массы в ковше на фиксированное конструкцией машины расстояние и разгрузки в отвал (драглайны);
- ✧ выемочно-транспортирующие, предназначенные для выемки горной массы и транспортирования ее на экономически целесообразные расстояния (колесные погрузчики, скреперы и бульдозеры).

Выемочно-погрузочные машины являются определяющими по производительности в комплекте горных и транспортных машин технологического потока. Их производительность зависит от подготовки горных пород к выемке и транспортного обслуживания.

Подготовка к выемке мягких и плотных пород заключается в осушении карьерного поля и механическом рыхлении, а полускальных и скальных пород – в разрушении массива с применением буровзрывных работ для получения горной массы необходимого по крупности состава. Транспортное обслуживание предусматривает сооружение транспортных коммуникаций и ритмичную подачу транспортных средств для перемещения экскавируемой горной массы.

Особое влияние на производительность экскавационных машин оказывают параметры забоя и технология работы.

3.2. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Роторные экскаваторы являются самыми производительными машинами (до 12 тыс. м³/ч). Они предназначены для разработки мягких, а при повышенных удельных усилиях резания (8,3–13,7 Н/см) – плотных пород и углей. Первый роторный экскаватор был построен в Германии в 1916 г. Рабочий орган экскаватора представляет собой стрелу с роторным колесом диаметром от 2,5 до 21,6 м с ковшами различной вместимости – до 6,3 м³ с жестким и гибким днищем. Жесткое днище может быть сплошным и перфорированным. Гибкое днище изготавливается из цепей или своего рода кольчуги для предотвращения налипания на него пород. Принцип работы роторного колеса заключается в снятии стружки горной породы ковшами при его вращении и перемещении в вертикальной и горизонтальной плоскостях. При докритической скорости вращения роторного колеса (до 5 м/с) порода при достижении ковшом верхнего сектора под действием собственного веса скатывается

на конвейер стрелы, расположенной сбоку роторного колеса, а с него через перегрузочное устройство – на конвейер погрузочной консоли.

При сверхкритической скорости вращения роторного колеса, когда центробежные силы затрудняют гравитационную разгрузку ковшей, конструкцией колеса предусматривается принудительная разгрузка.

Экскаваторы больших моделей для уменьшения потери времени на передвижку в забое имеют выдвижную стрелу, которая обеспечивает отработку забоя на 20–31 м с одного положения. Экскаваторы с жестко закрепленной стрелой после отработки забоя на величину радиуса колеса, обеспечивающего эффективное наполнение ковшей при экскавации, должны перемещаться на это расстояние к забою для проведения следующего цикла.

Экскаваторы малых и средних моделей имеют двухгусеничный ход, мощные экскаваторы имеют сложные по конструкции многугусеничные ходовые устройства с трех- или четырехточечной опорной системой или шагающе-рельсовый ход. Роторные экскаваторы, предназначенные для работы в комплексе с транспортно-отвальным мостом, выпускаются на рельсовом ходу.

Работа роторных экскаваторов предусматривается в основном с конвейерным транспортом или с отвалообразователем.

Техническая характеристика роторных экскаваторов приведена в табл. 3.1.

Для разработки месторождений строительных материалов, огнеупоров и глин используются роторные экскаваторы малых моделей с диаметром роторного колеса от 2,2 до 4,7 м и производительностью от 140 до 600 м³/ч уступами от 5 до 15 м.

Технология разработки забоев зависит от параметров роторных экскаваторов, горнотехнических условий карьера, вида транспорта в комплексе и его конструктивных параметров.

Основными технологическими параметрами роторных экскаваторов являются (рис. 3.1): высота черпания $H_{\text{ч}}$, глубина черпания $I_{\text{ч}}$, радиус черпания максимальный R_{max} , радиус черпания минимальный R_{min} , величина выдвижения стрелы l , радиус разгрузки $R_{\text{р}}$, высота разгрузки максимальная $H_{\text{р,max}}$, высота разгрузки минимальная $H_{\text{р,min}}$, диаметр роторного колеса D .

Высота отрабатываемых подступов выше и ниже уровня стояния экскаватора определяется конструктивными возможностями экскаватора. Они ограничиваются максимально допустимым углом наклона конвейера в стреле: при верхнем черпании 27°, при нижнем – 18°. Эти величины указываются в его технической характеристике. Максимальная высота верхнего черпания современных зарубежных экскаваторов 53,5 м,

Таблица 3.1

Параметры	ДМЗ				«Азовмаш» и «Крестяжмаш»			НКМЗ	
	ЭРГВ-630.9/0,5 (Ц)	ЭРП-1250.16/1 (Г)	ЭР-1250.16/1,5	ЭРП-1600.17/1,8	ЭРП-2500.21,4/1	ЭРП-5250	ЭРШД-5000.40/3	ЭРШР-5000.40/7	ЭРП-6500
Номинальная/максимальная производительность по рылой массе, м ³ /ч	690/1300	1250/2500	1000/1700	1650/3100	2500/3600	5250/7100	5000/6750	5000/6750	6500/8000
Расчетное/минимальное усилие копания, МПа	2,1/1	1,8/0,9	1,4/0,7	1,37/0,7	1,5/-	1,15	1,5	0,82	1,51 1,2
Вместимость ковша/подковшовой камеры, м ³	0,13/-	0,44/0,3	0,39/0,15	0,42/0,38	0,33/0,23	0,6/0,3	1,5/-	2,3/-	2,2/-
Число ковшей+режущих кромок	8	10+10	9+9	11+11	18	22	16	10	20
Высота/глубина копания, м	9/0,5	16/1	17/1,5	17/1,8	21/4,1	28/3,6	40/3	40/7	40/4
Вылет оси ротора (не более), м	16,8	24,5	24,5	26,5	32,7	48,1	65,9	73,7	65
Радиус разгрузки, м	16,6	23,4	22,6	24,1	28,7	30,2	59	59	50
Диаметр ротора, м	3,2	6,5	6,5	7,2	8	11,5	13	16	13,5
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	34	8,5	8,8	8,1	4,5-7,2	5-6,5	3,5-5	3,4-4,9	4,5-5,7

см. окончание

Окончание таблицы 3.1

Усилие копания (макс.), кН	105	210	210	296	430	950	930	900	1000
Мощность, кВт: привода ротора установочная	300 730	2x250 1360	320 860	500 2250	860 4040	200 9600	1720 10700	1150 6400	2500 8800
Скорость передвижения, м/ч	355	300	315	330	300	120	110	110	110
Давление на грунт при работе (передвижении), МПа	0,126	0,15	0,13	0,146	0,142	0,14 (0,24)	0,14 (0,2)	0,22 (0,2)	0,17 (0,29)
Тип ходового оборудования	Гусеничное				шагающе-рельсовое				
Ширина ленты конвейера, м	1	1,2	1,2	1,4	1,4	2	2	2	2,8
Скорость движения ленты, м/с	4	4,77	4,32	4,9	4	4,15	4	4	5
Конструктивная масса экскаватора, т	730	1050	700	1090	1870	4100	4160	4750	5500
Параметры	ЭР-7000/35	ЭР-7000/40	ЭР-7000/30	ЭР-7000/45	ЭР-7000/40	ЭР-7000/35	ЭРП-7000/30	ЭРП-7000/35	ЭРП-7000/40
Максимальная теоретическая производительность, т/ч	10000								
Удельное усилие копания, МПа	0,8								
Высота верхнего копания, м	35								
Мощность привода ротора, кВт	2x630								
Масса, т	4350								
	12000								
	10000								
	1,4								
	30								
	2x1000								
	4360								
	5500								

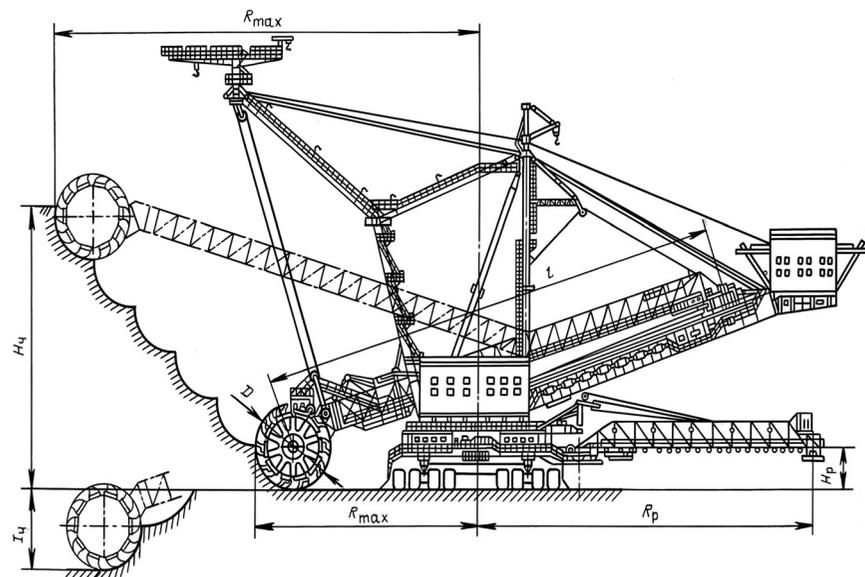


Рис. 3.1. Технологические параметры роторного экскаватора

нижнего — 25 м. Наиболее высокая производительность экскаваторов при максимальной высоте уступа достигается за счет сокращения времени на передвижку экскаватора.

Работа роторного экскаватора с верхним и нижним черпанием без изменения направления вращения роторного колеса позволяет сократить время на передвижку экскаватора и повысить его производительность (рис. 3.2).

Ширина заходки роторного экскаватора зависит от схемы его работы, высоты уступа и величины угла устойчивого откоса разрабатываемого уступа. При отработке горизонтов торцевым забоем без перегружателя ширина заходки B (м) определяется минимальным радиусом черпания и рабочим углом поворота экскаватора Ψ :

$$B = R_{\min}(1 - \cos\Psi),$$

где $\Psi = 90^\circ$ для экскаватора с поворотной стрелой,
 $\Psi = 135^\circ$ для экскаватора с поворотным корпусом.

При большой ширине заходки повышается эффективность работы экскаватора за счет уменьшения затрат времени на передвижку, что при

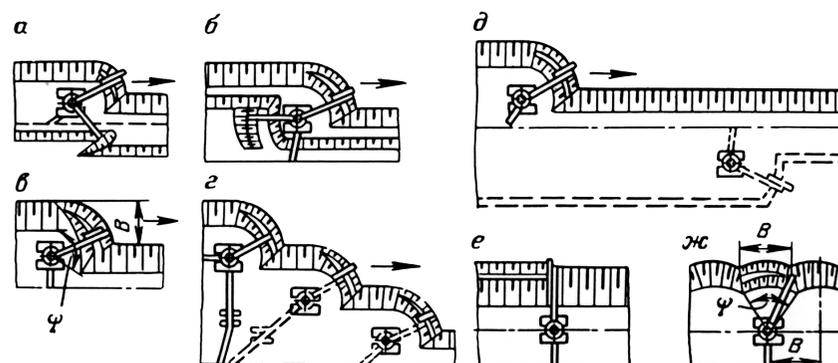


Рис. 3.2. Схемы забоев роторных экскаваторов:

а, б — с верхним и нижним черпанием; в — с минимальным радиусом черпания; г — с перегружателем; д — с верхним и нижним черпанием при двух проходах; е, ж — с фронтальными заходками

высокой производительности (5–12 тыс. м³/ч) имеет существенное значение. Кроме того, увеличение ширины заходки сокращает затраты и время на передвижку конвейера. С этой целью используют технологическую схему работы роторного экскаватора с перегружателем, позволяющую удвоить или утроить ширину обрабатываемой полосы по фронту, или последовательно осуществляют верхнюю и нижнюю отработку горизонта. Однако переход с верхнего черпания на нижнее требует перестройки роторного колеса.

Роторные экскаваторы, работающие в комплексе с транспортно-отвальными мостами на рельсовом ходу, обрабатывают массив фронтальной заходки горизонтальными слоями на глубину 0,5–0,75 диаметра роторного колеса или блоками, периодически передвигаясь по фронту на ширину забоя (м):

$$B = 2R_{\max} \sin \frac{\Psi}{2},$$

где R_{\max} — радиус черпания экскаватора.

Для производительности роторного экскаватора важное значение имеет порядок разработки забоя. Роторное колесо при перемещении стрелы в горизонтальной плоскости экскавирует горную породу стружками толщиной $l = 0,3–0,5$ м и высотой $0,4–0,7D$. Стружка в плане у экскаватора с невыемной стрелой имеет серповидную форму, а у экскава-

тора с выдвигной стрелой – концентрическую. Вследствие того, что толщина стружки постоянна почти по всему периметру, производительность экскаватора во втором случае выше.

Последовательность снятия горизонтальных стружек в цикле разработки забоя с одного положения экскаватора может быть различной (рис 3.3):

- ✧ сверху вниз, затем экскаватор перемещается к забою или выдвигается стрела и цикл повторяется. Эта схема применяется при разработке плотных горных пород;
- ✧ слоями с горизонтальной плоскости на полную величину выдвигания стрелы при разработке плотных пород;
- ✧ сверху вниз, но с увеличенной до $0,5-0,7D$ глубиной захвата роторным колесом при разработке рыхлых горных пород;
- ✧ комбинированная последовательность, в которой плотные прослойки снимаются стружками в горизонтальной плоскости, а рыхлые – сверху вниз с увеличенной глубиной захвата роторным колесом.

Угол откоса поверхности забоя у экскаватора с невыдвигной стрелой больше, чем у экскаватора с выдвигной стрелой.

Режим работы роторного экскаватора на мощных машинах автоматизирован, он заключается в изменении скорости вращения роторного колеса, подачи и скорости поворота стрелы.

На практике имеется успешный опыт применения роторных экскаваторов ЭРГ-400 и ЭРГ-1600 для разработки взорванных полускальных горных пород с коэффициентом крепости $f = 6-9$ (мергели, плотные мергелистые глины и песчаники) при удельном сопротивлении копания $60-80$ Н/см.

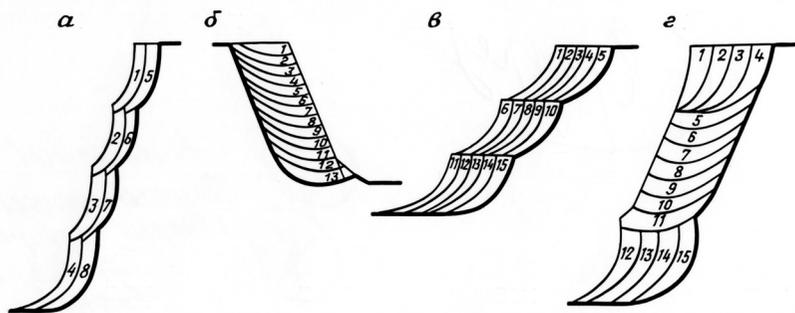


Рис. 3.3. Последовательность разработки забоев роторным экскаватором:

- а – сверху вниз; б – на полную величину выдвигания стрелы; в – при разработке рыхлых пород; г – комбинацией горизонтальных и вертикальных стружек

Производительность экскаватора ЭРГ-400 составила от 450 до 912 м³/ч или 21000 и 42000 тыс. м³/год, а экскаватора ЭРГ-1600 – 1960 м³/ч и 7200 тыс. м/год.

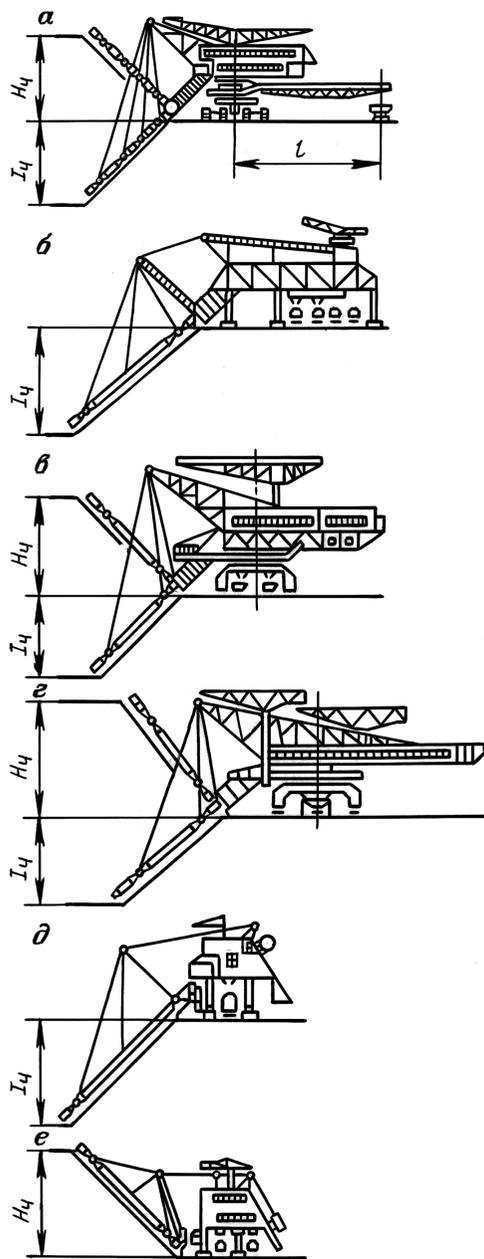
Наилучшие технико-экономические показатели были достигнуты для экскаватора ЭРГ-400 при разработке уступа 18м, сетке 6×7 м, диаметре скважин 150, 180 мм и удельном расходе взрывчатого вещества 0,4–0,45 кг/м³; для экскаватора ЭРГ-1600 – при высоте уступа 32 м, диаметре скважин 230 мм, сетке 8×8 м и удельном расходе взрывчатого вещества 0,45 кг/м³. Экскавация осуществлялась стружками толщиной 0,4–1,0 м при частоте вращения роторного колеса 4–7 мин⁻¹, скорости поворота роторной стрелы от 4,4 до 16,8 м/мин. Состав горной массы по крупности определялся максимально допустимым размером кусков по отношению к ширине конвейерной ленты, т.е. кусок более 400 мм считался негабаритным. Эффективность применения роторных экскаваторов для разработки полускальных горных пород достигается за счет поточности производства, несмотря на некоторое увеличение затрат на буровзрывные работы по сравнению с разработкой этих пород одноковшовыми экскаваторами.

3.3. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД МНОГОКОВШОВЫМИ ЦЕПНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Другим видом машин непрерывного действия для разработки горных пород является многоковшовый цепной экскаватор. Его рабочий орган представляет собой жесткую или шарнирно-сочлененную раму, поддерживаемую на канатах стрелы. Принцип работы рабочего органа заключается в том, что при перемещении по поверхности уступа каждым ковшом срезается стружка, заполняя его. При огибании верхнего барабана порода из ковша разгружается в бункер, а оттуда поступает в вагоны или на конвейер.

Многоковшовые экскаваторы выпускаются с нижним, верхним или с верхним и нижним черпанием (рис. 3.4). Нижнее черпание применяется для разработки пород вскрыши и полезного ископаемого. Верхнее черпание применяется для вскрышных работ в сочетании с железнодорожным транспортом, транспортно-отвальным мостом или в конструкциях экскаваторов, которые применяются одновременно для производства вскрышных (верхнее черпание) и добычных (нижнее черпание) работ.

Большая часть многоковшовых экскаваторов, предназначенных для вскрышных работ, изготавливается на рельсовом ходу одно- или двухпортальными для подачи железнодорожного транспорта под разгрузку.



Экскавация породы и погрузка в средства транспорта осуществляются одновременно при перемещении экскаватора вдоль фронта уступа. Добычные многоковшовые экскаваторы имеют гусеничный или шагающий ход.

Основные технологические параметры многоковшовых цепных экскаваторов—глубина черпания $I_{ч}$, высота черпания $H_{ч}$ и длина разгрузочной консоли t .

Техническая характеристика многоковшовых экскаваторов приведена в табл. 3.2.

Рис. 3.4. Конструкции многоковшовых цепных экскаваторов:

а — с верхним и нижним черпанием на гусеничном ходу с погрузкой горной массы в железнодорожные вагоны; б — с нижним черпанием на рельсовом ходу с погрузкой горной массы в железнодорожные вагоны на четыре пути; в — с верхним и нижним черпанием на рельсовом ходу с погрузкой горной массы в железнодорожные вагоны на два пути; г — то же, с погрузкой горной массы на конвейер; д — с нижним черпанием на рельсовом ходу с погрузкой в железнодорожные вагоны на один путь; е — с верхним черпанием и погрузкой горной массы в железнодорожные вагоны на два пути

Таблица 3.2

Параметры	ERs-560	ERs-900	ERs-1600	ERs-3150	Es-400.9	Es-400.20	Es-900	Es-2240	Es-3150	Es-4500
Теоретическая производительность*, м ³ /час	1100	1700	3700	6600	900	900	2400	5500	12000	14500
Длина звена цепи, мм	400	560	800	800	400	400	560	800	800	900
Высота/глубина копания, м	17,5-20/ 17,5-20	22,5-25/ 22,5-25	26-29/ 26-29	27/27	9/6-8	20/17,5	15/15	32/32	23-27/ 24-30	27-31/ 28-34
Длина планирующего звена, м	4	5	5	6,5	3	4	5	5	6,5	7
Мощность, кВт: привод ковшовой цепи общая установленная	400 700	850 1000	1500 2400	2700 4500	240 600	400 846	800 1100	2400 3900	2x2000 4200	2x2000 5500
Скорость ковшовой цепи, м/с	1,1	1,1	1,22	1,37	1	1,1	1,2	1,22	1,25	1,25
Разгрузочная консоль: длина, мм скорость движения ленты, м/с	32/40 3,2/6	40 4/6	55/65 4/7	125 4	33 2-4	41 2-4	- 4	- 5/7	- 5/7	- 5/7
Давление на грунт, Мпа	1,2/1	1,2/1	1,3/1,1	1,3/1,1	-	-	-	-	-	-
Средняя нагрузка на колесо, кН	-	-	-	-	110	100	180	170	170	170
Скорость передвижения, м/мин	2,5-8	2	2	6	3-8	3-8	2,8-8	9	9	9
Рабочая масса экскаватора, т	950	1250	2300	4600	435	800	1200	3800	4600	5800
Численность обслуживаемого персонала, чел.	4	4	4	5	3	4	4	5	5	5

* В рыхлой массе при шаге в цепи, равном четырем звеньям.

В России многоковшовые экскаваторы на рельсовом ходу ЭМ-201А и гусеничном ходу ЭМ-321 производительностью соответственно 36 и 73 м³/ч для небольших карьеров нерудной промышленности и промышленности строительных материалов выпускаются Дмитровским экскаваторным заводом.

В ФРГ выпускаются 18 типоразмеров гусеничных экскаваторов ERs и 11 типоразмеров экскаваторов на рельсовом ходу Es. Маркировка экскаватора, например Es-4500.27/28.14500, означает: экскаватор цепной полноповоротный на железнодорожном ходу с ковшами емкостью 4500 л, высотой 27 и глубиной копания 28 м, теоретической производительностью 14500 м³/ч по рыхлой массе. Расчетные удельные усилия копания у экскаваторов на гусеничном ходу 35–90 кН/м, на рельсовом ходу 70–100 кН/м, достигая 180 кН/м у моделей специального назначения.

В Чехии цепные экскаваторы выпускаются на рельсовом ходу D-800, DO-800, DO-1600 и шагающем ходу RK-400 и RK-5000 с усилием копания до 135 кН/м.

Технология разработки забоев многоковшовыми цепными экскаваторами зависит от горнотехнических условий карьера и вида транспорта. Выемка породы может производиться в торцевом забое или с откоса уступа (рис. 3.5).

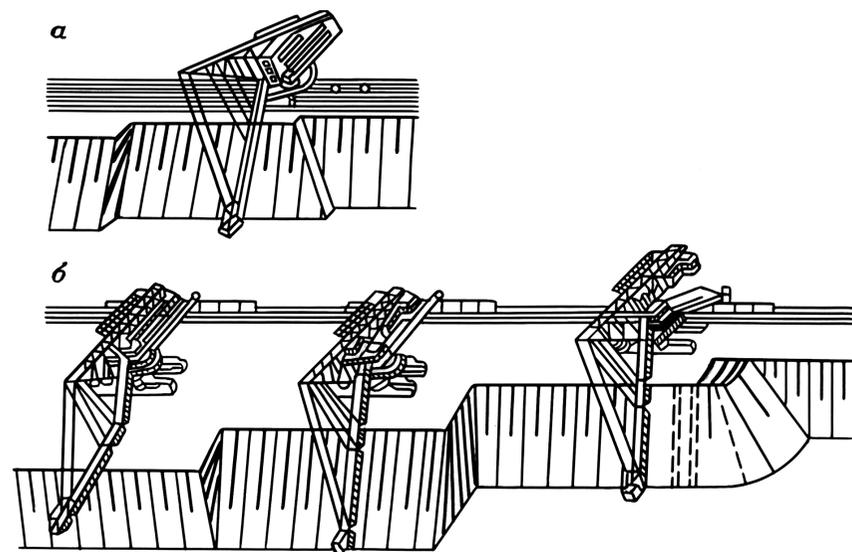


Рис. 3.5. Порядок отработки забоя многоковшовыми цепными экскаваторами:
а – на рельсовом ходу; б – на гусеничном ходу

Все экскаваторы на рельсовом ходу проводят разработку с откоса уступа во время перемещения вдоль фронта работ. При этом могут быть использованы две схемы:

а) экскаватор, снимая стружку толщиной 10–15 см в мягких породах и 5–8 см – в плотных, одновременно передвигается с помощью встроенного путепередвижателя в новое положение. При этой схеме ковши снимают стружку по всей длине поверхности откоса уступа, обеспечивая высокую производительность экскаватора;

б) экскаватор в начале цикла находится от откоса уступа на расстоянии, равном длине планирующего звена. Перемещаясь вдоль фронта в прямом и обратном направлениях, он каждый раз опускает ковшовую раму на расстояние, равное толщине срезаемой стружки. Образующийся в результате опускания рамы по радиусу недобор в виде треугольника в основании уступа убирается планирующим звеном. Вследствие того, что некоторое время снятие стружки происходит не по всей поверхности откоса уступа, производительность экскаватора несколько снижается, но уменьшается число передвижек экскаватора.

Разработка забоя верхним черпанием с параллельным перемещением ковшовой рамы экскаватора производится так же, как и нижним черпанием; при этом перемещение рельсовых путей и экскаватора осуществляется непрерывно на расстояние, равное толщине стружки, или периодически на расстояние, равное длине планирующего звена.

Схема работы цепного экскаватора с верхним черпанием с планирующим звеном заключается в следующем. Экскаватор перемещается вдоль забоя блока по челноковой схеме. В конце каждого прохода ковшовой рамы опускается на расстояние, равное толщине срезаемой стружки. Черпание продолжается до тех пор, пока планирующее звено не займет горизонтальное положение.

Экскаваторы на гусеничном ходу могут экскавировать породу как с откоса уступа вдоль фронта работ, так и в торцевой заходке. Максимальная ширина торцевой заходки равна $(3–3,5)h$ – при нижнем черпании и $(3,5–4,0)h$ – при верхнем (h – высота уступа). Чередование процесса экскавации и передвижки такое же, как и у экскаваторов на рельсовом ходу.

Высота отрабатываемого уступа определяется конструкцией экскаватора и указывается в технической характеристике как глубина или высота черпания и для современных экскаваторов составляет от 12 до 33 м. Скорость движения ковшовой цепи постоянная.

Толщина стружки регулируется опусканием рамы рабочего органа экскаватора.

При разработке горизонта неповоротным экскаватором возникает проблема сокращения фронта работ на расстояние между ковшовой рамой и корпусом самого экскаватора.

Для сохранения длины фронта работ применяют дополнительную технику, например драглайн, который, разрабатывая породу, перемещает ее к забою многоковшового экскаватора.

Шарнирно-сочлененная рама многоковшового экскаватора позволяет эффективно производить раздельную выемку выдержанных по мощности свит пластов.

Работа экскаваторов полностью автоматизирована, что обеспечивает их высокую производительность.

Область применения многоковшовых цепных экскаваторов несколько меньше, чем роторных вследствие меньших усилий резания на зубьях ковшей, и поэтому они применяются для разработки мягких горных пород в умеренных климатических зонах.

3.4. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД ДРАГАМИ

Многоковшовый рабочий орган имеют драги, предназначенные для разработки россыпных месторождений (рис. 3.6). Находясь на плаву, драга производит отработку забоя под водой, перемещаясь в сторону вдоль забоя с помощью лебедок с заякоренными канатами

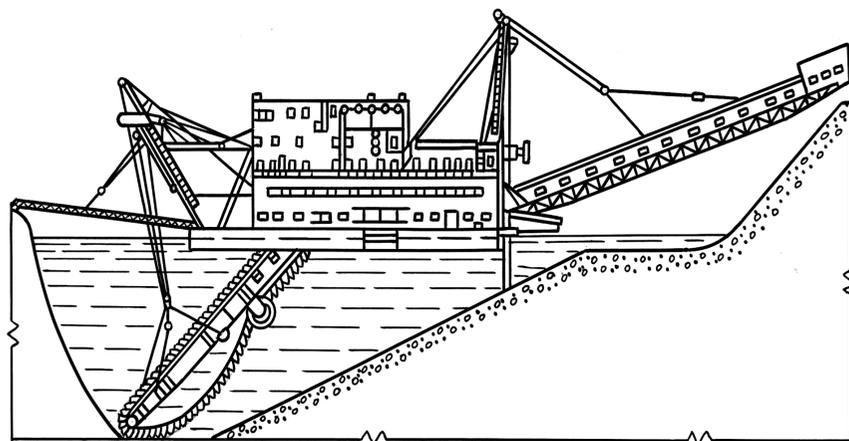


Рис. 3.6. Разработка подводного забоя драгой с многоковшовым органом

на бортах полигона вокруг одной из свай. Во время изменения направления перемещения в забое производится подшагивание драги опусканием одной опоры и поднятием другой. Такое движение драги называется папилионажем. Поднятая многоковшовым органом горная масса подается на оборудование, где полезный компонент извлекается, а пустая порода (эфеля) сбрасывается в выработанное пространство за драгой.

Техническая характеристика многочерпаковых электрических драг приведена в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Параметры	80Д	150Д	250ДС	600Д	ОМ-431	ОМ-417
Вместимость черпака, л	80	150	250	600	380	400
Число черпаков в цепи	72	77	70	169	121	90
Число черпаний ₁ (не более), мин ⁻¹	32	30	35	22	22	28
Производительность драги, м ³ /ч	100	180	350	550	400	450
Длина черпаковой рамы, м	17	23,7	31,5	92	58	41
Глубина черпания (не более), м	6	9	12	50	30	17
Подводная высота забоя, м	1	2	3	10	4	1
Установленная мощность двигателей, кВт	392	800	1870	7300	2110	2494
Мощность привода черпаковой цепи, кВт	60	110	-	920	400	500
Габариты (в том числе понтона), м: длина ширина высота	50(24) 16(12) 17(2,2)	74,6(36) 24,5(17) 21,6(4,6)	93(47) 31(19) 29(3,3)	236(112) 50(33) 53,7(5)	156(62) 36(24) 39(3,5)	123(53) 38(24) 35(3,4)
Вылет стакера за корму понтона, м	18,3	23	29,7	87	60	46,2
Средняя осадка понтона, м	1,7	1,8	2,5	3,7	2,7	2,5
Среднее водоизмещение драги, т	420	990	2105	10854	3480	3150
Конструктивная масса драги, т	390	912	1950	10331	3252	2815

3.5 РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД ЗЕМСНАРЯДАМИ

Аналогичным с драгой по технологии разработки мягких горных пород под водой является применение земснаряда (рис. 3.7).

Рабочий орган земснаряда представляет собой роторный, черпаковый, шнековый или фрезерный рыхлитель, установленный на стреле. Разрушенная горная порода землесосом через всасывающее устройство, установленное у рыхлителя, перекачивается по плавучему трубопроводу на отвал. Понтон земснаряда представляет собой плоскодонное судно, которое перемещается по заполненному водой котловану, как и драга, папилионированием с помощью лебедок и свай (рис. 3.8). Производительность землесосных снарядов от 100 до 1000 м³/ч, глубина разработки 3–15 м (табл. 3.4).

Работа земснаряда автоматизирована. Затраты на разработку горных пород земснарядом по сравнению с другими средствами механизации минимальные. Недостатком этой технологии являются большая энергоёмкость и необходимость больших площадей под гидротоувалы.

3.6. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРОВ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Техническая производительность экскаваторов непрерывного действия зависит от вместимости ковшей, числа разгрузок их в единицу времени, свойств горных пород и режима работы экскаватора.

Эксплуатационная производительность зависит от организации работы экскаватора, его технического состояния, системы обслуживания и транспортного обеспечения. Эти факторы учитываются коэффициентом использования экскаватора $k_{и}$. Чем выше организация работы экскаватора, лучше система обслуживания и транспортное обеспечение, тем выше коэффициент использования экскаватора.

В общем виде производительность экскаватора: теоретическая (м³/ч):

$$Q_{т} = 60Ev;$$

техническая (м³/ч):

$$Q_{т} = Q_{т}k_{э};$$

эксплуатационная соответственно за смену (м³/смену) и за год (м³/год):

$$Q_{см} = Q_{т}Tk_{и};$$

$$Q_{г} = Q_{см}nN,$$

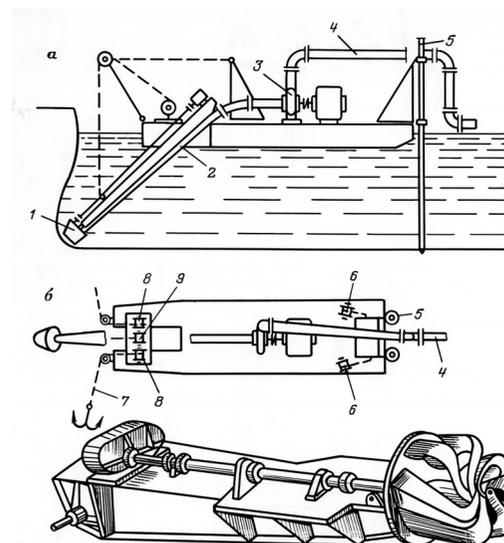


Рис. 3.7. Землесосный снаряд (а) и его рабочий орган (б):

- 1 – рыхлитель;
- 2 – всасывающий патрубок;
- 3 – грунтонасос;
- 4 – пульповод;
- 5 – сваи;
- 6 – сваеподъёмные лебёдки;
- 7 – якорные канаты;
- 8 – папилионажные лебёдки;
- 9 – лебёдки подъёма рамы рыхлителя

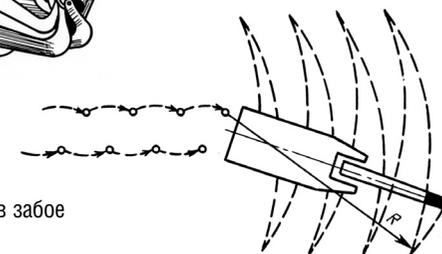


Рис. 3.8. Схема перемещения земснаряда в забое

Таблица 3.4

Параметры	180-60	200-50БР	300-4АИ	300-50ТМ	300-40УП	500-60МА
Производительность на грунтах категории II (не более), м ³ /ч	200	250	420	420	420	650
Глубина разработки (не более), м	10	8	11	15	6	15
Установленная мощность двигателей, кВт	900	830	2029	2550	2300	3450
Осадка в рабочем состоянии, м	0,86	0,93	1,1	1,57	1,5	1,64
Диаметр фрезы, м	1,26	1,45	1,9	1,96	1,96	2,4
Частота вращения (не более), мин	29,6	20	24	25,6	12	25,6
Мощность привода фрезы, кВт	65,4	75	175	320	250	320
Масса земснаряда без плавучего трубопровода, т	150	145	290	480	385	510

где E – вместимость ковша, м³;
 v – число разгружаемых ковшей в минуту;
 $k_3 = 0,6–1,15$ – коэффициент экскавации;
 T – длительность смены, ч;
 $k_{и}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены
(при конвейерном транспорте $k_{и} = 0,8–0,9$; при железнодорожном
 $k_{и} = 0,7–0,85$; при автомобильном $k_{и} = 0,8–0,85$;
 n – число смен в сутки;
 N – число рабочих дней экскаватора в течение года.

При расчете годовой производительности экскаватора непрерывного действия необходимо учитывать климатические зоны, в которых в период низких температур затрудняется или делается совершенно невозможной их работа. Длительность сезона составляет: для южных районов – с марта по декабрь (5000 ч), для районов средней полосы – с апреля по ноябрь (4500 ч), для северных районов – с мая по октябрь (4000 ч). Зимнее время используется для ремонта экскаваторов и подготовки интенсивной их эксплуатации в рабочий сезон.

3.7. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД ГИДРОМОНИТОРАМИ

Впервые в России гидромониторная установка была применена в 1867 г. для разработки грунта на Восточносибирском золотом прииске.

Разработка мягких горных пород гидромониторами основана на разрушении их струей воды из насадки гидромонитора.

Разработка забоя может осуществляться встречным и попутным размывами (рис. 3.9). Во встречных размывах разработку ведут с образованием вруба в нижней части уступа для обрушения основной массы горной породы. Разрушенная порода насыщается водой и самотеком направляется в зумпф, откуда грунтонасосом по трубопроводу транспортируется на гидроотвал.

В попутном забое разрушенная порода транспортируется до зумпфа этой же струей воды.

Возможна разработка горных пород встречным и попутным размывами с направлением пульпы в зумпф по предварительно пройденной траншее.

Физически разрушение горной породы происходит в результате механического воздействия напором струи при лобовом соприкосновении в начале подрезки и по касательной к поверхности забоя в процессе подрезки и ее

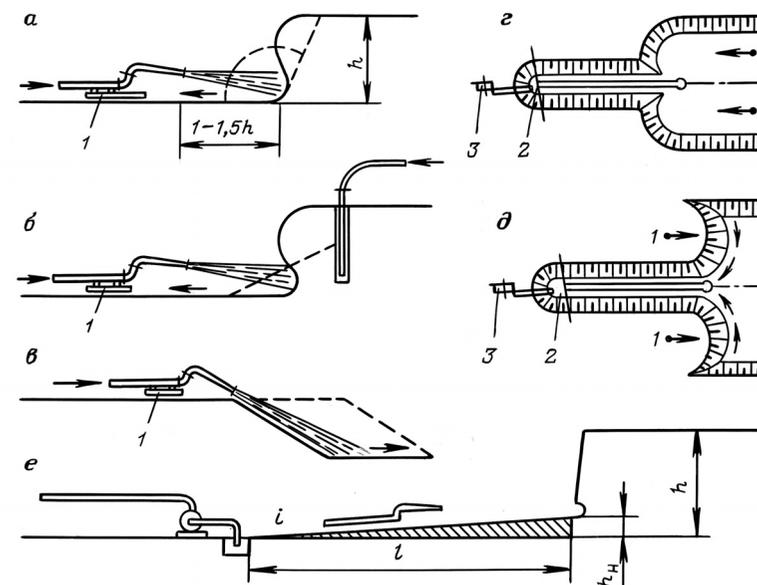


Рис.3.9. Технологические схемы разработки горной породы гидромониторами:
а – встречным размывом; б – встречным размывом с предварительным водонасыщением массива; в – попутным размывом; г и д – двумя гидромониторами и попутным размывом; е – недомыв;
1 – гидромонитор; 2 – зумпф; 3 – грунтонасос; h – высота уступа

водонасыщению. Благодаря такому комплексному воздействию разрушение горной породы происходит с меньшей энергоемкостью, чем при механическом разрушении.

Разработка породы в забое гидроразмывом состоит из следующих операций: подрезки массива уступа, т.е. образования вруба, его обрушения, водонасыщения обрушенной породы, ее смыв и промывки пульпопроводной канавы.

Наименьшее расстояние монитора от забоя принимается с таким условием, чтобы обрушение после подрезки горной породы было безопасно для работы, обычно оно составляет 1–1,5 высоты уступа.

Шаг передвижки монитора принимается кратным длине наращивания секций водовода и составляет 6–12 м.

При подрезке массива уступа стремятся иметь минимальную высоту щели, обычно 0,2–0,4 м.

Уклон площадки необходим для перемещения пульпы самотеком из забоя в зумпф и приводит к уменьшению высоты разрабатываемого

уступа, т.е. образованию недомыва. Удаление недомыва выполняется бульдозером или экскаватором, производящими рыхление породы недомыва и его штабелирование. Порода из недомыва смывается гидромонитором.

Шаг передвижки землесоса l определяется величиной уклона поверхности недомыва i и принятой по технологии высотой недомыва h_n :

$$l = \frac{h_n}{i}$$

Обычно высота надомыва составляет 1,5–2,0 м.

Для разработки используют гидромониторы ГМП-250с, ГМП-250, ГМД-250, ГМД-300, КУГУ-350 с насадками диаметром от 50 до 150 мм, которые придают струе нужную форму и размер. Цифра в маркировке гидромонитора означает диаметр его входного (отверстия в мм).

Большинство гидромониторов оборудованы дистанционным управлением (рис. 3.10), поэтому один оператор может управлять двумя гидромониторами.

Основными технологическими параметрами технологии гидромониторной разработки являются удельный расход и напор воды, необходимые для разработки горной породы, и общий расход воды для одного монитора. Удельный расход и напор воды, необходимые для разработки породы, приведены в табл. 3.5.

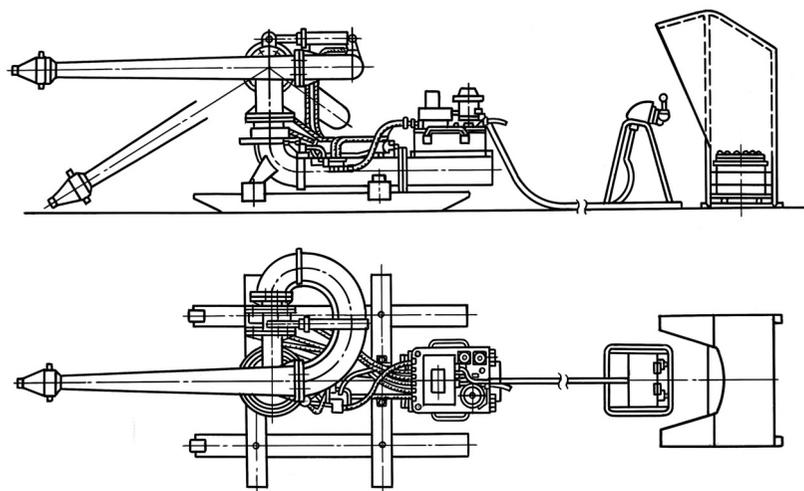


Рис. 3.10. Гидромониторная установка с дистанционным управлением

Таблица 3.5

Группа грунтов	Наименование грунтов	Высота забоя, м								
		3-5		от 5,1 до 15		более 15				
		Удельный расход воды, м ³ /м ³	Напор, х10 ⁴ м	Наименьший допустимый уклон, %	Удельный расход воды, м ³ /м ³	Напор, х10 ⁴ м	Наименьший допустимый уклон, %	Удельный расход воды, м ³ /м ³	Напор, х10 ⁴ м	Наименьший допустимый уклон, %
I	Грунты, предварительно разрыхленные, неслежащиеся	5	30	2,5	4,5	40	3,5	50	4,5	4,5
	Пески мелкозернистые		30	2,5		40	3,5	50	4,5	4,5
II	Пески пылеватые		30	2,5		40	3,5	50	4,5	4,5
	Супеси легкие	6	30	1,5	5,4	40	2,5	50	3	3
	Лёсс рыхлый		40	2		50	3	60	4	4
	Торф разложившийся		40	—		50	—	60	—	—
III	Пески среднезернистые		30	3		40	4	50	5	5
	Пески разномзернистые		30	3		40	4	50	5	5
	Супеси тяжелые	7	40	1,5	6,3	50	2,5	60	3	3
	Суглинки легкие		60	1,5		60	2,2	70	3	3
	Лёсс плотный		50	2		70	3	80	4	4
IV	Пески крупнозернистые		30	4		40	5	50	6	6
	Супеси тяжелые	9	50	1,5	8,1	60	2,5	70	3	3
	Суглинки средние и тяжелые		70	1,5		80	2,5	90	3	3
V	Глины текучие, тощие		70	1,5		80	2,5	90	3	3
	Песчано-гравийные грунты	12	40	5	10,8	50	6	60	7	7
VI	Глины полужирные		80	2		100	3	120	4	4
	Песчано-гравийные грунты	14	50	5	12,6	60	6	70	7	7
	Глины полужирные		100	2,5		120	3,5	140	4,5	4,5

Теоретическая производительность гидромонитора ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется из выражения:

$$Q_{\text{т}} = \frac{Q_{\text{м}}}{q},$$

где $Q_{\text{м}}$ – расход воды монитором, $\text{м}^3/\text{ч}$;
 q – удельный расход воды на размыв и транспортирование горной породы до зумпфа, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Техническая производительность гидромонитора по породе ($\text{м}^3/\text{ч}$):

$$Q_{\text{т}} = Q_{\text{т}} k_{\text{п}},$$

где $k_{\text{п}} = 0,8-0,9$ – коэффициент потерь.

Эксплуатационная производительность гидромонитора ($\text{м}^3/\text{см}$):

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}} T k_{\text{и}},$$

где T – длительность смены,
 $k_{\text{и}} = 0,7-0,9$ – коэффициент использования гидромонитора в смену.

При выборе мощности насосов рассчитывают необходимый напор H (м) и расход воды ($\text{м}^3/\text{ч}$) для всех гидромониторов, обслуживаемых насосом:

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4,$$

где h_1 – напор, необходимый для разработки породы;
 h_2 – напор на потери в водоводе и гидромониторе; принимают $h_2 = 0,4-0,8$ м на 100 м трубопровода;
 h_3 – напор, необходимый на преодоление высоты подъема воды от уровня насосной станции до гидромонитора (разность геодезических отметок);
 h_4 – напор, необходимый на преодоление высоты всасывания; принимают $h_4 = 0,4-0,6$ м.

$$Q_n = VQn,$$

где V – объем породы, разрабатываемой одним гидромонитором в час;
 Q – расход воды, необходимый для разработки 1 м^3 породы;

n – число гидромониторов, питаемых насосом.
 Диаметр насадки (м) определяется по выражению:

$$d = \sqrt{\frac{q}{0,769v}},$$

где q – расход воды, $\text{м}^3/\text{с}$;
 v – скорость струи воды при выходе из насадки гидромонитора, м/с;

$$v = 4,1\sqrt{h_1}.$$

3.8. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД ДРАГЛАЙНАМИ

Драглайн является экскаватором циклического действия. Продолжительность сезона его работы намного превышает продолжительность сезона работы машин непрерывного действия, а во многих климатических зонах страны эффективна его круглогодичная работа.

Драглайном разрабатывают и полускальные породы с предварительным рыхлением буровзрывным способом, производят экскавацию в обводненных горизонтах и при сложной гипсометрии пластов.

Благодаря этим преимуществам разработка горных пород драглайнами у нас в стране в соответствующих условиях нашла широкое распространение.

Рабочим органом драглайна является стрела с подвешенным на канатах ковшом. Стрелы отечественных экскаваторов имеют легкую вантовую конструкцию, американских экскаваторов фирмы «Марион» – вид металлической фермы.

Принцип экскавации заключается в срезании стружки ковшом во время его перемещения экскаватора в забое под действием тягового каната. Ковш заглубляется и производит резание породы под действием собственного веса. Рабочий цикл включает: поворот и одновременное опускание ковша в забой, наполнение ковша, подъем его из забоя с одновременным поворотом на разгрузку.

В горизонтальном положении наполненный ковш удерживается тяговым канатом. Во время работы экскаватор опирается на круглую поворотную платформу большой площади, благодаря чему независимо от массы экскаватор имеет малое давление на грунт – от $0,4 \cdot 10^5$ до $2,3 \cdot 10^5$ Па, что позволяет ему успешно работать на насыпных породах в отвалах.

Для перемещения все отечественные экскаваторы имеют шагающий или шагающе-рельсовый ход.

Отечественный ряд экскаваторов выпускается с ковшами вместимостью от 4 до 100 м³ и длиной стрелы 40–125 м. Техническая характеристика драглайнов приведена в *табл. 3.6*.

Американские фирмы выпускают экскаваторы на шагающем и гусеничном ходу с ковшом вместимостью от 3,4 до 168 м³ и стрелой длиной от 36,4 до 122 м.

Таблица 3.6

Параметры	ЭШ-6/45	ЭШ 11/70	ЭШ-14/50	ЭШ-15/80		
Вместимость ковша, основного (сменного), м ³	5(6)	8,5(10)	10;14;15	10,15		
Длина стрелы, м	45	70	100,80;65	100,80;65		
Радиус черпания и разгрузки, м, не более	43,5	66,5	46,5	54		
Глубина черпания, м, не более	22	35	21	27		
Высота разгрузки, м, не более	19,5	27,5	20,5	19		
Мощность сетевого двигателя, кВт	660	1480	1480	Н.д.		
Скорость передвижения, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,2		
Удельное давление на грунт, МПа, не более: при работе при передвижении	0,06 0,105	0,094 0,15	0,089 0,148	0,089 0,148		
Масса экскаватора, т	295	720	711	1030		
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	45	54	54	58		
Завод-изготовитель	НКМЗ	НКМЗ	НКМЗ	НКМЗ		
Параметры	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ25.100	ЭШ40.100	ЭШ65.100	ЭШ100.125
Вместимость ковша, м ³	11	20	25	40	65	100
Длина стрелы, м	75	90	100	100	100	125
Угол наклона стрелы, градус	30	32	34	32	32	32
Концевая нагрузка, кН	330	630	770	1250	2050	3000
Время цикла, с	54	60	60	60	60	60

см. продолжение

Продолжение таблицы 3.6

Параметры	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ25.100	ЭШ40.100	ЭШ65.100	ЭШ100.125
Высота выгрузки, м	30,2	28,5	39	40	38,5	56
Радиус выгрузки, м	71,4	83	83,5	94,8	97,6	118
Глубина копания, м	38	42,5	42,5	47	46	52
Диаметр базы, м	10,8	14,5	15,3	18	23,5	27
Давление на грунт, МПа	0,087	0,105	0,103	0,135	0,125	0,18
Мощность сетевого двигателя, кВт	1250	2500/2250	2500/2250	2x2250	4x2250	4x3600
Рабочая масса, т	840	1740	1900	3320	5460	10000
Завод изготовитель	УЗТМ					
Параметры	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-25.100	ЭШ-15/80		
Вместимость ковша, основного (сменного), м ³	5(6)	8,5(10)	10;14;15	10,15		
Длина стрелы, м	45	70	100; 80; 65	100; 80; 65		
Радиус черпания и разгрузки, м, не более	43,5	66,5	46,5	54		
Глубина черпания, м, не более	22	35	21	27		
Высота разгрузки, м, не более	19,5	27,5	20,5	19		
Мощность сетевого двигателя, кВт	660	1480	1480	Н.д.		
Скорость передвижения, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,2		
Удельное давление на грунт, МПа, не более: при работе при передвижении	0,06 0,105	0,094 0,15	0,089 0,148	0,089 0,148		
Масса экскаватора, т	295	720	711	1030		
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	45	54	54	58		
Завод-изготовитель	НКМЗ	НКМЗ	НКМЗ	НКМЗ		

см. окончание

Окончание таблицы 3.6

Параметры	ЭКГ-10	ЭКГ-10М	ЭКГ-8УС	ЭКГ-5У	ЭКГ-15	ЭКГ-12УС
Вместимость ковша, м ³ основного сменного	10 8, 12, 5, 16	11,5 –	8 –	5 –	15 18	12 –
Масса основного ковша, т	16,2	19,4	14,6	8,6	30	25,2
Расчетное время цикла, с	26	26	28	30	28	32
Максимальное усилие на подвеске ковша, кН	980	1087	780	490	1470	1178
Длина стрелы, м	13,9	14,36	16,5	20,7	18	24
Ход рукояти, м	4,55	4,35	4,75	5,53	4,9	7,58
Максимальный радиус копания, м	18,4	19	19,8	23,7	22,6	28
Максимальная высота копания, м	13,5	14,5	17,6	22,2	15,8	20,7
Максимальный радиус разгрузки, м	16,3	16,5	17,9	22,1	19,5	25,8
Максимальная высота разгрузки, м	8,6	10,2	12,5	17,5	9,88	14,9
Радиус копания на уровне стояния, м	12,6	12,6	13,5	14,5	15,6	17,8
Рабочая масса с ковшом, т	395	402	405	386	69	721
Завод-изготовитель	Ижорский завод					

Параметры драглайнов и технология разработки забоев

Основными технологическими параметрами драглайнов являются вместимость ковша, габариты, масса, давление на грунт, преодолеваемый уклон и рабочие параметры, т.е. высота $H_{\text{ч}}$ и глубина черпания $I_{\text{ч}}$, радиусы черпания $R_{\text{к}}$, максимальный с забросом ковша $R_{\text{ч,max}}$, на уровне стояния $R_{\text{ч,у}}$, разгрузки $R_{\text{р}}$, высота разгрузки $H_{\text{р}}$ и радиус вращения кабины $R_{\text{к}}$ (рис. 3.11).

В основном драглайны на карьерах используют для производства вскрышных работ с перевалкой вскрыши в выработанное пространство и при строительстве карьера проведения траншей. В первом случае экскаватор работает в торцевом забое, во втором – в тупиковом с расположением

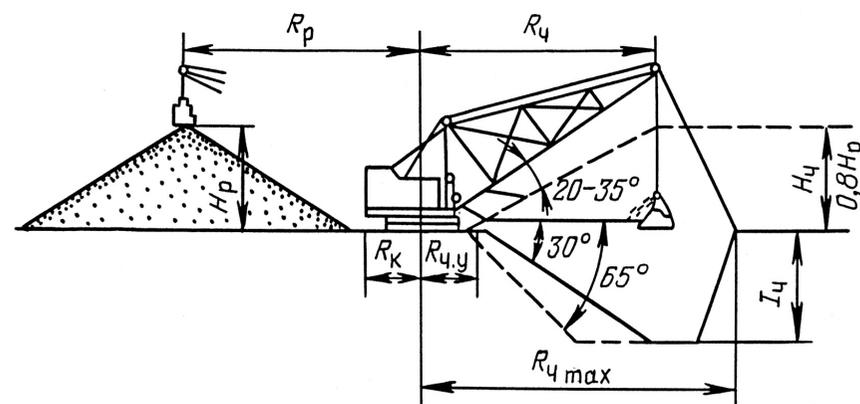


Рис. 3.11. Технологическая схема к определению рабочих параметров драглайна

вскрыши на одном или двух бортах траншеи. В исключительных случаях экскаваторы малых моделей применяют для погрузки горной массы в транспортные средства.

Наибольшая производительность драглайна обеспечивается в торцевом забое с нижним черпанием (рис. 3.12) при минимальном угле поворота экскаватора от места черпания к месту разгрузки.

Высота уступа h устанавливается с учетом расположения драглайна на кровле за пределами призмы обрушения при угле наклона плоскости забоя к горизонту в пределах 30–60° по глубине черпания.

Ширина заходки B (м) определяется радиусом черпания с учетом угла разворота драглайна φ_1 и φ_2 от оси перемещения не более 45°:

$$B = R_{\text{ч}} (\sin \varphi_1 + \sin \varphi_2).$$

Разработка забоя драглайном с нижним черпанием производится следующим образом (рис. 3.13).

В зависимости от шага перемещения драглайна каждый слой вынимается в несколько этапов длиной, соответствующей расстоянию, на котором полностью наполняется ковш. Отработка каждого этапа в слое начинается с откоса уступа, расположенного ближе к отвалу. После отработки слоев на полную высоту забоя выемка оставшейся в забое породы производится наклонными слоями.

Верхнее черпание возможно только драглайнами с ковшами вместимостью более 5 м³. Высота уступа принимается не более $h = 0,8h_{\text{ч}}$, чтобы

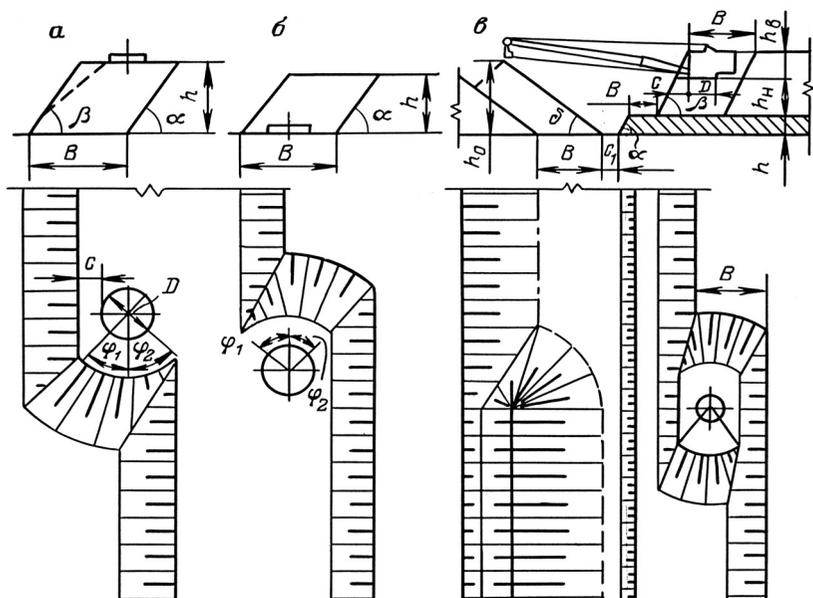


Рис. 3.12. Схемы торцевых забоев драглайна:

а – с нижним черпанием; б – с верхним черпанием; в – с нижним и верхним черпанием

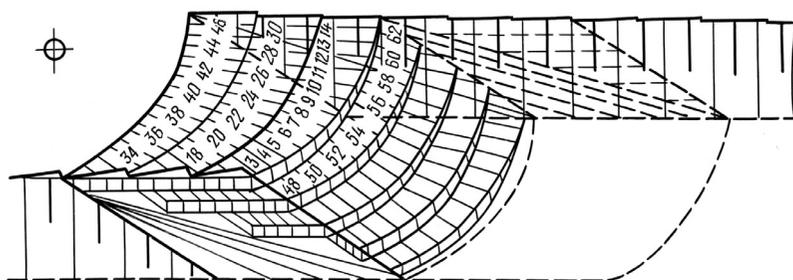


Рис. 3.13. Порядок разработки забоя драглайном

исключить задевание ковша за уступ при поворотах драглайна. Угол наклона плоскости забоя для предотвращения скольжения ковша составляет 20–25°.

Верхнее черпание менее производительно вследствие меньшей степени наполнения ковша, особенно при высоте уступа от 0,4 до 0,8h.

При разработке горных пород драглайном с перевалкой вскрыши в выработанное пространство возможно применение технологии с нижним и верхним черпанием (см. рис. 3.12) поочередно с целью максимальной отработки мощности вскрыши без переэскавации.

При определении параметров этой технологии учитываются горно-технические факторы: высота добычного уступа h , углы откосов отвалов δ , добычного уступа α , угол внутреннего трения пород уступа β , определяющий берму безопасности c , расстояние между нижней бровкой добычного уступа и отвалом c_1 , ширина транспортной полосы b , а также диаметр базы экскаватора D .

В этом случае высота нижнего подступа (м) может быть определена из выражения:

$$h_n = \frac{R_p - h(\text{ctg}\delta + \text{ctg}\alpha) - H_p \text{ctg}\delta - c_1 - b - 0,5D}{\text{ctg}\beta}.$$

Высоту верхнего подступа можно определить исходя из равенства вместимости отвала на единицу простираения ($h_n B$) объему экскавируемой породы $(h_n + h_b) B k_p$, где k_p – коэффициент разрыхления породы в отвале:

$$h_b = \frac{(H_p + h - h_n k_p) - 0,25 B \text{ctg}\delta}{k_p} \leq 0,8 H_p.$$

При проведении траншей драглайн в зависимости от его рабочих параметров и параметров траншеи располагается по оси забоя или ближе к одному из ее бортов (рис. 3.14). Отвалы высотой h_0 в первом случае могут располагаться на обоих бортах траншеи.

Режим работы на некоторых крупных экскаваторах полуавтоматизирован. В систему управления экскаватором включается устройство, которое после выполнения машинистом операции черпания подает команды управления операциями подъема ковша из забоя, поворота экскаватора к месту разгрузки и поворота обратно в забой в оптимальном режиме при контроле выполнения их машинистом. Эта система стабилизирует работу экскаватора, сокращает цикл эскавации, обеспечивает его высокую производительность.

3.9. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД БАШЕННЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Канатная подвеска ковша используется в башенных экскаваторах (рис. 3.15), которые применяются для разработки небольших и сильно обводненных месторождений. Одна из башен такого экскаватора

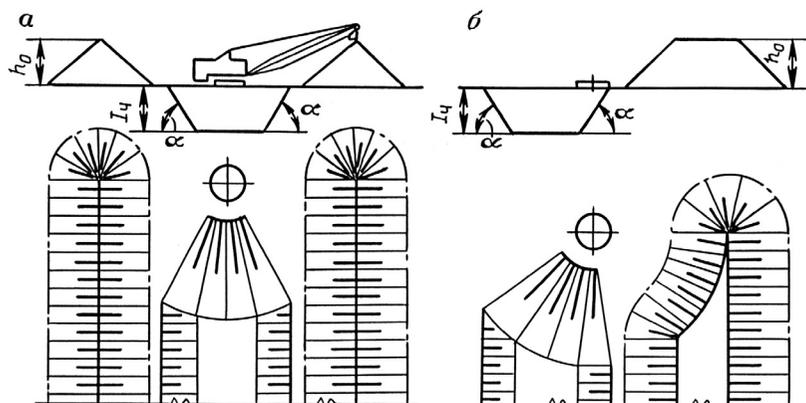


Рис. 3.14. Схема тупикового забоя драглайна с расположением отвалов на двух бортах (а) и одном борту (б)

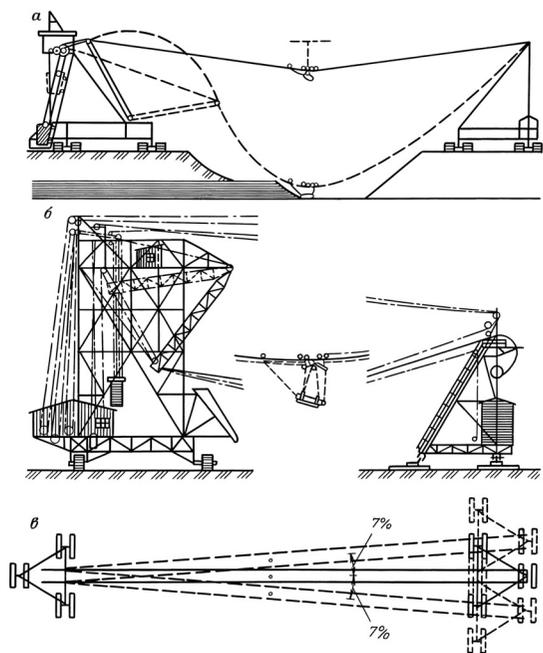


Рис. 3.15. Технология разработки месторождения башенным экскаватором (а), с вариантом конструкции экскаватора (б) и план расположения опор башенного экскаватора (в)

располагается на отвале пустых пород, другая — на кровле вскрышной толщи. Он последовательно производит экскавацию вскрыши с перемещением ее в отвал и добычу полезного ископаемого с погрузкой его в средства транспорта.

Перемещается башенный экскаватор на гусеничном ходу. Его использование наиболее эффективно при разработке сложноструктурных месторождений и свит пластов. Наибольшее применение он имел в Германии для разработки сложных угольных месторождений. Емкость ковша от 2 до 12 м³ при расстоянии между опорами 250—400 м. Теоретическая производительность до 270 м³/ч.

3.10. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД МЕХАНИЧЕСКИМИ ЛОПАТАМИ

Экскаваторы типа механической лопаты — наиболее распространенные выемочно-погрузочные машины на карьерах. Конструктивное исполнение позволяет использовать их в тех природных условиях, где выемочно-погрузочные машины непрерывного действия не эффективны.

Они предназначены в основном для разработки плотных горных пород без предварительного рыхления, мерзлых, полускальных и скальных пород с предварительным рыхлением. В специальном северном исполнении механические лопаты обеспечивают выемочно-погрузочные работы в зонах с суровыми климатическими условиями при низких температурах воздуха.

Рабочим органом механической лопаты являются ковш, рукоять, стрела.

Первый экскаватор типа механической лопаты создан фирмой «Оттис» в США в 1834 г. В России первый экскаватор построен на Путиловском заводе в 1901 г. Это были паровые экскаваторы на рельсовом ходу.

Современные карьерные экскаваторы имеют гусеничный ход и электрический или дизельный привод.

Процесс экскавации плотных пород из массива заключается в срезании стружки режущей кромкой ковша, повороте экскаватора к месту разгрузки, разгрузке ковша и возвращении рабочего органа в забой. Выемка взорванной горной массы крепких пород осуществляется заглублением ковша в развал.

По средствам перемещения рукояти с ковшом современные экскаваторы разделяются на канатные и гидравлические.

Черпание у канатного экскаватора происходит благодаря усилию напорного механизма, расположенного на стреле, и его подъемных канатов от подъемных лебедок. Траектория черпания при этом сохраняется

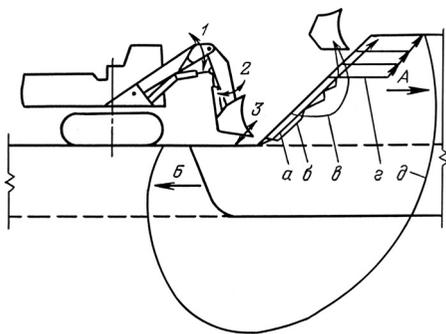


Рис. 3.16. Траектории черпания гидравлического экскаватора:

1, 2, 3 – направления вращения рабочего органа экскаватора

постоянной. Начинается она в нижней части забоя.

У гидравлического экскаватора траектория черпания может быть разнообразной (рис. 3.16) благодаря особому соединению рукояти со стрелой и дополнительному механизму поворота ковша на конце рукояти. Этим обеспечивается более эффективное использование энергии для внедрения и наполнения ковша.

В плотных породах и полускальных трещиноватых без предварительного рыхления черпание гидравлическим экскаватором начинается горизонтальным внедрением ковша (траектория *г*) в верхней части забоя. Во взорванном на сотрясение массиве черпание начинается с нижней части забоя (траектория *б*), при этом образуется как бы вруб для дополнительного разрыхления горной массы самообрушением. При разработке песчано-валунной горной массы гидравлический экскаватор может удалить крупное включение в любой зоне забоя черпанием с выкапывающей траекторией *в*. При разработке мягких или хорошо взорванных горных пород траектория черпания *а* у гидравлического экскаватора аналогична траектории канатного. При оборудовании гидравлического экскаватора обратной лопатой он имеет возможность обеспечить нижнее черпание (траектория *д*).

Существенным достоинством гидравлических экскаваторов является информация через рычаг управления об усилиях на исполнительных органах машины. Это обеспечивает большую надежность их работы и позволяет машинисту выбирать оптимальные траектории для черпания. Благодаря трем степеням свободы рабочего органа 1, 2, 3 гидравлический экскаватор может работать также с оборудованием «обратная лопата», обеспечивая разработку забоя в мягких и хорошо взорванных породах как выше уровня стояния экскаватора (направление *А*), так и ниже (направление *Б*).

Ковши гидравлических экскаваторов шире, чем канатных, поэтому при расчете буровзрывных работ для получения оптимального состава горной массы для экскавации гидравлическим экскаватором необходимо принимать меньший размер ковша в плане.

Разгрузка у гидравлического экскаватора осуществляется опрокидыванием или раскрытием ковша. У канатного экскаватора разгрузка осуществляется отрыванием днища ковша над местом разгрузки.

Для более эффективной разработки сильнотрещиноватых пород без буровзрывных работ или с взрыванием массива на сотрясение применяются ковши с зубьями, центральные из которых удлинены.

По назначению механические лопаты делятся на **карьерные** и **вскрышные**.

Карьерные экскаваторы предназначены для разработки горных пород с погрузкой в средства транспорта ординарным рабочим оборудованием на уровне стояния экскаватора и удлиненным – выше уровня его стояния.

Вскрышные экскаваторы имеют большие рабочие параметры и предназначены для разработки горных пород с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Одноковшовые экскаваторы типа механической лопаты выпускаются в основном в России и США.

ОАО «Уралмаш» и Ижорский завод выпускают карьерные экскаваторы с ковшом вместимостью от 5 до 20 м³. Вскрышные экскаваторы по сравнению с драглайнами менее эффективны, поэтому их изготовление прекращено. Ранее выпущенные экскаваторы с ковшом вместимостью от 6 до 100 м³ находятся в эксплуатации. Технические характеристики выпускаемых карьерных и выпускавшихся вскрышных механических лопат приведены в табл. 3.7 и 3.8.

В США фирмы «Марион», «Бьюсайрус-Эри» и «Харнишвегер» выпускают карьерные экскаваторы с ковшом вместимостью от 3 до 61,1 м³.

В ФРГ фирмы «Ориенштейн унд Коппель», «Демаг» и «Либхерр», в Японии фирма «Хитачи», в США «Катерпиллер», «Марион», «Харнишвегер» выпускают гидравлические экскаваторы с ковшом вместимостью от 3 до 35 м³.

Параметры механических лопат и технология разработки забоев

Основными технологическими параметрами механических лопат (рис. 3.17) являются:

- ✧ радиус черпания $R_{ч}$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша;
- ✧ максимальный радиус черпания $R_{ч,max}$ – соответствует максимально выдвинутой рукояти;
- ✧ минимальный радиус черпания $R_{ч,min}$ соответствует подтянутой к гусеницам рукояти на горизонте установки экскаватора;

Таблица 3.7

Параметры	ЭКГ-10	ЭКГ-10М	ЭКГ-8УС	ЭКГ-5У	ЭКГ-15	ЭКГ-12УС	ЭКГ-8У
Вместимость ковша, м ³ основного сменного	10 8, 12, 5, 16	11,5 —	8 —	5 —	15 18	12 —	8 —
Масса основного ковша, т	16,2	19,4	14,6	8,6	30	25,2	15,1
Расчетное время цикла, с	26	26	28	30	28	32	35
Максимальное усилие на подвеске ковша, кН	980	1087	780	490	1470	1178	833
Длина стрелы, м	13,9	14,36	16,5	20,7	18	24	32
Ход рукояти, м	4,55	4,35	4,75	5,53	4,9	7,58	8,36
Максимальный радиус копания, м	18,4	19	19,8	23,7	22,6	28	34
Максимальная высота копания, м	13,5	14,5	17,6	22,2	15,8	20,7	28,5
Максимальный радиус разгрузки, м	16,3	16,5	17,9	22,1	19,5	25,8	31,6
Максимальная высота разгрузки, м	8,6	10,2	12,5	17,5	9,88	14,9	24
Радиус копания на уровне стояния, м	12,6	12,6	13,5	14,5	15,6	17,8	21
Рабочая масса с ковшом, т	395	402	405	386	69	721	725
Завод изготовитель	Ижорский завод						

Таблица 3.8

Показатели	ЗВГ-6	ЗВГ-15	ЗВГ-10/50	ЗВГ-35/65	ЗВГ-35/65М	ЗВГ-100/70
Вместимость ковша, м ³	6	15	10	35	35	100
Радиус черпания на уровне стояния, м	21,6	20,5	26	37	37	—
Максимальный радиус черпания, м	—	40	50	65	65	70
Максимальный радиус разгрузки, м	33	37,8	47	62	62	66
Максимальная высота черпания, м	27	30	37	40	40	50
Максимальная высота разгрузки, м	—	26	—	45	45	40
Масса экскаватора, т	660	1150	250	2650	3790	12000
Давление на грунт, Па	—	2,58 • 10 ⁵	—	2,8 • 10 ⁵	3,2 • 10 ⁵	3,5 • 10 ⁵
Продолжительность рабочего цикла, с (поворот 90°)	45	50	50	60	56	55

- ❖ радиус черпания на горизонте установки экскаватора $R_{ч.у}$ — максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора;
- ❖ высота черпания $H_{ч}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша;
- ❖ высота черпания максимальная $H_{ч.маx}$ соответствует максимально поднятой рукояти;
- ❖ глубина черпания $I_{ч}$ — расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки зубьев ковша при нижнем черпании;
- ❖ радиус разгрузки R_p — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки;
- ❖ максимальный радиус разгрузки $R_{p.маx}$;
- ❖ высота разгрузки H_p — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки откинутого днища ковша;
- ❖ максимальная высота разгрузки $H_{p.маx}$ соответствует максимально поднятому ковшу;
- ❖ максимальная высота наполнения ковша

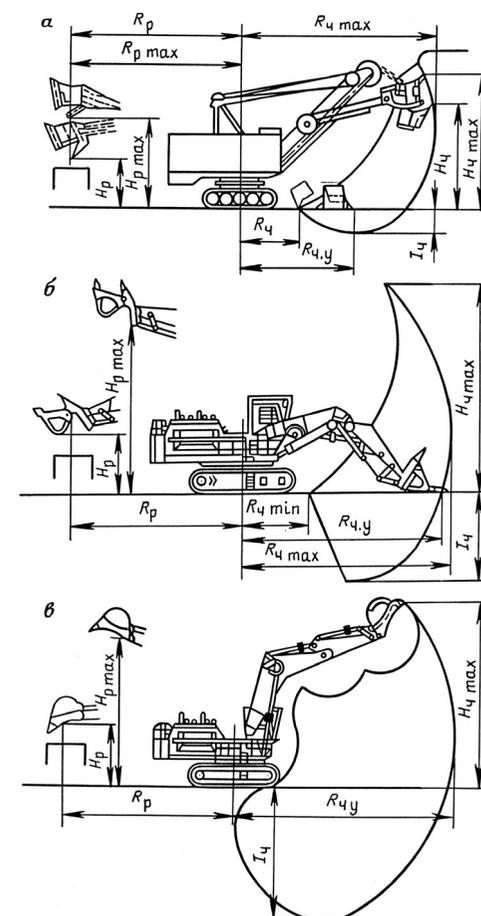


Рис. 3.17. Схемы и технологические параметры экскаваторов – механических лопат:
 а – канатного экскаватора;
 б и в – гидравлических

$$H_{н.маx} = 2/3 H_{ч};$$

◇ минимальная высота наполнения ковша

$$H_{н.мин} = 33\sqrt[3]{E_k}.$$

Для канатных механических лопат радиусы и высоты черпания и разгрузки изменяются с изменением угла наклона стрелы, которая устанавливается под углом 45° . Габариты определяются по максимально выступающим частям экскаватора.

Рабочие параметры экскаватора обуславливают параметры забоя и технологическую схему его работы. При установлении ширины забоя механической лопаты определяющим является радиус черпания на уровне стояния. Максимальная производительность экскаватора достигается при минимуме передвижек в забое и возможно меньшем среднем угле поворота экскаватора от места черпания к пункту разгрузки.

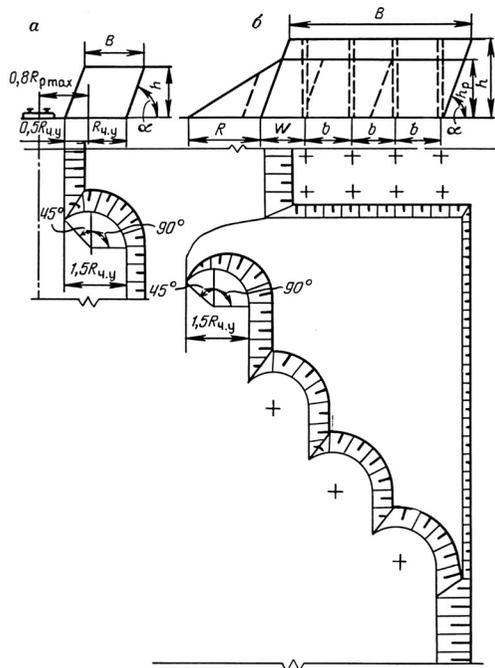


Рис. 3.18. Схемы и параметры забоев механической лопаты: *a* – в мягких породах; *b* – в скальных породах; h_p – высота развала

Ширина торцевого забоя обеспечивается при $1,5R_{ч.у}$ (рис. 3.18). Ширина заходки экскаватора в породах, разрабатываемых без предварительного рыхления, соответствует ширине забоя.

В крепких породах с рыхлением буровзрывным способом ширина заходки B по целику определяется:

◇ параметрами буровзрывных работ
 $B = W + (n - 1)b;$

◇ технологическими условиями
 $B = 1,5R_{ч.у}N - R,$

где W – линия сопротивления по подошве, м;

n – количество рядов скважин во взрывном блоке;

b – расстояние между рядами, м;

$R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м;

N – количество заходов экскаватора для экскавации развала горной массы после взрыва массива, принимается по технологическим или транспортным условиям;

R – величина развала горной массы после взрыва (см. рис.2.9), м.

Высота уступа определяется допустимой высотой развала горной массы после взрыва $H_p = 1,5H_{ч}$ и коэффициентом разрыхления горной породы в развале K_p . При $K_p = 1,3$ максимальная высота уступа составит:

$$H_y = \frac{1,5H_{ч}}{K_p} = 1,1H_{ч}.$$

При разработке горных пород вскрышными мелопатами с перевалкой в выработанное пространство (рис. 3.19) ширина заходки определяется вместимостью внутренних отвалов. Максимальная ширина заходки составляет $1,7R_{ч.у}$. При небольшой вместимости внутренних отвалов ширина заходки может быть уменьшена:

$$B \leq 0,5c_x + R_{ч.у},$$

где c_x – ширина хода экскаватора, м.

Минимальная ширина тупиковой заходки при проведении траншеи без учета транспортного обслуживания определяется радиусом вращения кабины R_x и расстоянием безопасности до откоса c :

$$B = 2(R + c).$$

Она может быть обеспечена при применении экскаватора с удлиненным рабочим оборудованием с верхней погрузкой в средства транспорта или расположением отвалов на бортах траншеи.

Максимальная ширина заходки:

$$B = 2R_{ч.у}.$$

При погрузке горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора ширина тупиковой заходки определяется с учетом

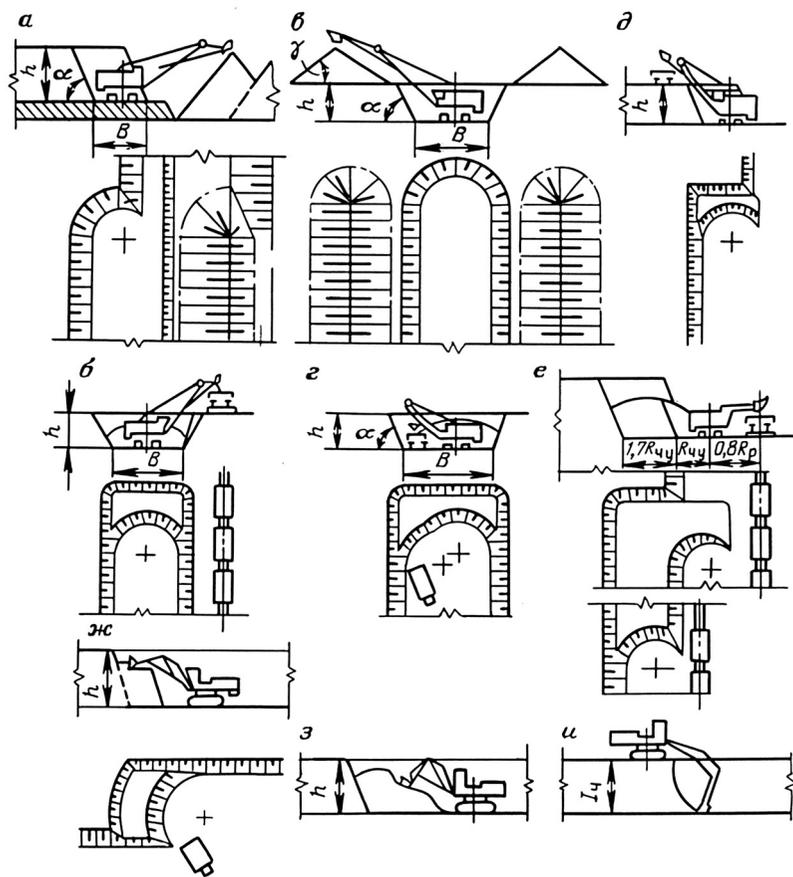


Рис. 3.19. Технологические схемы работы механической лопаты:

а – с перевалкой вскрыши в выработанное пространство; б – проведение траншей с верхней погрузкой горных пород в средства транспорта; в – проведение траншей с расположением отвалов на их бортах; г – проведение траншей с погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора; д – разработка торцевого забоя с верхней погрузкой в средства транспорта; е – разработка торцевого забоя с погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора; ж – разработка торцевого забоя в мягких породах гидравлическим экскаватором; з – разработка торцевого забоя в скальных породах гидравлическим экскаватором; и – разработка торцевого забоя гидравлическим экскаватором с нижним черпанием

размещения транспортных коммуникаций и схемы подачи транспортных средств под погрузку. Высота забоя ограничивается высотой черпания экскаватора. Минимальная высота забоя механической лопаты принимается из условия наполнения ковша за одно черпание.

Высота уступа в массиве, разрабатываемом без дробления буровзрывным способом, соответствует высоте забоя. В крепких породах высота уступа допускается равной $1,5 R_{ч.макс}$ при условии, что высота развала будет равна максимальной высоте черпания экскаватора.

Большая высота уступа в массиве допускается при разработке горизонтальных пластов полезного ископаемого по разрешению Госгортехнадзора.

Высота уступа h при верхней разгрузке механической лопатой с удлиненным рабочим оборудованием устанавливается из условия высоты транспортного сосуда h_m и необходимого зазора c между ним и ковшом:

$$h \leq H_{p.макс} - (h_m + c).$$

Угол откоса поверхности забоя зависит от свойств разрабатываемого массива и составляет $70-80^\circ$.

При разработке забоя с погрузкой горной массы в средства железнодорожного транспорта ось пути располагают на расстоянии $0,8 R_{p.макс}$ от оси экскаватора.

При разработке трудновзрываемых горных пород, когда развал горной массы имеет большую ширину, его убирают в несколько заходов с передвижных путей.

Вэтом случае для уменьшения времени простоев экскаватора из-за передвижки пути возможно увеличение ширины заходки до $1,7 R_{ч.у}$. При автомобильном транспорте автосамосвалы могут располагаться сбоку или позади экскаватора в зоне разгрузки ковша с минимальным углом разворота от места черпания (рис. 3.20). По условию безопасности ковш не должен перемещаться

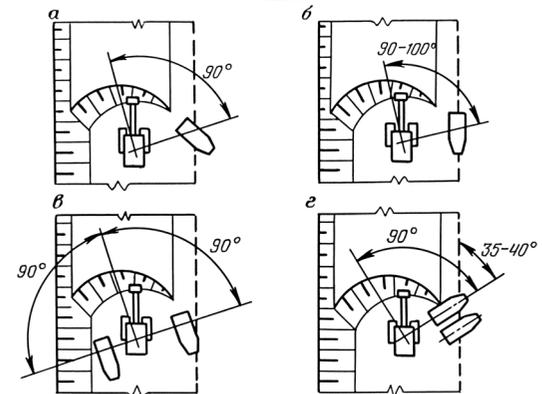


Рис. 3.20. Схемы установки автосамосвала в забое механической лопаты: а, б – сбоку экскаватора; в, г – позади экскаватора.

над кабиной водителя. При конвейерном транспорте горная масса загружается экскаватором в бункер-питатель, который располагается сбоку экскаватора или внутри заходки позади экскаватора.

3.11. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Линейные, массовые, энергетические параметры и время рабочего цикла в целом для одноковшовых экскаваторов с достаточной точностью определяются в зависимости от вместимости ковша по табл. 3.9.

Линейные размеры ковшей механических лопат и драглайнов: ширина B , длина L и высота H приблизительно определяются по зависимостям, м: для механических лопат

$$B=1,2\sqrt[3]{E}; L=0,77B; H=0,75B;$$

для драглайнов

$$B=1,15\sqrt[3]{E}; L=1,2B; H=0,65B.$$

Ширина ковша отечественных механических лопат следующая:

ЭКГ-31820 мм,
ЭКГ-4,61930 мм
ЭКГ-51950 мм
ЭКГ-82200 мм
ЭКГ-122800 мм
ЭКГ-204300 мм

Техническая производительность драглайнов и механических лопат зависит от вместимости ковша, длительности цикла и свойств разрабатываемых горных пород, которые влияют на длительность операции черпания и наполнения ковша.

Рабочий цикл экскаватора складывается из операций: черпания, выведения ковша из забоя, поворота его к месту разгрузки, подъема или опускания ковша на уровень разгрузки, разгрузки, возвращения ковша в забой и установки его для черпания.

Операции выведения ковша из забоя и установки его на уровень разгрузки выполняются во время поворота его к месту разгрузки. Во время поворота экскаватора в забой выполняется операция опускания ковша к месту начала черпания.

Таблица 3.9

Показатели	Условные обозначения	Карьерная лопата	Вскрышная лопата	Драглайн
Масса экскаватора, т	m_3	$0,82E^{0,65} R_{ч, \max}^{1,65}$	$K_1 E L_c + a$	$K_2 L_c + b$
Радиус черпания, не более, м	$R_{ч, \max}$	$K_1 F^a$	$1,13L_c$	$0,96L_c$
Длина стрелы, м	L_c	$1,43 R_{ч, \max}^{0,74}$	$0,9 R_{ч, \max}$	$1,1 R_{ч, \max}$
Высота черпания, не более, м	$H_{ч, \max}$	$(0,74 \text{ } 0,75) R_{ч, \max}$	$0,85L_c$	$(0,5 \text{ } 0,6) L_c$
Радиус разгрузки, не более, м	$R_{р, \max}$	—	$1,03L_c$	$0,95L_c$
Высота разгрузки, не более, м	$H_{р, \max}$	—	$0,7L_c$	$0,42L_c$
Мощность сетевого двигателя, кВт	N_c	$1,3m_3 + 28$	$0,98m_3 + 226$	$1,32EL_c + 0,0039EL_c^2$
Время цикла ($\beta=90^\circ$) с	$t_{ц}$	$21,94 + 0,011m_3$	$50 - 15\gamma^{-0,001887m_3}$	$60 - 22,9e^{-0,00154m_3}$

Примечание. $K_1=1,04$ и $a=185$ для вскрышных лопат с прямым канатным напором; $K_1=1,3$ и $a=225$ для вскрышных лопат с колленно-рычажным напором; $K_2=1,055$ и $b=-44,5$ для вантовой стрелы; $K_2=0,88$ и $b=46,03$ для трубчатой треугольной стрелы; $K_2=0,696$ и $b=-286,9$ для ферменной четырехугольной стрелы; $K_3=9$ и $a=0,32$ для речного напора; $K_3=9,64$ и $a=0,28$ для канатного напора.

Продолжительность рабочего цикла ($t_{ц}$) одноковшового экскаватора при условии совмещения операций складывается из времени черпания ($t_{ч}$) времени поворота к месту разгрузки и обратно в забой ($t_{п}$) и времени разгрузки ковша ($t_{р}$):

$$t_{ц} = t_{ч} + t_{п} + t_{р}$$

Время черпания в мягких породах зависит от свойств массива, а в скальных породах – от свойств взорванной горной массы: состава по крупности, степени разрыхления и режима черпания. Разработка забоя начинается со стороны, расположенной ближе к выработанному пространству. Черпание в массиве мягких пород производится стружками шириной, равной части ширины ковша. Этим увеличивается эффективность использования экскаватора. В момент черпания во взорванной горной массе с большим захватом следует использовать гравитационное сползание горной массы для самонагружения.

Для увеличения разрыхления горной массы в забое во время обмена транспортных средств обычно производится дополнительное рыхление ее ковшом с открытым днищем.

При экскавации плохо взорванной горной массы увеличивается время черпания и снижается степень использования ковша, кроме того, требуются дополнительные затраты времени на выемку и укладку позади экскаватора негабаритных кусков. Увеличивается время черпания и общее время на экскавацию при разработке сложных забоев, т.е. сложенных разными сортами руд или руды и породы.

Поворот экскаватора к месту разгрузки и обратно в забой обычно выполняется на максимальных скоростях. Сокращение времени поворота возможно только при уменьшении угла поворота. Зависимость продолжительности рабочего цикла механической лопаты от величины угла поворота экскаваторов при экскавации различных горных пород приведена в табл. 3.10.

Эксплуатационная производительность экскаваторов зависит от организации транспортного обслуживания.

Расчетные формулы производительности одноковшовых экскаваторов имеют следующий вид:

теоретической ($m^3/ч$):

$$Q_{т} = Ev;$$

технической ($m^3/ч$):

$$Q_{т} = Q_{тt}k_{э};$$

Таблица 3.10

		Продолжительность рабочего цикла (с) механической лопаты при разработке горных пород при угле поворота в град.																
		песчано-глинистых			глинистых			тяжелых глин и полускальных пород в нетронutom массиве			скальных							
Экскаватор											плохо взорванных							
		90	135	180	90	135	180	90	135	180	90	135	180					
ЭКГ-4,6		19,8	20,9	24	23,8	25,9	28	27,8	29,9	32	22,8	24,9	36,8	36,8	37,6	40,6	41	43,6
		22,6	25,6	28,6	26	29,6	32,6	29,6	32,6	35,6	25,6	28,6	31,6	37,6	40,6	43,6	43,5	55,8
		21,4	24,4	27,4	25,4	28,4	31,4	28,4	31,4	34,4	23,4	26,4	29,4	37,5	40,5	43,5	1,5	67,8
ЭКГ-8		31,5	36,5	40,8	35,5	40,5	44,8	38,5	43,5	47,5	33,5	38,5	42,8	46,5	51,6	55,8	73	
		37,4	53,6	58,8	41,5	57,7	62,9	44,1	60,3	65,5	40,1	56,3	61,5	67,8	73			
ЭКГ-4																		
ЭКГ-6																		
ЭШ-15/90А																		

эксплуатационной — за смену ($\text{м}^3/\text{смену}$) и за год ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{\text{см}} = Q_t T k_{\text{ц}};$$

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где E — вместимость ковша, м^3 ;

ν — число рабочих циклов в час ($\nu = 3600/t_{\text{ц}}$);

$t_{\text{ц}}$ — длительность рабочего цикла экскаватора, с;

$k_{\text{э}}$ — коэффициент экскавации ($k_{\text{э}} = k_{\text{н}}/k_{\text{р}}$);

$k_{\text{н}}$, $k_{\text{р}}$ — коэффициенты соответственно наполнения ковша и разрыхления породы в ковше;

T — длительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ — коэффициент использования экскаватора в течение смены;

n — число рабочих смен в сутки;

N — число рабочих дней экскаватора в году с учетом плановых простоев на ремонт.

Коэффициент наполнения ковша механической лопаты $k_{\text{н}}$ составляет:

в легких влажных песках и суглинках	1—1,1
в песчано-глинистых породах средней плотности	0,6—0,8
в плотных песчано-глинистых породах с галькой и валунами	0,6—0,7
во взорванных скальных породах	0,6—0,75
в плохо взорванных скальных породах	0,4—0,6.

Коэффициент наполнения ковша драглайнов в мягких влажных песках составляет 0,5—1,1, в песчано-глинистых породах средней плотности — 0,4—0,7.

Коэффициент разрыхления породы в ковше изменяется для мягких пород от 1,2 до 1,4, для скальных — от 1,4 до 1,6.

Коэффициент использования экскаватора в течение смены

$$k_{\text{и}} = \frac{t_{\text{р}}}{T},$$

где $t_{\text{р}}$ — чистое время работы экскаватора в течение смены, ч.

При работе экскаватора непосредственно в отвал $k_{\text{и}} = 0,85—0,9$, при работе с конвейерным транспортом $k_{\text{и}} = 0,75—0,85$, автомобильным с учетом организации подачи транспорта под погрузку $k_{\text{и}} = 0,65—0,75$. Максимальное значение принимается при соотношении вместимости ковша и кузова автосамосвала 1:3.

Многочисленными исследованиями и мировой практикой эксплуатации комплектов экскаваторов с большой емкостью ковша и автосамосвалов особо большой грузоподъемности установлено, что минимальные затраты с учетом степени использования экскаваторов и самосвалов достигаются при полной загрузке кузова автосамосвала за три черпания экскаватора, расстоянии транспортирования 3,5—4,0 км и высоте подъема груза в грузопотоке 100 м.

При работе экскаватора с железнодорожным транспортом с учетом обмена поездов в забое $k_{\text{и}} = 0,5—0,6$.

Средняя фактическая производительность экскаваторов на вскрыше составляет: ЭКГ-4,6 — 1,36 млн $\text{м}^3/\text{год}$, ЭВГ-15 — 2,85 млн $\text{м}^3/\text{год}$, ЭШ-14/75 — 3 млн $\text{м}^3/\text{год}$; производительность ЭКГ-4,6 на добыче в среднем составляет 1,2 млн т/год.

Совершенствование организации работ и методов экскавации на карьерах позволяет увеличить годовую производительность экскаваторов на 5—8%.

3.12. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

Скрепер относится к землеройно-транспортным машинам, выполняет процессы выемки породы, перемещения ее на расстояние 0,246 км и укладки в отвал. Он используется в дорожном строительстве и на карьерах для разработки мягких или полускальных предварительно разрыхленных механическим способом пород. Скреперы выпускаются прицепные и самоходные.

Преимущество скреперов заключается в их мобильности, поэтому применение их эффективно для разработки небольших объемов горных пород или, при значительной концентрации этой техники, для выполнения больших объемов в короткое время.

Скрепер применяется на рекультивационных работах на карьерах, т.е. снятия плодородного слоя, а затем, после обработки карьерного поля и планирования отвалов, — на перемещении и нанесении его на поверхность отвала, производстве вскрышных работ при малой мощности мягкой вскрыши, разработке пропластков полускальных пород, проведении капитальных и разрезных траншей и т. п.

Рабочий цикл скрепера состоит из срезания слоя породы с заполнением ковша, транспортирования породы на необходимое расстояние, разгрузки ковша и возвращения в забой (рис. 3.21).

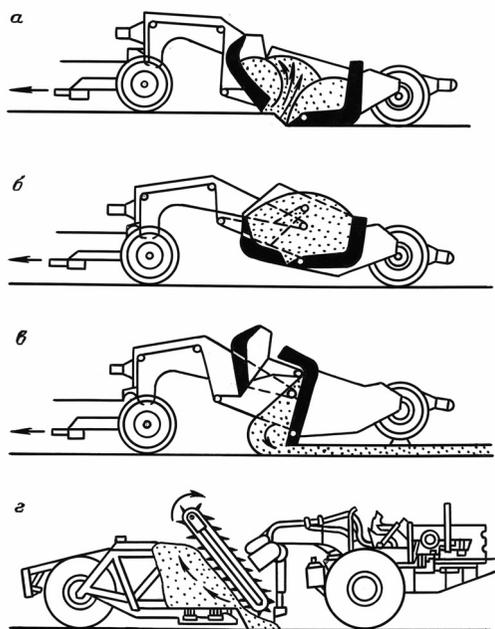


Рис. 3.21. Схемы операций рабочего цикла скрепера:
а, б, в – заполнение ковша, транспорт, разгрузка, г – принудительная загрузка ковша

Загрузка и разгрузка ковша скрепера осуществляются свободно или принудительно. При свободной загрузке слой снимаемой породы заполняет ковш, перемещая части загруженной породы внутрь ковша. В этом случае около 40% тягового усилия скрепера затрачивается на преодоление сопротивления породы в ковше. Принудительная загрузка производится с помощью скребкового погрузчика, который устанавливается вместо передней заслонки и принудительно поднимает породу в верхнюю часть ковша.

В нашей стране скреперы выпускаются с ковшем вместимостью от 8

до 25 м³, за рубежом – от 4 до 60 м³. Ширина полосы резания составляет 2580–3550 мм, величина заглубления – 200–410 мм, расстояние транспортирования – от 2 до 6 км. Техническая характеристика колесных скреперов приведена в табл. 3.11.

Технология разработки горных пород скреперами на карьерах заключается в срезании последовательных слоев породы на горизонтальной или наклонной поверхности. Разработка горизонтальными слоями применяется при малой мощности вскрышных пород, снятии плодородного слоя, подготовке участка карьерного поля к разработке или проведению неглубоких (до 3 м) траншей.

Выемка пород скрепером на наклонной площадке эффективнее, вследствие снижения усилия на выемку при движении его под уклон. Эта технология применяется при проведении разрезных и глубоких (от 3 до 18 м) капитальных траншей, при разработке мощной вскрыши (рис. 3.22). Угол наклона забоя устанавливается в зависимости от физико-механических

Таблица 3.11

Параметры	Прицепной			Полуприцепной			Самоходный		
	ДЗ-77	ДЗ-149.5	ДЗ-79	ДЗ-87-1	ДЗ-74	ДЗ-11П	ДЗ-135	ДЗ-155	ДЗ-107-1
Базовый трактор (тягач)	T-130.МГ-2	К-701	T-330	T-150К	К-702	МоАЗ-546П	БелАЗ-7422	БелАЗ-531Б	Опытный тягач
Мощность двигателя, кВт	118	125	243	121,5	150	159	265	2x265	2x405
Грузоподъемность, т	16	18,5	27	9	16	15	27	27	50,4
Вместимость ковша, м ³	9	9	15	4,5	8	8	15	20	25
Ширина/глубина резания, м	2,65/0,2	2,83/0,15	3,01/0,3	2,4/0,15	2,7/0,2	2,72/0,3	3,12/0,2	3,42/0,24	3,82/0,4
База скрепера, мм	6300	6350	8000	6330	6600*	6900	8300	8400	10800
Колея колес, мм: передних задних	1600 2200	1600 2250	2200 2400	1435 2870	2115** 2050	2330 2150	2490 2360	2530 2560	2825 2825
Дорожный просвет, мм	510	500	560	400	500	450	600	500	850
Размер шин	27.00-33	16.00-24	14.00-20	14.00-20	18.00-25	21.00-28	27.00-33	27.00-33	37.5-39
Скорость (не более), км/ч	10,5	33	16,4	10,5	33	40	45	50	50
Габариты, мм: длина	9150	9350	11600	12730	13700	11010	12800	13000	16410
ширина	3150	3150	3560	2925	3178	3242	3600	3810	4450
высота	2600	2800	3600	2840	3580	3250	3800	3950	4400
Масса скрепера (сухая), т	10	9,8	18,6	4,4	9,5	10	17	21	30
Масса агрегата (с трактором), т	25,2	23,3	53,3	23,0	24	20	37	40	66
Изготовитель***	2	2	1	1	3	3	1; 4	1; 4	5

* Между осями задних мостов трактора и скрепера.

** Колея заднего моста скрепера.

*** 1 – Завод дорожных машин (Брянск); 2 – АО «Уралтрак» (Челябинск); 3 – МПА «Амкор» (Могилев); 4 – завод самоходных дорожных машин (г. Балаково); 5 – НПО «ВНИИстройдормаш» (Москва).

свойств разрабатываемых пород и изменяется от 10 до 20°. Длина наклонного забоя должна соответствовать расстоянию, на котором происходит заполнение ковша. Это расстояние (м) определяется по формуле

$$l = \frac{Ek_3}{bh},$$

где E – вместимость ковша, м³;

k_3 – коэффициент скреперования (экскавации);
 b – ширина полосы резания скрепера, м;
 h – толщина срезаемого слоя, м.

Производительность скрепера

Производительность колесного скрепера зависит от вместимости ковша, длительности цикла, расстояния и скорости транспортирования и свойств разрабатываемых пород.

Рабочий цикл складывается из следующих операций: наполнения ковша, транспортирования горной массы до отвала, разгрузки и возвращения скрепера в забой. Наполнение ковша и его разгрузка выполняются во время движения скрепера. Скорость движения скрепера с грузом составляет 20–30 км/ч, в порожнем состоянии – 50–70 км/ч. Во время разгрузки скорость снижается до 10–20 км/ч, во время наполнения ковша она зависит от свойств разрабатываемых горных пород. Для уменьшения сопротивления резанию горных пород, а, следовательно, и времени наполнения ковша применяют предварительное рыхление массива рыхлителями.

Производительность колесного скрепера рассчитывается по формулам: теоретической (м³/ч):

$$Q_{\text{т}} = Ev;$$

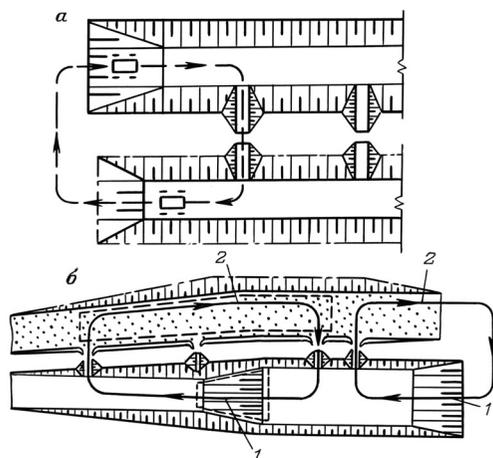


Рис. 3.22. Технологические схемы разработки горных пород скреперами:
 а – в карьере; б – при проведении капитальной траншеи; 1 – участки загрузки скрепера; 2 – участки разгрузки скрепера

технической (м³/ч):

$$Q_t = Q_{\text{т}}k_c;$$

эксплуатационной – за смену (м³/смену) и за год (м³/год):

$$Q_{\text{см}} = Q_t T k_{\text{и}};$$

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где E – вместимость ковша, м³;

v – число рабочих циклов в час ($v = 3600/t_{\text{ц}}$),

$t_{\text{ц}}$ – длительность цикла скрепера

$$t_{\text{ц}} = l_3/v_3 + l_{\text{Г}}/v_{\text{Г}} + l_{\text{Р}}/v_{\text{Р}} + l_{\text{П}}/v_{\text{П}};$$

$l_3, l_{\text{Г}}, l_{\text{Р}}, l_{\text{П}}$ – соответственно длина участков заполнения ковша, движения с грузом до отвала, разгрузки и длина пути возвращения в забой, км;

$v_3, v_{\text{Г}}, v_{\text{Р}}, v_{\text{П}}$ – соответственно скорость движения скрепера при наполнении ковша, с грузом, при разгрузке и в порожнем состоянии, км/ч;

k_c – коэффициент скреперования ($k_c = k_{\text{н}}/k_{\text{р}}$);

$k_{\text{н}} = 0,6–1,25$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_{\text{р}} = 1,1–1,7$ – коэффициент разрыхления грунта в ковше;

T – длительность смены, ч;

$k_{\text{и}} = 0,7–0,8$ – коэффициент использования скрепера во времени;

n – число рабочих смен в сутки;

N – число рабочих дней скрепера в год.

Среднегодовая производительность скреперов составляет 5–5,7 тыс. м³ на 1 м³ вместимости ковша.

3.13. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД БУЛЬДОЗЕРАМИ

Бульдозеры для разработки горных пород применяются на карьерах в основных работах по удалению покрывающих пород, на отвалах, на рекультивационных и вспомогательных работах: зачистке пласта перед выемкой, планировке поверхности забоя и очистке дорог от просыпей и снега.

При разработке россыпей бульдозеры применяют для производства вскрышных и добычных работ.

Промышленностью выпускаются бульдозеры, отличающиеся мощностью двигателя, конструкцией и способом крепления отвала (неповоротный и поворотный), на гусеничном или колесном ходу. Поворотный отвал может устанавливаться под углом 54–60° к оси движения бульдозера. Такой бульдозер иначе называется *англозером*.

Для производства вскрышных работ и для работ на отвале применяются мощные гусеничные бульдозеры с прямым отвалом.

Для зачистки от просыпей дорог, зачистки забоев и там, где требуется быстрая смена объектов работы на карьерах, применяются колесные бульдозеры с прямым или косым отвалом.

Техническая характеристика бульдозеров приведена в *табл. 3.12*.

Наиболее известные зарубежные фирмы, выпускающие бульдозеры, – «Катерпиллер» (США), «Либхер» (Германия) и «Камацу» (Япония).

Технология разработки горных пород бульдозерами заключается в последовательном снятии стружки толщиной 0,3–0,5 м на горизонтальной или наклонной (до 30°) поверхности. Средняя длина пути, на котором происходит набор породы перед отвалом, составляет 8–16 м. При работе на наклонной поверхности часть веса бульдозера используется для увеличения усилия на резание и перемещение горной породы. Заглубление отвала осуществляется гидравлической системой бульдозера, которая опускает отвал на необходимую величину. После заполнения породой пространства перед отвалом бульдозер поднимается на уровень забоя и транспортирует горную породу на необходимое расстояние. Для уменьшения потерь породы при транспортировании отвалы могут быть оборудованы закрылками. При значительном объеме вскрышных работ применяют спаренную работу бульдозеров или двух бульдозеров с одним широким отвалом. Это позволяет почти в полтора раза увеличить производительность. В плотных породах горные работы бульдозерами производят совместно с рыхлителями или сами бульдозеры оборудуют несколькими зубьями на самом отвале для дополнительного рыхления (*рис. 3.23*) при движении вперед или назад. Разрыхленную горную породу бульдозер перемещает до бункера, через который она поступает на конвейер или колесный транспорт, или до штабеля, из которого погрузчиком или экскаватором производится погрузка в средства транспорта (*рис. 3.24*). Допустимая величина угла уклона пути при транспортировании горной массы составляет 6°.

Патрулирование дорог для уборки их от просыпи производят колесными бульдозерами, обладающими той же скоростью перемещения по дорогам карьера, какую имеет технологический транспорт, чтобы не снижать его производительность.

Таблица 3.12

Технические характеристики бульдозеров

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ				
	Б10М.0000	Б10М0100	ДЭТ-250 М2Б1Р1	ДЭТ-320 Б132	Т-11.01
Тяговый класс, кН	100	100	250	250	110
Мощность двигателя, кВт	132	132	237	258	123
Тип трансмиссии	ГМТ	МТ	Электромеханическая	ГМТ	
Максим. скорости движения, км/ч: переднего хода заднего хода	8,78 10,91	10,38 10,2	15,2 15,2	15,7 15,7	11 14,4
Тип бульдозерного отвала	прямой поворотный	полусфер., угольный	полусферический*		полусфер.
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	4 4	4,75 9,7	10,5	10,5	5,8
Ширина отвала, мм	3420 4280	3310 4243	4250	4250	3350
Высота отвала, мм	1310 1140	1310 1510	1850	1850	1450
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1100		1400	1225	1100
Максимальное заглубление отвала, мм	480		370	500	550
Максимальный угол перекоса отвала, град.	10	10	10	10	9
Тип рыхлительного оборудования	трёхзубовый	однозубовый	однозубовый	трёхзубовый/однозубовый	
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	650	650	1300	1545	530/640
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	700	700	1240	1240	500/540
Масса бульдозерно-рыхлительного аппарата, т	19,1–20,9		41,34	41,34	20
Предприятие-изготовитель	ООО «ЧТЗ-Уралтрак»				ОАО «Промтрактор»
<i>см. продолжение</i>					

Продолжение таблицы 3.12

Наименование параметров	Модели бульдозеров					
	Т-15.01	Т-20.01	Т-25.01	Т-35.01	Т-50.01	ТС-10 ДЗ-240
Тяговый класс, кН	150	200	250	350	500	100
Мощность двигателя, кВт	175	206 215	279	353	550	132 176
Тип трансмиссии	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГСТ
Максимальные скорости движения, км/ч переднего хода	11,1	10,4	12,6	11,9	12	9,5 8
заднего хода	14,2	13,3	15,2	14,3	14,2	9,5 8
Тип бульдозерного отвала	прямой, полусфер.	полусферический, сферический				полусфер., прямой
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	5,8 6,8	10 11,6	11,9 13,1	18,5 20,6	25,5 28	5,5
Ширина отвала, мм	4050 3820	3940 4225	4320 4500	4710 5050	5520 5900	3240 3200
Высота отвала, мм	1490 1520	1700 1700	1890 1700	2210 2000	2315 2250	1300 1300
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1150 1150	1250 1250	1290 1425	1600 1600	1600	950 950
Максимальное заглубление отвала, мм	550 550	590 590	600 690	730 730	730	350 350
Максимальный угол перекоса отвала, град.	10 10	10 10	10 10	10 10	10	10 10
Тип рыхлительного оборудования	трёхзубовый		трёхзубовый/однозубовый		однозубовый	
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	700	780	900/1150	900/1540	1150/176 0	500
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	555	400	1050/116 0	1140/114 0	1050/105 0	700
Масса бульдозерно-рыхлительного аппарата, т	28,8–29,1	33,9–34, 2	46,2–47,6	59,4–61, 5	90,8–93, 5	16,8 18,7
Предприятие-изготовитель	ОАО «Промтрактор»				ЗАО «Челябинские строительные и дорожные машины»	

см. окончание

Окончание таблицы 3.12

Наименование параметров	МОДЕЛИ БУЛЬДОЗЕРОВ					
	ТК-25.02 колёсный	К-702МБ-01-БКУ колёсный	К-700Т-06-БК колёсный	ПКТ-2 на базе колёсного тягача КЗКТ-538	МоАЗ-40486 колёсный/ МоАЗ-40489 колёсный	БелАЗ 7823/7823 1 колёсный
Тяговый класс, кН	250	50	50	80	150	250
Мощность двигателя, кВт	382	200–246	184–220	257	261 220	312 366
Тип трансмиссии	ГМТ	ГМТ	МТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ
Максимальные скорости движения, км/час переднего хода	27,2	40	39,6	45	50 46	32
заднего хода	37,9	40	20	10	10	12
Тип бульдозерного отвала	полу- сферич.	поворотный				полу- сферич.**
Геометрическая ёмкость отвала, м ³	11,1	6,1	4,3	4,5	8,5, 7,7	10,5
Ширина отвала, мм	5050	3650	3360	3400	4340 1940	4900
Высота отвала, мм	1550	1300	1130	1150	1400	1470
Максимальная высота подъёма отвала, мм	1600	1100	900	1500	725	1500
Максимальное заглубление отвала, мм	500	300	300	450	390	400
Максимальный угол перекоса отвала, град.	14	16	16	10	12	9
Тип рыхлительного оборудования	не имеется					
Максимальное заглубление зуба рыхлителя, мм	не имеется					
Максимальная величина подъёма зуба над грунтом, мм	не имеется					
Масса бульдозерно-рыхлительного аппарата, т	45,6	20,8	23	23	36,7 30,4	50
Предприятие-изготовитель	ОАО «Промтрактор»	ОАО «Петербургский тракторный завод»	ЗАО «Тихвинский тракторный завод «Титран-Вепс»	ЗАО «Челябинские строительные и дорожные машины»	Республика Беларусь Могилёвский автозавод	Республика Беларусь Белорусский автозавод

* Возможна установка углоотвала геометрической ёмкостью 19,5 м³.

** Возможна установка поворотного и сферического отвала.

ГМТ – Гидромеханическая трансмиссия;

МТ – механическая трансмиссия;

ГСТ – гидростатическая трансмиссия.

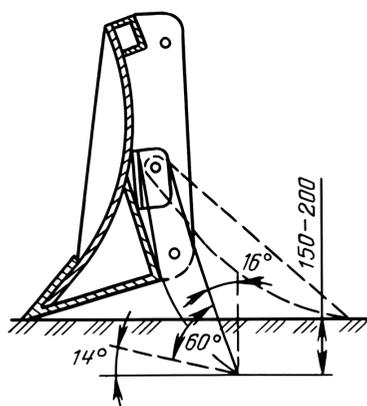


Рис. 3.23. Конструкция бульдозерного отвала со сменным зубом для рыхления

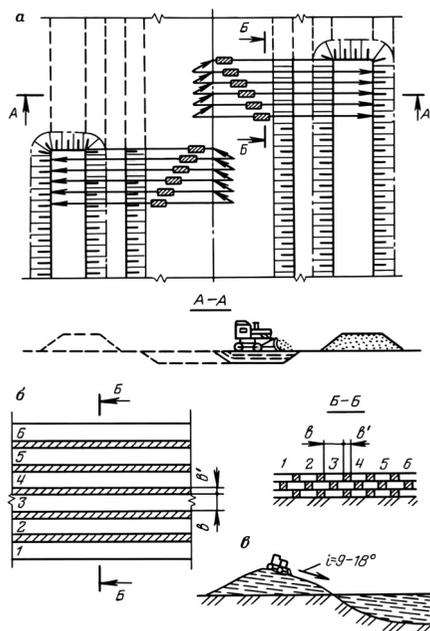


Рис. 3.24. Технологические схемы разработки горных пород бульдозером:
а – челночная; б – траншейно-полосная; в – при работе под уклон

Работа бульдозеров на отвалах заключается в укладке доставленной автотранспортом породы в отвал. Современные мощные автосамосвалы по правилам безопасности разгружаются на расстоянии 3–5 м от бровки отвала. Бульдозер последовательными стружками или частями перемещает эту породу под откос.

Производительность бульдозера при разработке горных пород зависит от его мощности, размеров отвала, расстояния транспортирования и свойств разрабатываемых горных пород.

Операции рабочего цикла: снятие стружки и набор породы перед отвалом, перемещение с грузом и холостой ход.

Рабочая скорость движения бульдозера изменяется от 1,5 км/ч при мощности 73,5 кВт до 5 км/ч при мощности более 184 кВт. Скорость движения бульдозера при наборе породы перед отвалом составляет 0,3–0,7 м/с.

Объем породы перед отвалом также зависит от мощности бульдозера и изменяется от 2 до 15 м³. Его можно определить по формуле

$$V = \frac{Bh^2}{2\text{tg}\alpha},$$

где B – ширина отвала, м;
 h – высота отвала, м;
 $\alpha = 35\text{--}60^\circ$ – угол откоса породы перед отвалом.

Производительность бульдозера на разработке горных пород может быть определена по формулам:
теоретическая (м³/ч)

$$Q_{\text{т}} = Vv,$$

техническая (м³/ч)

$$Q_t = Q_{\text{т}}k_{\text{п}},$$

эксплуатационная – за смену (м³/смену) и за год (м³/год):

$$Q_{\text{см}} = Q_t T k_{\text{и}},$$

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где V – объем породы перед отвалом, м³;

v – число рабочих циклов в час;

$k_{\text{п}}$ – коэффициент производительности $k_{\text{п}} = k_{\text{у}}/k_{\text{р}}$;

$k_{\text{у}}$ – коэффициент, учитывающий влияние уклона поверхности забоя (при работе на подъеме 5, 10, 15% $k_{\text{у}}$ принимается соответственно равным 0,67; 0,5; 0,4. При работе под уклон 5, 10, 15, 20% $k_{\text{у}}$ соответственно равен 1,33; 1,94; 2,25; 2,68);

$k_{\text{р}} = 1,2\text{--}1,4$ – коэффициент разрыхления породы перед отвалом;

T – длительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ = 0,8–0,9 – коэффициент использования бульдозера в течение смены;

n – число смен в сутки;

N – число рабочих дней работы в году.

Число работы смен в год по нормам Гипроцветмета приведено в табл. 3.13.

Производительность бульдозера по патрулированию дорог (км/ч) определяется скоростью его движения и коэффициентом использования, который принимается несколько ниже, чем при разработке горных пород ($k_{\text{и}} = 0,6\text{--}0,7$).

Максимальные уклоны (%), преодолеваемые бульдозерами, составляют с наполненным отвалом на подъем 15–18%, с порожним отвалом 35–40%, при спуске в обоих случаях 45%. Уклон в поперечном направлении допускается до 30%.

Техническая производительность (м³/ч) бульдозера на планировочных работах при рекультивации или в забой может быть определена по формуле

$$Q = (B - b)vk,$$

Таблица 3.13

Тип бульдозера	Рабочая неделя								
	непрерывная			шестидневная			пятидневная		
	три смены в сутки			три смены в сутки			две смены в сутки		
	Районы								
северные	средней полосы	южные	северные	средней полосы	южные	северные	средней полосы	южные	
На базе тракторов 73,5–95,6 кВт	820	857	882	685	715	737	391	408	421
На базе тракторов 132 кВт	791	828	852	661	691	713	377	394	406
На базе тракторов 184 кВт	844	881	904	705	735	757	402	420	431

где b – ширина перекрытия полос при планировании поверхности, м;
 $v = 1–3,5$ км/ч – рабочая скорость движения бульдозера при планировании;
 $k = 0,7–0,75$ – коэффициент, учитывающий развороты бульдозера или холостой ход.

3.14. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД КОВШОВЫМИ ПОГРУЗЧИКАМИ

Одноковшовые погрузчики применяются на карьерах в качестве выемочно-погрузочного, выемочно-транспортного и вспомогательного оборудования.

В качестве выемочно-погрузочного оборудования наибольшее распространение они получили на карьерах с автомобильным транспортом.

В качестве вспомогательного оборудования погрузчики используются так же, как и бульдозеры для зачистки забоев, очистки дорог от снега, просыпи и при ремонте дорог.

Основные преимущества погрузчика – мобильность и автономность привода, поэтому его применение наиболее эффективно в период освоения месторождения и на карьерах с непродолжительным сроком существования.

За рубежом погрузчики на карьерах используются достаточно широко.

Погрузчики выпускаются с ковшом вместимостью от $0,5 \text{ м}^3$ до 23 м^3 на гусеничном и колесном ходу. Последние называются автопогрузчиками (табл. 3.14).

Таблица 3.14

Наименование параметров	МОДЕЛИ ПОГРУЗЧИКОВ										Производитель
	МоАЗ-40484	БелАЗ-7822	АМКОДОР			ДЗЗ65	В-138	В-160	ТО-40	ПК-60.01	
Емкость основного ковша, м^3	3,7	6	342В	352	361	3,5	2,1	3,4	4,2	3,5	5,5–6
Грузоподъемность, т	7,5	10	4	5	6	6,3	3,8	6,2	7,3	6	12
Мощность двигателя, кВт	220 или 256	312 или 365	109	132	173	170	132	158 или 176	243	175	382
Тип трансмиссии	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ	ГМТ
Максимальная скорость движения, км/ч	45	35	33,4	35	36	29	30	35	35	40	26
Максимальное вырывное усилие, кН	224	330	117	149	170	170	120	170	190	180	380
Высота разгрузки, мм	3300	4060	3070	3070	3215	3215	3200	3250	3250	3070	4100
Ширины	26,5x25	35/65–33	20,5–25	20,5–25	23,5–25	23,5–25	20,5–25	23,5–25	26,5–25	26,5–25	35/65–33
Эксплуатационная масса, т	29,5	53	11,7	13,5	20,5	20,9	14,6	20,1	27,3	22	48
Предприятие-изготовитель	Республика Беларусь Могилевский автозавод	Республика Беларусь Белорусский автозавод	Республика Беларусь, ОАО «Амкдор»			ОАО «Орловский завод дорожных машин»	ЗАО «Челябинские строительные и дорожные машины»		ОАО «Промтрактор»		

Технология выемки погрузчиками мягких или взорванных горных пород заключается во внедрении ковша в нижнюю часть забоя и наполнении его при подъеме гидравлической системой погрузки с одновременным его поворотом в горизонтальной плоскости.

Напор ковша на забой осуществляется ходовыми механизмами погрузчика. После наполнения ковша погрузчик выезжает из забоя, поднимает ковш на высоту разгрузки и опрокидыванием разгружает его в средства транспорта или в бункер.

Высота забоя при разработке погрузчиком принимается от 8 до 15 м. Ширина забоя не ограничивается, так как погрузка может осуществляться из любого его места.

Производительность погрузчика зависит от вместимости ковша, технологии разработки забоя, дальности транспортирования и определяется по тем же зависимостям, что и для экскаватора.

Длительность рабочего цикла погрузчиков при разработке забоев, по данным акад. К.Н. Трубецкого, составляет при вместимости ковша 2–3 м³ 50–52 с, 4–6 м³ 54–56 с, 7,5–12,5 м³ 57–62 с, 15–20 м³ 66–70 с.

Коэффициенты наполнения и разрыхления породы в ковше изменяются в зависимости от степени дробления горных пород и составляют $k_n = 1,2–1,35$ и $k_p = 1,1–1,25$. Чем выше степень дробления, тем выше коэффициент наполнения ковша, но меньше коэффициент разрыхления ее в ковше.

Коэффициент использования погрузчиков на выемочно-погрузочных работах $k_{и} = 0,8$.

При погрузке в транспортные средства, в частности в автосамосвал, прямо в забое оптимальное соотношение между вместимостью кузова самосвала и ковша погрузчика находится в диапазоне от 2 до 4.

При использовании погрузчика в качестве экскавационно-транспортного средства рациональное расстояние от забоя до бункера конвейерного подъемника, дробилки или устья рудоспуска составляет 0,1–0,5 км.

3.15. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД КОМБАЙНАМИ

Для разработки плотных и полускальных пород и особенно угля и руды используются комбайны, обеспечивающие по принципу действия одновременную непрерывную выемку и погрузку горной массы. По аналогии с комбайнами для проходческих работ в подземных условиях они эффективно работают в породах с прочностью на одноосное сжатие

до 180–200 МПа. В породах с коэффициентом крепости 12–14 по шкале проф. М.М. Протодьяконова вследствие поточности производства и отсутствия буровзрывной подготовки горной массы затраты на разработку почти в 2 раза ниже. В настоящее время они успешно используются для добычи строительных материалов, угля, фосфоритов, бокситов, гипса. В Якутии проведены успешные испытания фрезерного комбайна для разработки кимберлита.

Прообразом современных комбайнов для открытых горных работ является экскаватор с фрезой Н.Г. Громонщикова.

Современные комбайны различаются принципом действия, конструкцией и расположением рабочего органа (табл. 3.15). Они изготавливаются в Германии, США, Англии, Австрии, Японии и Швеции.

К первой группе относятся комбайны с рабочим органом в виде цилиндрической фрезы, расположенной в центре в нижней части опорной рамы между передними и задними гусеницами. Фреза представляет собой шнековый барабан, оснащенный штыревыми зубками, расположенными по винтовой линии и армированными вставками из кобальто-вольфрамового твердого сплава. Вращение фрезы может осуществляться как в направлении движения комбайна, так и против (рис. 3.25). Число зубков, их тип, расстояние между ними зависит от физико-механических

Таблица 3.15

Конструктивное исполнение комбайна	Расположение рабочего органа	Тип рабочего оборудования	Тип комбайна, фирма-изготовитель
Комбайн с фрезерным рабочим органом	Центральное с жестким креплением	Фрезерный с зубками	«Изи-Майнер Хьюрон», СМ «Виртген»
	Впереди машины с жестким креплением	Фрезерный с резцами	«Си-Майнер Порат» и «Везерхютте»
Комбайн с роторным рабочим органом	Впереди машины	Ковшовый с зубками на кромке	«Мако-Нелли Питсбург», КСМ «Крупп»
Комбайн со струговым рабочим органом	Сбоку вертикально или в центре горизонтально	Струг с резцами	«Холланд Лодер»
Стреловой комбайн с фрезерным рабочим органом	На одной стреле	Две продольные режущие головки	«Вестфалия Лунен»
	На двух стрелах	По одной поперечной режущей головке	«Доско»
	На гидроцилиндре	Барабан с резцами	«Рахко», «Вест-Алпине»

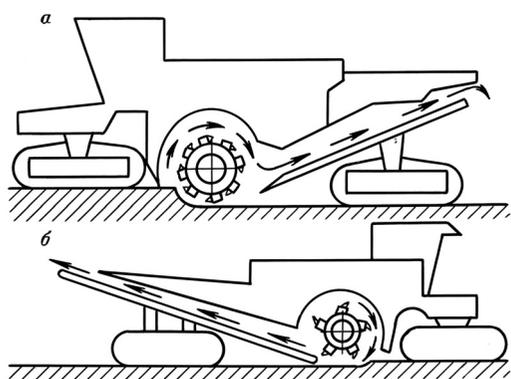


Рис. 3.25. Принцип работы фрезерных комбайнов:
а – фирмы «Виртген»; б – фирмы «Хьюрон»

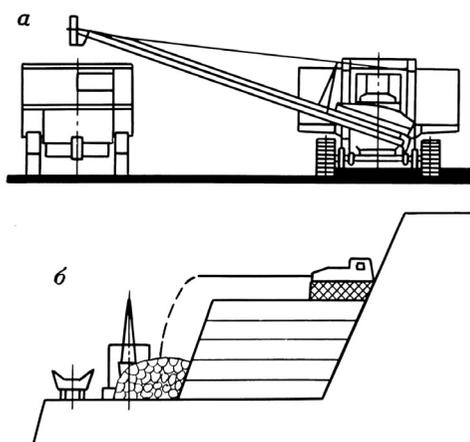


Рис. 3.26. Технология разработки горных пород
фрезерными комбайнами:
а – автотранспортом; б – в штабель

Срок службы комплекта резцов при двухсменной работе 2 месяца.

Модель 4200 SM/1600 снабжена автоматической системой, поддерживающей заданную глубину резания. На режущем барабане расположены датчики для обнаружения различия между полезным ископаемым и породой, например углем и породным прослойком. По данным

свойств горных пород, необходимого состава горной массы по крупности и устанавливается применительно к конкретным природным условиям месторождения. Разрушенная горная порода со средним размером куса до 300 мм конвейером загружается в транспортные средства или в штабель вдоль полосы выемки, из которого горная масса погрузчиком или экскаватором загружается в транспорт (рис. 3.26).

Наиболее известные комбайны этого типа выпускает немецкая фирма «Виртген». Используя опыт изготовления дорожных машин для фрезерования старых дорожных покрытий из бетона и асфальта, они создали ряд комбайнов для карьеров с шириной фрезы 1900–4200 мм, глубиной фрезерования за один проход от 150 до 600 мм и теоретической производительностью до 1700 т/ч.

фирмы комбайном больших моделей можно вести работы при наличии твердых включений крепостью до 20 по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Американская фирма «Хьюрон» выпускает фрезерные комбайны, которые используются для разработки плотных глин, сланцев и угля. Комбайн этой фирмы EM-1224 обрабатывает слой толщиной 0,6 м. Расположенный в центре машины барабан, оснащенный резцами, отделяет породу от массива путем скола под действием массы машины, дробит и передает его на погрузочный конвейер. Перемещается комбайн на четырех гусеницах, уровень которых устанавливается гидроцилиндрами. При работе гусеницы одной стороны находятся на поверхности обрабатываемого слоя, другой – на основании слоя. При добыче угля производительность комбайна составила 2360 т/ч.

Модель «Юниматик» фирмы «Юнит Риг» (США) позволяет обрабатывать слой горных пород средней крепости и угля 1,22–2,44 м по высоте и 4,6 м по ширине со скоростью 26,8 м/мин.

Фрезерные комбайны с передним креплением рабочего органа позволяют разрабатывать массив горных пород уступами высотой 1,8–2,5 м, шириной захвата 7–7,6 м и производительностью 550–2100 т/ч (рис. 3.27).

Подобные комбайны серии «Континнус Майнер» выпускают немецкие фирмы «Везерхютте» и «Порат». Режущий инструмент – резец сдвигового типа, который обычно используется в комбайнах для проведения подземных горных выработок. Тип и количество резцов на двухстороннем барабане устанавливается для конкретных пород. Срезанная порода подается боковыми частями шнекового валика к середине рабочего органа откуда через отверстие в упорном щите поступает на погрузочный конвейер.

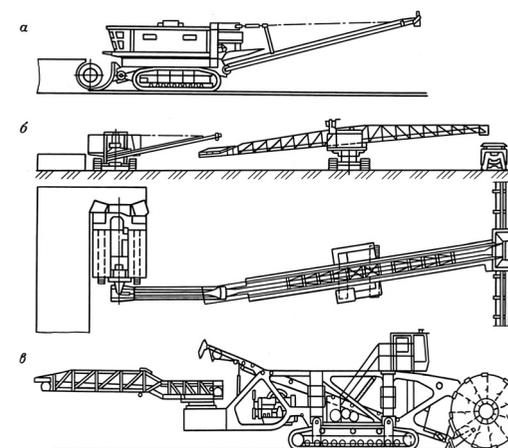


Рис. 3.27. Комбайны с передним креплением рабочего органа:
а – фрезерный фирмы «Си-Майнер»;
б – его вид сбоку и в плане; в – роторный фирмы «Саттервиг»

Рабочий орган поднимается и при необходимости наклоняется в поперечном направлении гидроцилиндрами.

Переднее расположение рабочего органа позволяет производить разработку горизонтов обычной технологией – уступами, как и ковшовой техникой, проходить траншеи, легко производить осмотр состояния рабочего органа и замену резцов. Работа с конвейерным транспортом обеспечивает поточную технологию разработки горных пород средней крепости.

Аналогичные по форме, но с рабочим органом, расположенным впереди машины в виде цилиндрического ротора с резцами на кромках ковшей, немецкой фирмой «Крупп» изготавливаются комбайны типа «Sammerburn» для разработки пород средней крепости.

По сравнению с традиционными роторными экскаваторами этой же фирмы эти комбайны имеют в 5–6 раз более высокие усилия копания при разработке массива горных пород. Высота разрабатываемого уступа от 2,2 до 2,7 м, ширина заходки от 4,3 до 7,1 м, производительность по угляю от 880 до 3500 т/ч.

Комбайн со струговым рабочим органом представляет собой конструкцию из двух тягачей, между которыми расположен струг с конвейером (рис. 3.28). При движении с поверхности массива стругом срезается стружка горной породы толщиной до 0,5 м, которая попадает на конвейер и загружается в средства транспорта, в штабель вдоль трассы движения струга или через отвалообразователь при разработке горизонтальных пластовых месторождений во внутренней отвал.

Сам струг представляет собой вертикальный лемех с поперечным или диагональным расположением, оснащенный режущими элементами, отделяющий породу от массива с использованием эффекта обрушения, или горизонтальный лемех, отделяющий от массива слой необходимой толщины. В некоторых конструкциях стругов,

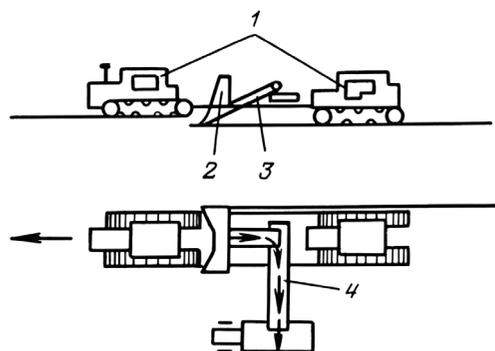


Рис. 3.28. Схема комбайна со струговым рабочим органом:

1 – тракторные тягачи; 2 – струг;
3 и 4 – конвейеры

предназначенных для уменьшения усилий на отделение от массива, предусматриваются по краям лемеха вертикальные штанги с резцами, при вращении которых образуются щели.

Производительность стругов при разработке плотных горных пород достигает 2600 м³/ч, а затраты в 2 раза ниже по сравнению с разработкой скреперами.

Стреловые комбайны с фрезерным рабочим органом позволяют производить разработку массива горных пород забоями аналогично ковшовым экскаваторам. Отделенная рабочим органом от массива порода попадает на погрузочную плиту, с которой загружающими устройствами подается на конвейер. В практике горного производства стреловые комбайны с фрезерным рабочим органом широко используются для проведения подземных горных выработок в полускальных и даже скальных массивах без взрывных работ.

По способу внедрения в массив и направлению перемещения рабочие органы стреловых комбайнов делят на два типа: с продольным и поперечным перемещением. У первых головка вращается вокруг продольной оси стрелы, главное перемещение стрелы перпендикулярно к оси вращения режущей головки. У вторых ось вращения головки перпендикулярна к оси стрелы. Главное направление перемещения стрелы совпадает с направлением оси вращения головки.

Продольно расположенные головки имеют конусную, сферическую или шнековидную форму, а поперечные – форму цилиндра, штанги или набора дисков, оснащенных резцами. Скорость вращения режущих головок обеспечивает оптимальную для резания горных пород линейную скорость резцов в пределах 1–3,5 м/с, более высокая скорость при работе в крепких породах ведет к увеличению износа резцов и пылеобразованию.

Разрушение породы осуществляется за счет напорного усилия, создаваемого комбайном, и вращательного движения режущей головки. При продольных головках разрушение горной породы между врубовыми щелями производится в результате усилий от перемещения стрелы комбайна.

Оба типа рабочих органов оснащают однотипными резцами. Форма, размеры резцов и тип твердого сплава зависят от прочности и абразивности горных пород. Для резания крепких горных пород обычно используют тангенциально расположенные круглые или остроконечные резцы.

Комбайны с поперечно расположенными головками более устойчивы в работе, имеют более сложный набор резцов и применяются для

трудно разрушаемых пород. Комбайны с продольно расположенными головками отличаются меньшей сложностью в наборе резцов, могут оснащаться головками ударно-скалывающего действия, иметь одну или две стрелы, поэтому при возможности осуществления крупного скола между врубными щелями достигается более высокая производительность.

Стреловые комбайны позволяют получать в забое любой необходимой состав горной массы по крупности и куски разрушенной горной породы размером до 500–600 мм и могут работать с любым видом транспорта (рис. 3.29).

Наиболее известными фирмами, выпускающими стреловые комбайны для открытых горных работ, являются немецкая «Вестфалия Лунен», австрийская «Вест-Алпине», американская «Рахко» и английская «Доско».

Комбайн ВАФ-170 немецкой фирмы с двумя поперечно расположенными на поворотной стреле головками, нагребающими лапами на погрузочный скребковый конвейер разрабатывает горные породы

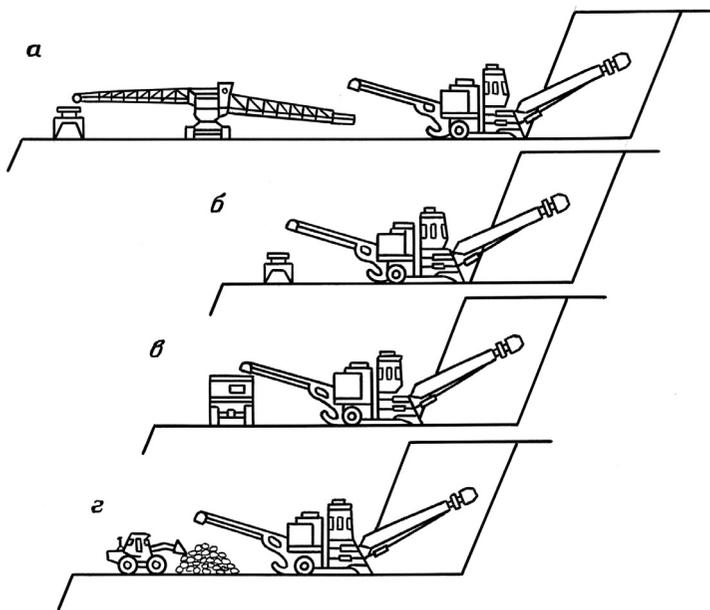


Рис. 3.29. Технологические схемы работы фрезерных стреловых комбайнов:

а – с конвейерным транспортом через перегружатель; б – с конвейерным транспортом; в – с автомобильным; г – с погрузчиком

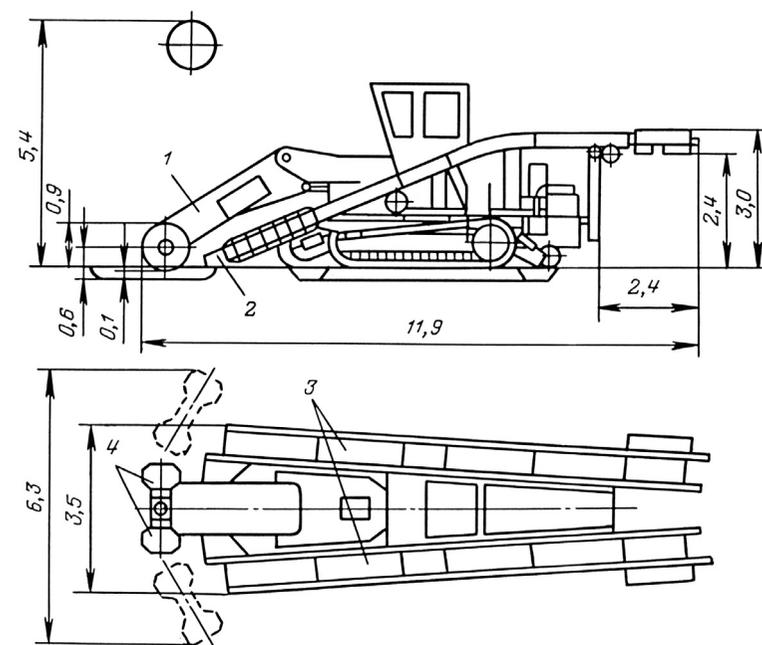


Рис. 3.30. Стреловой фрезерный комбайн ВАФ-170 фирмы «Вестфалия Лунен»:

1 – стрела; 2 – погрузочный механизм; 3 – конвейер; 4 – фрезерные головки

с пределом прочности до 100–1200 МПа при высоте забоя 5,5 м, ширине захвата 6,3 м и производительности 300 т/ч (рис. 3.30). Австрийская фирма выпускает серию фрезерных стреловых комбайнов с неповоротной стрелой с поперечно расположенными режущими головками с вращательно-вибрационными действиями производительностью от 400 до 2300 м³/ч по целику крепостью до 100 МПа. Комбайн сконструирован по модульному принципу, поэтому легко и быстро монтируется и демонтируется, привод электрический или дизельный. Высота забоя от 4 до 24,6 м, ширина захвата от 5 до 43,6 м (рис. 3.31). Наиболее производительная работа с конвейерным транспортом. В сравнении с традиционным оборудованием применение стреловых комбайнов данного типа наиболее эффективно в достаточно крепких породах (рис. 3.32).

Американский стреловой комбайн СМЕ-12 имеет рабочий орган в виде фрезерного барабана, способного разрабатывать горную породу уступами высотой до 4,8 м, с шириной захвата 3,6 м и производительностью 800 т/ч.

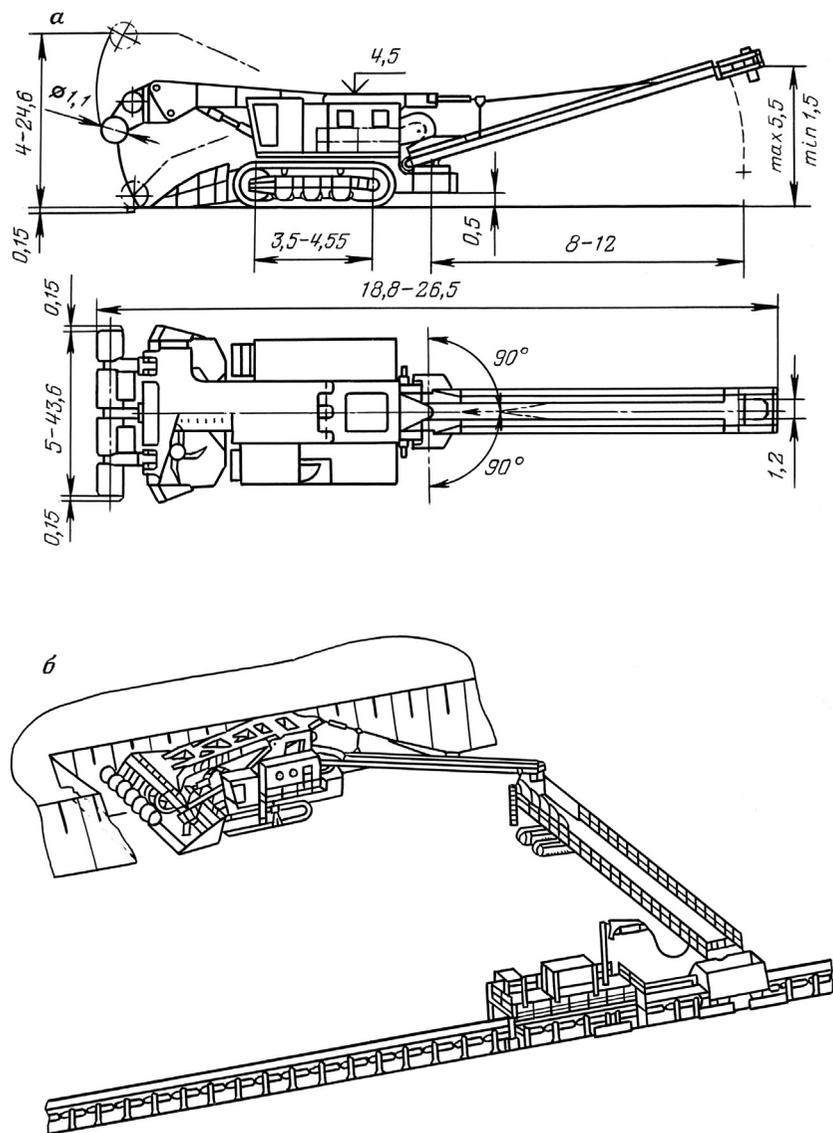


Рис. 3.31. Габариты фрезерного стрелового комбайна фирмы «Вест-Алпине» (а) и технологическая схема его работы с конвейерным транспортом (б)

Фрезерный стреловой комбайн ТВ-3000 английской фирмы «Доско» является наиболее крупным стреловым комбайном в мире. Он способен разрабатывать полускальные и скальные горные породы с пределом прочности на сжатие 160–180 МПа, производительностью до 690 т/ч, уступами высотой 5 м, с шириной захвата 9 м, обеспечивая кусковатость горной массы 0–600 мм. Рабочие органы в виде продольных режущих головок расположены на двух стрелах. Привод головок, вращающихся навстречу друг другу, индивидуальный от электродвигателей. Привод стрел гидравлический, который обеспечивает независимое или синхронное движение.

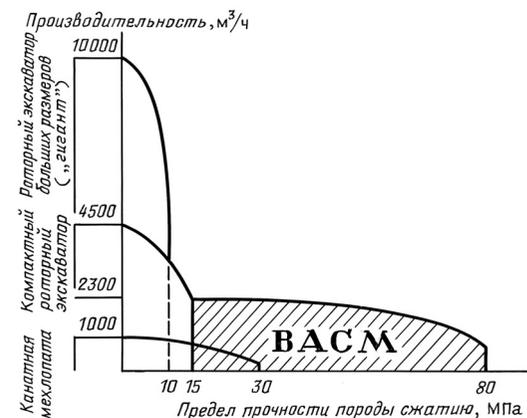


Рис. 3.32. График эффективного фрезерования комбайном серии VACM фирмы «Вест-Алпине» с производительностью традиционного выемочно-погрузочного оборудования в породах различной крепости

3.16. ПЛАНИРОВАНИЕ, ОРГАНИЗАЦИЯ И РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

Планирование выемочно-погрузочных работ заключается в определении места и объема горной массы для конкретной экскавационной машины в соответствии с проектом и планом горных работ на карьере при соблюдении технологических требований безопасной работы и минимума затрат. План включает: маркшейдерские планы горизонта, работы выемочно-погрузочной машины, энергетические и транспортные коммуникации, технологический паспорт и расчет необходимых материалов. В некоторых случаях, особенно при работе выемочно-погрузочной машины с железнодорожным или конвейерным транспортом, где работа связана с цикличностью, составляется циклограмма (планограмма). Она включает все основные экскавационные и вспомогательные работы, необходимые для производительной и безопасной работы,

связанной с подготовкой горных пород, разборкой и передвижкой транспортных и энергетических коммуникаций.

Целью организации выемочно-погрузочных работ является обеспечение качественного, экономичного и безопасного выполнения плановых объемов в течение смены. Она выполняется для конкретного экскавационного блока с его природными характеристиками в соответствии с установленной технологией и требованиями проекта карьера.

Организация работ в виде паспорта забоя связана с выемочно-погрузочной машиной и транспортом и включает в себя:

- ✧ указание уровня рабочего горизонта и его уклонов;
- ✧ параметры экскавационной заходки в массиве или в развале горной массы;
- ✧ величину стружки или толщины слоя наполнения ковша при экскавации;
- ✧ разрушение негабаритов;
- ✧ зачистку забоя от просыпи;
- ✧ перенос электрокабелей;
- ✧ регламентированный объем загрузки транспортных средств;
- ✧ освещение забоя;
- ✧ пылеподавление;
- ✧ работы, связанные с обслуживанием машины.

Современные экскавационные машины оборудованы средствами контроля и управления процессом экскавации, например мощные многоковшовые экскаваторы, имеют автоматический или телеметрический контроль загрузки ковшей, усилий черпания, фрезерные комбайны – толщины стружки. Разработаны системы оптимизации режима резания горных пород в зависимости от изменяющихся свойств массива. Для механических лопат разработаны приборы, позволяющие по расходу энергии контролировать состояние взорванной горной массы, состав по крупности. Автоматические средства контроля и управления позволяют стабилизировать выемочно-погрузочный процесс, исключить аварии, связанные с перегрузками, и обеспечить минимум затрат.

Расчеты затрат на выемочно-погрузочные работы на карьере производятся по фактическим затратам труда, энергии, горючего, инструмента и материалов в смену или на 1 м³ экскавируемой горной массы.

Эксплуатационные затраты включают в себя:

- ✧ затраты на экскавацию горной массы (заработная плата, энергия, инструменты, канаты, смазочные материалы);

- ✧ затраты на вспомогательные работы: зачистка забоя, передвижка электрокоммуникаций, механическое разрушение негабаритов, освещение.

Контрольные вопросы

1. Цель выемочно-погрузочного процесса.
2. Механизация выемочно-погрузочных работ.
3. Технология выемки горных пород роторными, многоковшовыми экскаваторами, механическими лопатами, драглайнами, скреперами, бульдозерами, комбайнами.
4. Область применения каждого вида выемочно-погрузочной машины.
5. Технологические параметры забоев выемочно-погрузочных машин.
6. Производительность выемочно-погрузочной машины.

Проблемы для исследования

1. Рассмотрение диапазона разработки горных пород по крепости при помощи техники непрерывного действия.
2. Увеличение степени использования многоковшовых экскаваторов.
3. Создание принципиально новых средств выемочно-погрузочной техники для карьеров с мягкими и крепкими горными породами.

Темы практических и лабораторных работ

1. Расчет параметров забоев выемочно-погрузочных машин.
2. Определение эксплуатационной производительности экскаваторов и погрузчиков.
3. Изучение на макетах и объемное построение на моделирующем стенде забоев выемочно-погрузочных машин.

Глава 4

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ**4.1. ПЕРЕВОЗКА КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ
ТРАНСПОРТОМ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ**

Транспортирование карьерных грузов является наиболее энергоемким и, следовательно, дорогим производственным процессом на карьерах. В общих затратах на разработку месторождений открытым способом на долю транспорта приходится 60–70%.

Исходя из существа открытых горных разработок, перевозке подлежат: пустые породы, полезное ископаемое, некондиционное полезное ископаемое и материалы для производства горных работ.

Транспортирование на карьере отличается большой специфичностью, которая заключается:

- ✦ в постоянстве направления перемещения грузов и относительной стабильности расстояния перемещения в течение определенного периода;
- ✦ в большой интенсивности движения;
- ✦ в сложности трасс как в профиле, так и в плане их нестационарности, т. е. необходимости перемещения их вслед за горными работами в карьере и на отвалах;
- ✦ в различии свойств перемещаемой горной массы, характеризующейся в скальных породах большим диапазоном плотности, абразивностью, различной кусковатостью, а в мягких породах – влажностью, налипаемостью, но во всех случаях динамическими нагрузками при загрузке транспортных сосудов.

Для перевозки карьерных грузов используются почти все известные виды транспорта:

- ✦ непрерывного действия (конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги);
- ✦ циклического действия (железнодорожный, автомобильный, скиповый, гравитационный, грузоподъемные устройства).

Каждый вид транспорта обладает своей специфичностью, поэтому для эффективного использования в зависимости от горнотехнических условий он может применяться в грузопотоках в единственном виде или в комбинации с другими.

В настоящее время наибольшее количество горной массы на карьерах перевозится автомобильным и железнодорожным транспортом.

Транспорт непрерывного действия наиболее эффективный. Он обеспечивает поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Сочетание его с выемочно-погрузочной и отвалообразующей техникой позволяет создавать полностью автоматизированные высокопроизводительные комплексы для разработки горных пород. Пример таких комплексов – роторные или многоковшовые экскаваторы, с конвейерным транспортом, с транспортно-отвальным мостом или отвалообразователем, гидравлические комплексы из гидромониторов или земснарядов и трубопроводного гидравлического транспорта, а также драги, которые включают в себя и обогатительное оборудование.

Применение комплексов непрерывного действия для разработки горных пород на карьерах упрощает грузопотоки и повышает степень использования оборудования на карьере.

4.2. КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Конвейерный транспорт является относительно молодым видом транспорта на карьерах, хотя для перемещения пород, особенно сыпучих, он используется давно.

На карьерах для транспортирования мягких, дробленых, скальных и полускальных горных пород получили распространение ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной породы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством. Лента при своем движении опирается на роликовые опоры, которые закреплены на раме конвейера. Для транспортирования мягких горных пород применяются конвейеры с жесткими неподвижными роликоопорами, для скальных и полускальных пород – роликоопоры на гибких подвесках или опирающиеся на специальные тележки.

Для уменьшения нагрузки на конвейерную ленту применяют дополнительные тяговые органы в виде канатов (канатно-ленточный конвейер), цепей и тележек (колёсно-ленточный конвейер). В этом случае лента служит только как емкость для размещения горной массы.

Конвейер состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты и конструктивных особенностей конвейера.

Перегрузка горной массы с одного става на другой предусматривается через консоль одного става в бункер другого.

По назначению и месторасположению в карьере конвейерный транспорт разделяется на забойный, сборочный, подъемный, магистральный и отвальный (рис. 4.1).

Забойные конвейеры располагают на рабочей площадке уступа. Они предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера.

Вследствие того, что фронт работ в карьере постепенно подвигается, конструкции забойных секций конвейеров предусматривают параллельное их перемещение с помощью специальной техники (турнодозеров) или самостоятельно с помощью гусеничного или шагающего хода.

Сборочные (передаточные) конвейеры располагают в торцевых частях карьера. Они предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику. Сборочные конвейеры перемещают вслед за забойными конвейерами параллельно их оси. Их передвижка предусматривается по рельсам или на гусеничном ходу.

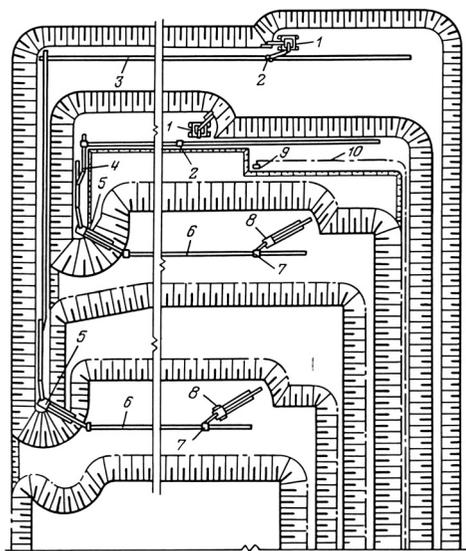


Рис. 4.1. Схема размещения конвейерного комплекса на карьере:

1 – роторные экскаваторы; 2 – загрузочные бункера; 3 – забойный конвейер; 4 – сборочный конвейер; 5 – консольные отвалообразователи; 6 – отвальный конвейер; 7 – перегрузочный бункер; 8 – отвалообразователи; 9 – добычной экскаватор; 10 – ось транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого

Подъемные конвейеры располагают в нерабочей или временно нерабочей зоне карьера (в траншеях или подземных наклонных выработках). Они предназначены для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Подъемный конвейер принимает горную массу от сборочного конвейера при обычной конструкции под углом до 18° , а при специальной – до 50° и транспортирует ее по борту карьера на поверхность. Подъемный конвейер имеет более мощный привод и конструкцию, предусматривающую практически стационарное его расположение. Эффективность и безопасность транспортирования скальной горной массы под углом более 14° и мягких горных пород под углом более 18° обеспечиваются рифлением поверхности ленты, использованием прижимной ленты или цепной сетки, которые препятствуют скатыванию породы при движении ее под наклоном.

Магистральные конвейеры располагают на поверхности карьера и имеют стационарную конструкцию. Они предназначены для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого – на обогатительную фабрику или к складам.

Отвальные конвейеры располагают на отвалах. По характеру своей работы они аналогичны забойным конвейерам, т. е. перемещаются вслед за отвальным фронтом. Конструкции конвейеров предусматривают работу их в комплексе, куда входят перегрузатели и отвалообразователи. Перегрузатель выполняет функцию передаточного органа от экскаватора до забойного конвейера или от забойного конвейера к сборочному с одного горизонта на другой. Он конструктивно выполнен как самоходное устройство на гусеничном или шагающем ходу с приемным устройством и консольным расположением перегрузочного конвейера, который может принимать угол наклона до 18° . В горизонтальной плоскости приемное устройство и перегрузочная консоль могут разворачиваться на 60° .

В конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород от забоя входит самоходный приемный бункер с грохотильной или дробильной установкой для приема горной массы от выемочно-погрузочной машины в забое и подготовки ее к транспортированию ленточными конвейерами простым отсевом негабаритных кусков или дополнительным её дроблением до кондиционного состава по крупности (рис. 4.2).

При комбинированном автомобильно-конвейерном транспорте полускальных и скальных горных пород в конвейерный комплекс входит стационарная или полустационарная дробилка, которую устанавливают на борту карьера (рис. 4.3). Горную массу из забоя доставляют

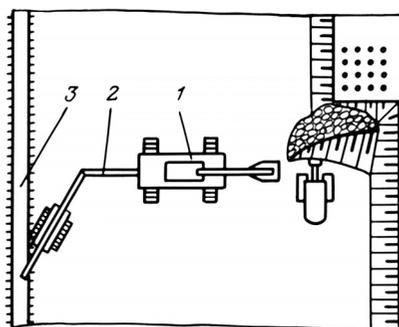


Рис. 4.2. Конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород: 1 – передвижная дробилка; 2 – перегружатель; 3 – конвейер

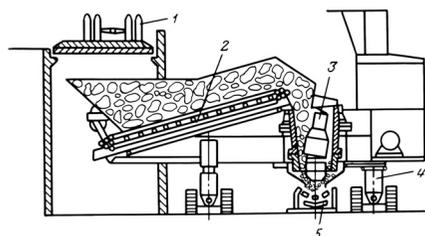


Рис. 4.3. Полустационарная дробилка на перегрузочном пункте: 1 – автосамосвал; 2 – питатель; 3 – дробилка; 4 – ходовая тележка; 5 – конвейер

автомобильным транспортом до дробилки и после неё пустую породу транспортируют подъемным конвейером на борт карьера и дальше магистральным конвейером на отвал, полезное ископаемое – на обогатительную фабрику. Степень дробления горных пород в дробилке определяется конструкцией конвейера.

Конструкция отечественных подъемников конвейеров допускает максимальный размер кусков породы 400 мм.

Технологическими параметрами конвейера являются производительность, длина конвейерного става, угол наклона, мощность привода, при этом также учитываются ширина и скорость движения ленты.

Техническая характеристика конвейерных установок приведена в табл. 4.1.

За рубежом наиболее крупные конвейерные комплексы для открытых разработок выпускаются в Чехии, ФРГ и США.

Таблица 4.1

Показатели	Конвейер				
	КЛ-500	КЛЖ-800	С-1600	КЛМЗ	НКМ-3
Ширина ленты, мм	1000	1200	1600	1200	1800
Скорость движения, м/с	2,26	2,58	1,6–3,15	3,6	4,35
Производительность, т/ч	500	800	1600–3150	1950*	5000*
Длина конвейерного става, м	400	800	1100	800	500
Мощность привода, кВт	75	150	400–800	400	1500

4.3. КРУТОНАКЛОННЫЕ КОНВЕЙЕРЫ И ПЕРЕГРУЖАТЕЛИ

Совершенствование конвейерного транспорта производится во всех направлениях, которые отвечают его наибольшему преимуществу – поточности.

Исследования показывают, что наибольшей эффективностью транспортирования горной массы из карьера под большим углом наклона имеют конвейеры с прижимной лентой, с поперечными перегородками и гофрированными бортами и трубчатые (рис. 4.4).

Впервые конвейер с прижимной лентой был создан в 1953 г. немецкой фирмой «Лаухаммер». Основными его достоинствами являются:

возможность транспортирования горной массы с глубины до 500 м под углом до 90°, возможность использования одного конвейерного става при переменном профиле трассы, когда прижимная лента устанавливается только на крутонаклонном участке, простота конструкции и возможность использования обычных гладких лент любой ширины из резины с прокладками из нейлона, полиамида или стальных тросиков. Прижатие покрывающей ленты осуществляется роликовыми модулями или пневматическими устройствами.

Наиболее известными фирмами, выпускающими крутонаклонные конвейеры, являются американские «Континенталь конвейер энд эквипменд» и «Гудрич».

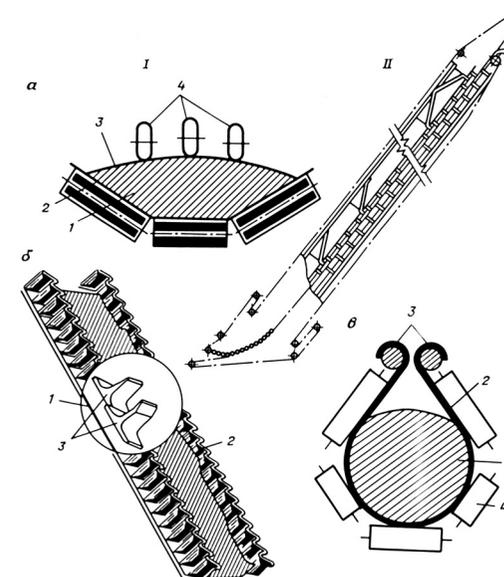


Рис. 4.4. Конструктивные схемы крутонаклонных конвейеров: а – с прижимной лентой: I – сечение; II – профиль; 1 – порода; 2 – несущая ветвь конвейера; 3 – покрывающая ветвь конвейера; 4 – прижимные ролики; б – с поперечными перегородками: 1 – основание ленты; 2 – боковые стенки; 3 – перегородки; в – трубчатый конвейер: 1 – порода; 2 – конвейерная лента; 3 – трос; 4 – прижимные ролики

Производительность установки зависит от профиля трассы, транспортируемого материала и достигает 2900 т/ч при крупности кусков до 300 мм.

Крутонаклонный конвейер с поперечными перегородками имеет бельтинговую основу с армированной сеткой из стального корда для поперечной жесткости при большой ширине ленты. Горизонтальная устойчивость достигается за счет поперечных перегородок различной формы в зависимости от конкретных условий, вида и угла подъема горной массы. По краям ленты по всей ее длине имеются резиновые борты. Загрузочная часть такого конвейера располагается на горизонтальном участке, угол наклона подъемного участка может достигать 90° , скорость движения ленты от 2,3 до 8 м/с.

Крутонаклонный конвейер с поперечными перегородками немецкой фирмы «Флексвал» позволяет транспортировать горную массу крупностью до 500 мм на высоту до 500 м со скоростью 8 м/с и производительностью 2 тыс. т/ч, при высоте подъема 50 м производительность конвейера составляет 10 тыс. т/ч горной массы.

Трубчатые или канатно-ленточные конвейеры позволяют транспортировать горную массу любой крупности вплоть до пылеобразной и водонасыщенной. Конструкция такого конвейера предусматривает придание с помощью роликоопоры конвейерной ленте в поперечном сечении формы петли или кольца, располагающихся вокруг свернутой ленты. Привод и натяжение ленты осуществляется обычным способом – концевыми барабанами, где лента развернута в плоскость. Загрузка трубчатого конвейера производится около концевого барабана как у обычного ленточного конвейера. Диаметр свернутой в трубу ленты от 100 до 850 мм (в 3 раза меньше обычного ленточного конвейера равной производительности). Для транспортировки обычно используют 75% поперечного сечения трубы, что соответствует максимальному размеру транспортируемых кусков до $1/3$ диаметра. При уменьшении степени загрузки возможно транспортирование кусков размером $2/3$ диаметра трубы. Угол наклона конвейера из гладкой ленты 30° , с перегородками до 50° . Возможная производительность конвейера от 710 до 7300 м³/ч при максимальном размере куска от 100 до 400 мм определяется лентой шириной от 900 до 2400 мм, диаметром трубы 350–850 мм, скоростью транспортирования от 2,9 до 5 м/с.

Трубчатый конвейер может транспортировать горную массу по криволинейной траектории с радиусом поворота, равным 300 диаметрам трубы. При длине конвейера до 1 км применяются ленты с нейлоновыми прокладками, при большей длине – резиновых.

В последние годы для уменьшения затрат на перевозку горной массы внутри карьера создаются различные самоходные междуступные перегружатели с большим углом наклона.

Используя ленту с поперечными перегородками, немецкая фирма «Крупп» разработала перегрузочную установку для перемещения горной массы с нижележащего горизонта под углом 40° на гусеничном ходу для работы с гидравлическим экскаватором нижнего черпания и загрузкой в автотранспорт на вышележащем горизонте (рис. 4.5). Кроме этого фирма создала универсальную установку на гусеничном или рельсовом ходу с углом наклона подъемной части конвейера $30\text{--}90^\circ$ и дробилкой в загрузочном узле.

На карьерах при разработке горных пород, требующих предварительного рыхления, или в случаях, когда требуются частые перестройки грузопотоков, применяют мобильные конвейеры (рис. 4.6). Они представляют собой секции небольшой длины и массы, легко и быстро передвигаемые с помощью бульдозеров или кранами, или самостоятельно с помощью ходовых механизмов. Однозвенные мобильные конвейеры имеют длину 20–80 м, многозвенные – 500 м, изготовленные из профильного металла легких алюминиевых сплавов. Наиболее часто встречающиеся схемы грузопотоков из мобильных конвейеров представлены на рис. 4.7.

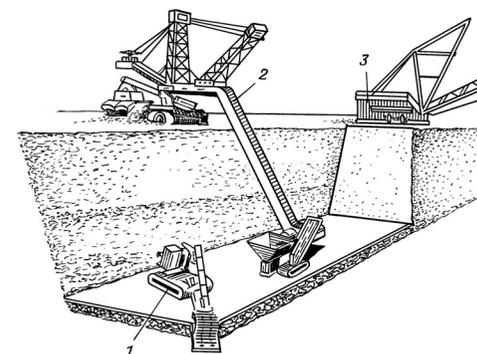


Рис. 4.5. Перегрузочная самоходная установка с крутонаклонным конвейером фирмы «Крупп»:

1 – экскаватор; 2 – перегрузочный конвейер; 3 – драглайн

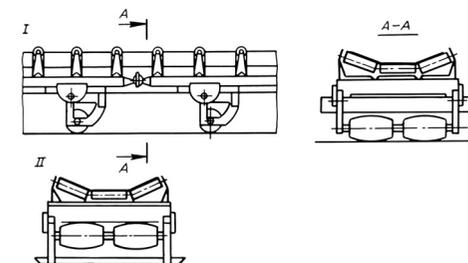


Рис. 4.6. Конструкция мобильного ленточного конвейера:

I – транспортное положение;
II – стационарное положение

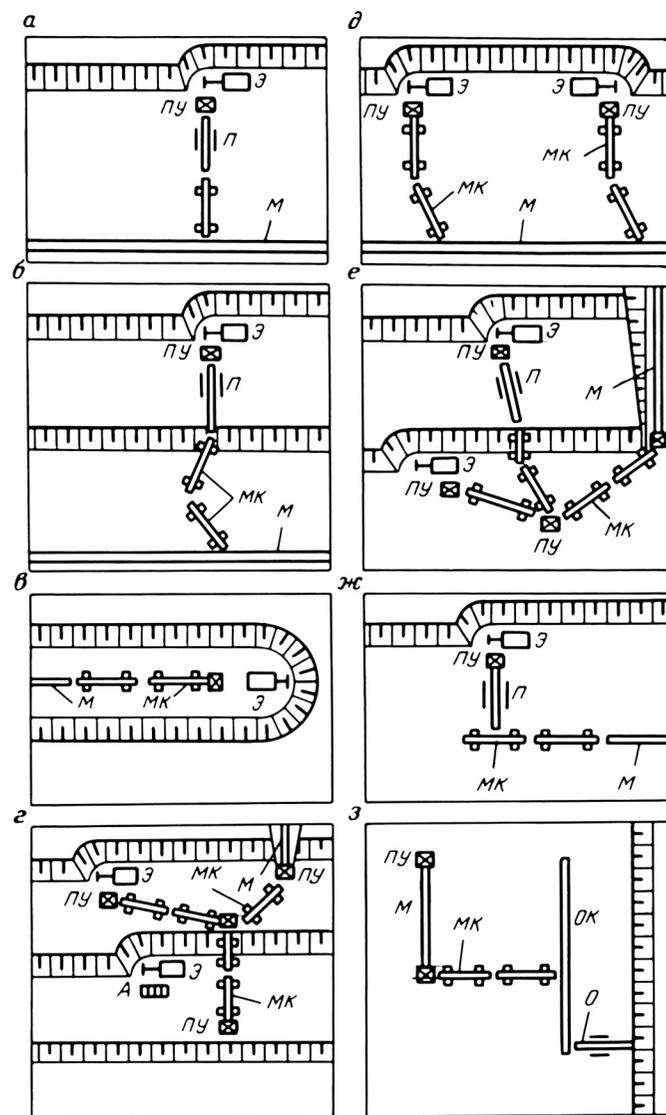


Рис. 4.7. Варианты схем грузопотоков с использованием мобильных конвейеров:
 М – магистральный конвейер; МК – мобильный конвейер; ПУ – перегрузочное устройство; П – перегружатель; О – отвалообразователь; ОК – отвальный конвейер; Э – экскаватор; А – автосамосвал

4.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Технологические схемы конвейерного транспорта зависят от горно-геологических условий.

При разработке горизонтальных пластообразных месторождений с мягкими покрывающими породами при параллельном подвигании фронта работ и внутренним отвалообразованием вскрыша от экскаваторов забойными конвейерами подается на сборочный конвейер, который транспортирует ее непосредственно до отвальных конвейеров. Укладка породы во внутренний отвал производится отвалообразователем. Для уменьшения передвижений забойных конвейеров используют перегружатели между экскаваторами и забойными конвейерами. В этом случае при одном положении забойного конвейера экскаватор может обработать несколько заходок без остановки для передвижения забойного конвейера.

При разработке подобных месторождений с внешним отвалообразованием порода со сборочного конвейера подается на конвейерный подъемник, расположенный во внутренней или внешней траншее, а далее магистральным конвейером доставляется до отвала.

Схема конвейерного транспорта полезного ископаемого аналогична схеме транспорта с внешним отвалообразованием. Конвейерный подъемник полезного ископаемого может располагаться вместе с породным или в специальной траншее. Магистральным конвейером полезное ископаемое доставляется на обогатительную фабрику, к бункерам погрузочной станции железной дороги или непосредственно потребителю.

Обслуживание конвейеров заключается в периодическом осмотре состояния конвейерных лент, роликоопор, всех механизмов и средств автоматики, а также в их ремонте.

Перемещение забойных и отвальных конвейерных линий осуществляется турнодозером. Он представляет собой бульдозер, оборудованный роликовым механизмом, который зажимает закрепленный на шпалах под конвейерным ставом рельс и перемещает его во время продольного хода бульдозера на 0,5–2 м. Передвижение конвейерной линии осуществляется без разборки, но при снятии натяжения ленты.

Турнодозером осуществляется предварительное планирование поверхности трассы перед передвижкой конвейера и всех питающих электрокоммуникаций.

Управление конвейерной линией и контроль за ней автоматически осуществляется с пульта оператора. Автоматизацией предусмотрено центрирование хода ленты, контроль налипания породы на ленту, состояние перегрузочных бункеров, отключение в случае аварийной

ситуации конвейерной линии, последовательный пуск (в обратном направлении движению горной массы) конвейерных ставов.

Автоматизация управления конвейерными линиями обеспечивает высокую производительность труда и повышение надежности работы всех элементов.

4.5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Техническая производительность конвейерного транспорта определяется конструкцией конвейера и свойствами транспортируемой горной массы. Она указывается в технической характеристике и зависит от ширины ленты, угла наклона боковых роликов, скорости движения ленты и свойств транспортируемых горных пород:

$$Q = B^2 v \rho k,$$

где B – ширина ленты, м;

v – скорость движения ленты, м/ч;

ρ – плотность насыпного груза, т/м³;

k – коэффициент, зависящий от угла наклона боковых роликов: при угле наклона боковых роликов 20° и углах откоса насыпного груза на ленте равном α 25, 30, 35, 40, 45° соответственно k – 280, 310, 335, 365, 380.

При увеличении угла наклона боковых роликов до 30° коэффициент k увеличивается примерно на 15%.

Для конвейерных подъемников при углах подъема от 10 до 20° уменьшение коэффициента k составляет от 5 до 15%.

Эксплуатационная производительность конвейерного транспорта (т/смену) учитывает коэффициент использования $k_{и}$ и длительность смены T :

$$Q_{см} = Q_t T k_{и}.$$

Коэффициент использования конвейерного транспорта в течение смены достаточно высок: $k_{и} = 0,8–0,9$. Он учитывает простои или холостой ход во время передвижения экскаватора в забое, остановки во время осмотра и обслуживания конвейерной системы и простои при перемещении отвалообразователя.

Суточная производительность зависит от режима работы его в течение суток.

Месячная и годовая эксплуатационная производительность учитывает время простоя конвейерного транспорта во время передвижки забойных отвальных, сборочных конвейеров и время текущих ремонтов:

$$Q_{год} = Q_{см} n N,$$

где n – число смен в сутки;

N – число рабочих дней в году.

Создание мощных комплексов непрерывного действия с роторными или многоковшовыми экскаваторами предусматривает широкое развитие конвейерного транспорта. В нашей стране уже успешно работают комплексы производительностью 5000 м³/ч. Создаются комплексы производительностью 12000 м³/ч.

Разрабатываются конвейерные системы для транспортирования скальных и полускальных горных пород.

4.6. ТРУБОПРОВОДНЫЙ (ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ) ТРАНСПОРТ

Трубопроводный транспорт является транспортом непрерывного действия. На карьерах он представлен гидравлическим транспортом. Являясь самым эффективным, он имеет большие ограничения применения по климатическим условиям (сезонность работы), свойствам транспортируемых пород (мягкие горные породы и частично дробленые полускальные) и наличию водоисточников.

Гидравлический транспорт делится на самотечный и напорный по трубам. Самотечным гидравлическим транспортом человек пользуется с древнейших времен, трубопроводный нашел распространение с появлением мощных средств гидромеханизации для разработки горных пород.

Гидравлический транспорт горных пород на карьере, как и конвейерный, позволяет объединить в непрерывный поток выемку, доставку и отвалообразование, создавая автоматический гидравлический комплекс.

Гидротранспорт – это перемещение смеси мягких или дробленых полускальных горных пород по трубам в воде с критической скоростью, создаваемой работой землесоса (грунтососа).

Смесь воды с породой называется пульпой.

Под критической скоростью понимают скорость потока, при которой частицы данного гранулометрического состава и плотности перемещаются без заиливания трубопровода.

Критическая скорость движения пульпы зависит от степени насыщения потока жидкости твердой породы, крупности фракций и плотности перемещаемых горных пород, диаметра трубопровода и шероховатости его внутренних стенок.

Степень насыщения потока жидкости твердой породой называется консистенцией и измеряется отношением твердого материала к воде (Т : Ж). Чем больше консистенция пульпы, тем больше производительность гидравлического транспорта по породе.

Для гидротранспорта горных пород на карьерах применяют трубы диаметром от 250 до 800 мм.

Расчет диаметра пульповода производят по формуле

$$D = \frac{1,128 \sqrt{Q_n n}}{v},$$

где v – скорость перемещения пульпы в трубопроводе, несколько превышающая критическую;

Q_n – производительность землесоса по пульпе.

Полускальные горные породы или уголь предварительно дробят (чаще всего в роторных дробилках) и через загрузочные аппараты вводят в поток воды, создаваемый насосами.

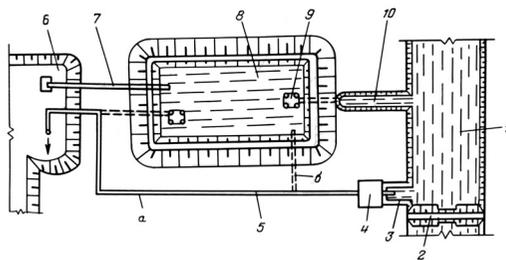


Рис. 4.8. Схемы водоснабжения гидротранспорта горных пород:

а – прямоточное водоснабжение; б – водоснабжение с использованием оборотной воды и подпиткой; 1 – река; 2 – перемычка; 3 – разводящий канал; 4 – насосная станция; 5 – водовод; 6 – карьер; 7 – пульповод; 8 – отвал; 9 – водосбросной колодец; 10 – сбросная канава

Вода для гидротранспорта горных пород на карьере подается по трубопроводам насосными станциями. При прямом водоснабжении вода подается прямо из водоема, а при использовании оборотной воды – из отстойника на гидротвале с некоторой подпиткой (из-за неизбежных потерь воды) из водоема (рис. 4.8).

При перемещении забоя на карьере трубы к гидромониторам и пуль-

поводу наращивают специальным креплением или сваркой очередных секций труб. При перемещении фронта горных работ став труб разбирают (при сварочном соединении разрезают) на плети и перемещают на новую трассу бульдозерами, где вновь соединяют. Землесосные установки с силовой и пусковой аппаратурой перемещают бульдозерами как при подвигании забоев, так и фронта работ. Шаг передвижки в забое определяется эффективной длиной пути самотечного транспортирования пульпы от забоя до зумпфа. Загрузочные аппараты при транспортировании полускальных горных пород перемещают резе, так как от забоев до них горную массу доставляют средствами колесного транспорта (погрузчиками и автосамосвалами).

Техническая характеристика землесосов приведена в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Землесос	Производительность, м ³ /ч	Напор, м	КПД, %	Допустимая высота всасывания, м	Максимальный размер куска в гидросмеси, мм	Диаметр всасывающего (числитель) и нагнетательного (знаменатель) патрубков, мм	Диаметр рабочего колеса, мм	Масса землесоса, т	Частота вращения, мин ⁻¹	Электродвигатель		Масса агрегата в сборе с рамой, т
										мощность, кВт	напряжение, В	
ЗГМ-2м	1550	40	62	6	180	350/300	850	3,6	590	320	6000	10
ЗГМ-2м	1950	52	63	6	180	350/300	850	3,6	740	630	6000	9,7
20Р-11	3600	42	70	5	220	500/500	1100	9,5	493	780	6000	23,6
20Р-11	3600	54	70	4	220	500/500	1250	9,5	490	1100	6000	23,6
10Гру-8Л	740	39	70	8	150	250/200	700	1,89	730	160	380	3,9
12Гру-9Т	1330	59	66	7	140	300/300	840	3,1	730	500	6000	7,9
16Гру-8	2140	58	68	7,2	230	400/350	1030	6,65	590	630	6000	14,1
20Гру8Л	4000	57	70	7,5	300	500/450	1360	12,4	500	1600	6000	29,6
28Гр-8т	7000	72	74	6,5	315	700/680	1790	24	375	3200	6000	52,4
8ШНВ	540	84	60	3	70	200/150	510	1,43	1400	320	380	3,6
10УВЛ-2	800	250	61	4	100	350/250	620	5,4	1480	1050	6000	14,7

Управление гидротранспортом и контроль за ним осуществляются автоматически. Оно предусматривает запуск насосов воды, землесосов и их аварийную остановку, контроль напора в трубопроводах, консистенции пульпы и расхода воды.

4.7. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ГИДРОТРАНСПОРТА

Производительность гидротранспорта выражается количеством горной массы, перемещаемой по трубам в единицу времени. Производительность одной линии гидротранспорта определяется производительностью землесоса ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q_t = V_n[(1-m)+q],$$

где V_n – производительность землесоса по породе, $\text{м}^3/\text{ч}$;
 $m = 0,3-0,5$ – пористость породы;
 q – удельный расход воды на размыв и транспортирование, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Для создания напора в трубопроводе необходимо условие

$$H = H_1 + H_2 + H_d + H_m + H_b + H_{\text{ост}},$$

где H_1 – разность отметок оси землесоса и выпуска пульпы на отвале, м;
 H_2 – разность отметок оси землесоса и горизонта пульпы в зумпфе, м;
 H_d – потери напора по длине пульповода, определяемые расчетным путем, м;
 H_m – местные потери ($H_m = 0,1 H_d$);
 $H_b = 2 \div 2,5$ – потери напора на всасывающем трубопроводе, м;
 $H_{\text{ост}} = 0,5 \div 1$ – остаточный напор при выпуске пульпы на отвале, м.

Этот напор должен быть меньше или равен возможному напору, создаваемому землесосом:

$$H \leq H_3,$$

$$H_3 = H_0(1 - 0,25k),$$

где H_0 – напор, развиваемый землесосом при работе на чистой воде, принимается по характеристике землесоса, м;

k – коэффициент напора землесоса

$$k = \frac{\gamma_z - \gamma_n}{\gamma_z - 1};$$

γ_n – удельный вес транспортируемой породы, $\text{Н}/\text{м}^3$;
 γ_z – удельный вес пульпы, $\text{Н}/\text{м}^3$.

Потери напора по длине трубопровода (м) определяются по выражению

$$H_d = i_n L,$$

где L – длина трубопровода в м,
 $i_n = k i_o$ – потери напора на 1 м пульповода;
 i_o – потери напора на 1 м в трубе при движении воды;
 k_i – коэффициент, учитывающий повышение сопротивления для гидротранспорта пульпы и зависящий от консистенции пульпы (Т:Ж):

Т: Ж	1:3	1:5	..1:8	..1:10	1:12
k_i	1,6	1,5	..1,4	..1,3	1,2

Эксплуатационная производительность гидротранспорта ($\text{м}^3/\text{смену}$) высокая по сравнению с другими видами транспорта. Коэффициент использования его в течение смены $k_{\text{и}} = 0,98-1$.

$$Q_{\text{см}} = Q_t k_i.$$

При расчете месячной производительности должны учитываться простои на передвижку землесоса в забое, наращивание пульповода и водовода, передвижку трубопроводов, землесосов и электрокоммуникаций при подвигании фронта работ:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где n – число рабочих смен в сутки;
 N – число дней работы гидротранспорта в месяц.

Расчет водоснабжения гидротранспорта заключается в определении производительности насосной станции ($\text{м}^3/\text{ч}$) и необходимого напора насоса:

$$Q = \Pi q,$$

где Π – производительность карьера по породе, м³/ч;
 q – удельный расход воды, м³/м³.

При расчете производительности насосной станции необходимо учитывать неизбежные потери напора воды во время транспортирования в забое в пределах 15–20% от расхода воды:

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4,$$

где h_1 – необходимый напор у гидромониторов, м;
 h_2 – потери напора по длине трубопровода, (0,4–0,8 м на 100 м трубопровода);
 h_3 – геометрическая высота нагнетания воды (разность отметок осей насоса и гидромониторов), м;
 h_4 – геометрическая высота всасывания (разность отметок осей насоса и уровня воды в водоеме) (обычно 0,4–0,6 м), м.

Потери напора по длине трубопровода (м) определяют по формуле

$$h_2 = 0,00122 \frac{Q}{D^{5,315}},$$

где D – диаметр водовода, м

$$D = \frac{1,128 \sqrt{Q}}{\nu};$$

ν – скорость течения воды, м/с.

В связи с совершенствованием гидротранспорта его использование расширяется. Его применяют для транспортирования хвостов обогатительных фабрик на хвостохранилище и концентратов от обогатительной фабрики на металлургический завод.

4.8. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ ПО КАНАТНЫМ ПОДВЕСНЫМ ДОРОГАМ

Канатные подвесные дороги применяются в основном как элемент комбинированного транспорта на карьерах со сложными топографическими условиями для доставки полезного ископаемого от перегрузочно-

го пункта, куда оно доставляется автотранспортом, до обогатительной фабрики. При грузопотоке до 1 млн т в год и расстоянии транспортирования до 10 км его применение эффективнее железнодорожного и автомобильного даже в равнинной местности. Как вид транспорта он представляет собой подвешенные на опорах несущие канаты (рис. 4.9) диаметром 51 и 65 мм, по которым движутся роликовые ходовые устройства с вагонетками грузоподъемностью 1; 2; 3,2 т и соответствующей вместимостью 0,5–1; 0,5–1,25; 1–2 м³. Все ходовые устройства вагонеток соединены канатом диаметром 27, 30,5 и 32,5 мм, который приводится в действие приводом, расположенным на одной из станций канатной дороги и обеспечивающим скорость 2,5–3 м/с.

Принцип работы канатной подвесной дороги заключается в загрузке вагонеток из дозатора на погрузочной станции, перемещении грузов и разгрузке в приемный бункер. Процесс загрузки и разгрузки, а также режим работы всей установки автоматизированы. Высота опор канатной дороги (15–100 м) и расстояние между ними (около 500 м) зависят от рельефа местности. Благодаря возможности преодоления больших (до 45°) уклонов и относительной независимости от рельефа местности канатная подвесная дорога обеспечивает доставку горной массы по кратчайшему расстоянию.

Производительность канатной подвесной дороги (т/ч) зависит от грузоподъемности вагонеток G , скорости движения ν и расстояния между вагонетками z .

$$Q_n = Gn,$$

где n – число разгружающихся вагонеток в час

$$n = \frac{\nu}{z}.$$

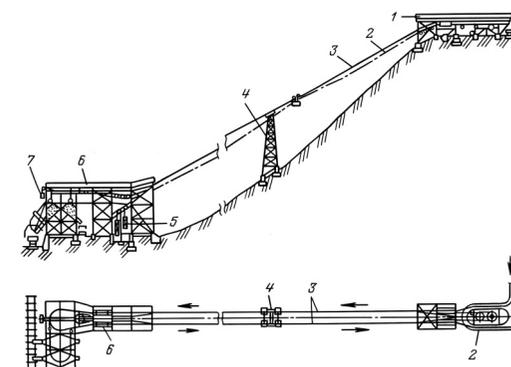


Рис. 4.9. Схема канатной подвесной дороги:
 1 и 6 – приёмный и разгрузочные бункера;
 2 – тяговый канат; 3 – несущий канат;
 4 – опора; 5 и 7 – натяжные станции

Коэффициент использования канатной дороги благодаря стационарному положению зависит от конструктивной надежности и обслуживания ее. Он достаточно высок: $k_{и} = 0,95$.

Канатные подвесные дороги эксплуатируют в настоящее время на некоторых нагорных карьерах, в частности на Каджаранском, для доставки полезного ископаемого на обогатительную фабрику через ущелье.

4.9. ПНЕВМОКОНТЕЙНЕРНЫЕ И КОНВЕЙЕРНЫЕ ПОЕЗДА

К поточному транспорту можно отнести трубопроводный пневмоконтейнерный транспорт и конвейерные поезда (рис. 4.10).

Первый представляет собой составы цилиндрических контейнеров, которые перемещаются по трубопроводу на колесах под действием создаваемого в трубопроводе воздушным давлением. В пунктах погрузки и разгрузки контейнеры перемещаются с помощью толкателей. Наиболее эффективно использование этого вида транспорта на большие расстояния, например, для доставки полезного транспорта от карьера до обогатительной фабрики.

Конструкция конвейерного поезда представляет собой металлический желоб на рельсовом ходу с магнитофрикционным приводом, стационарно расположенным между путями. Его работа возможна в непрерывном ритме как пластинчатый питатель, так и в дискретном отдельными поездами.

Оба вида транспорта позволяют перемещать горную массу любой кусковатости, габаритной по загрузочным устройствам и трассе с уклонами до 30° , обеспечивая производительность грузопотока 5–10 млн т/год.

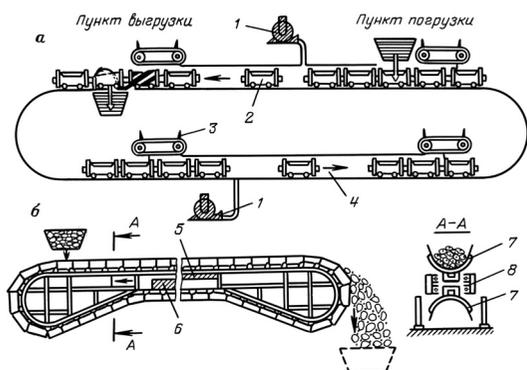


Рис. 4.10. Пневмоконтейнерные (а) и конвейерные (б) поезда:

1 – воздухопроводная станция; 2 – подвижной состав; 3 – силовой толкатель; 4 – транспортный трубопровод; 5 и 6 – привод грузённой и порожней ветвей; 7 – контейнер; 8 – путь

4.10. ПЕРЕВОЗКА КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ ТРАНСПОРТОМ ЦИКЛИЧНОГО ДЕЙСТВИЯ

Транспорт циклического действия (железнодорожный и автомобильный) используется на карьерах как самостоятельно, так и в комбинации с непрерывным. Его применение позволяет обеспечить высокую надежность транспортного обслуживания, маневренность, однако управление им и контроль его сложнее, чем транспорта непрерывного действия.

С транспортом циклического действия работают выемочно-погрузочные и отвалообразующие машины также циклического действия, но есть и исключения. При добыче угля на Экибастузских разрезах применяются комплекты из роторных экскаваторов на выемке и железнодорожного транспорта по доставке угля из забоев; на некоторых бурогольных карьерах Германии вскрыша на внутренние отвалы от многоковшовых роторных или цепных экскаваторов доставляется на отвал к абетцелу железнодорожным транспортом. В этих случаях вследствие непрерывной погрузки выемочно-погрузочной машины и независимой разгрузки работа циклического железнодорожного транспорта приобретает строгую ритмичность и, следовательно, по характеру близка к работе транспорта непрерывного действия. К такой организации транспортного обслуживания стремятся и при циклической технике в забоях и на отвалах путем закрепления необходимого числа транспортных средств в грузопотоках и строгого соблюдения режима его работы.

4.11. ПЕРЕВОЗКА ГОРНОЙ МАССЫ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫМ ТРАНСПОРТОМ

Железнодорожный транспорт является наиболее распространенным транспортом на карьерах благодаря его высокой надежности в любых климатических условиях, высокой производительности и эффективности в эксплуатации.

Основной его характеристикой является грузооборот, т. е. количество груза (пустых пород и полезного ископаемого) в тоннах или кубических метрах, перевозимого в единицу времени.

Принцип работы железнодорожного транспорта заключается в перемещении вскрыши в думпкарах, полезного ископаемого в гондолах из забоев к месту разгрузки электровозами или тепловозами. Число вагонов в поезде (вес поезда) рассчитывается из условия характеристик локомотива, пути и его состояния.

Железнодорожные пути функционально разделяются на временные и стационарные по трём категориям, отличающихся верхним строением путей.

К временным относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвале. К стационарным относятся пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера (рис. 4.11).

Временный путь периодически перемещается вслед за перемещением фронта работ в карьере или на отвале.

Железнодорожный путь по длине делится на участки, которые называются перегонами. Пункты, ограничивающие перегоны, представляют собой станции, разъезды и посты (рис. 4.12).

Станции служат для размещения поездов, формирования составов, осмотра, обслуживания и ожидания встречного поезда при одноколейном пути; разъезды предназначены только для ожидания встречного поезда (обычно груженого, которому отдается предпочтение в движении). Станции и разъезды имеют специальное путевое развитие,

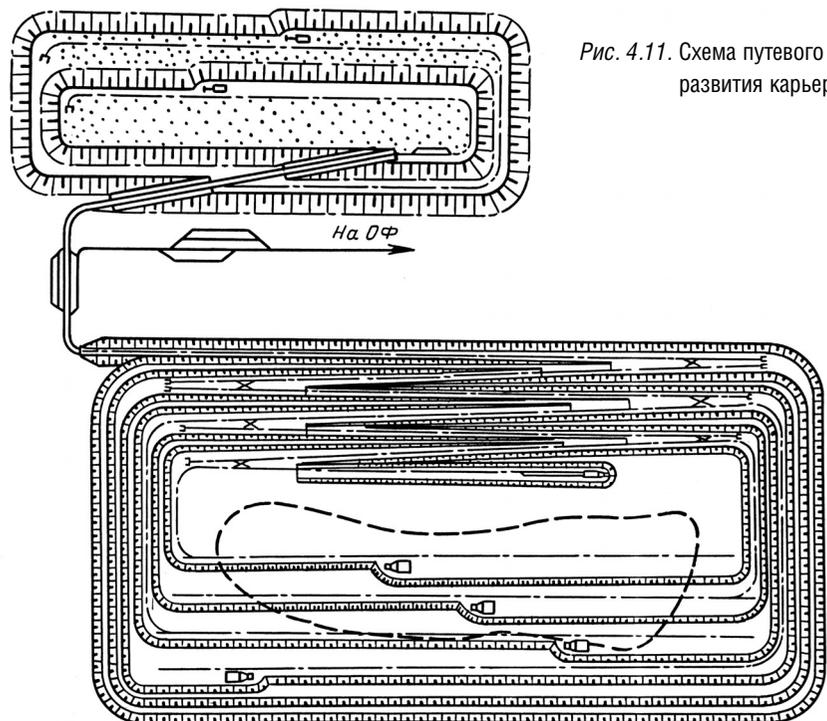


Рис. 4.11. Схема путевого развития карьера

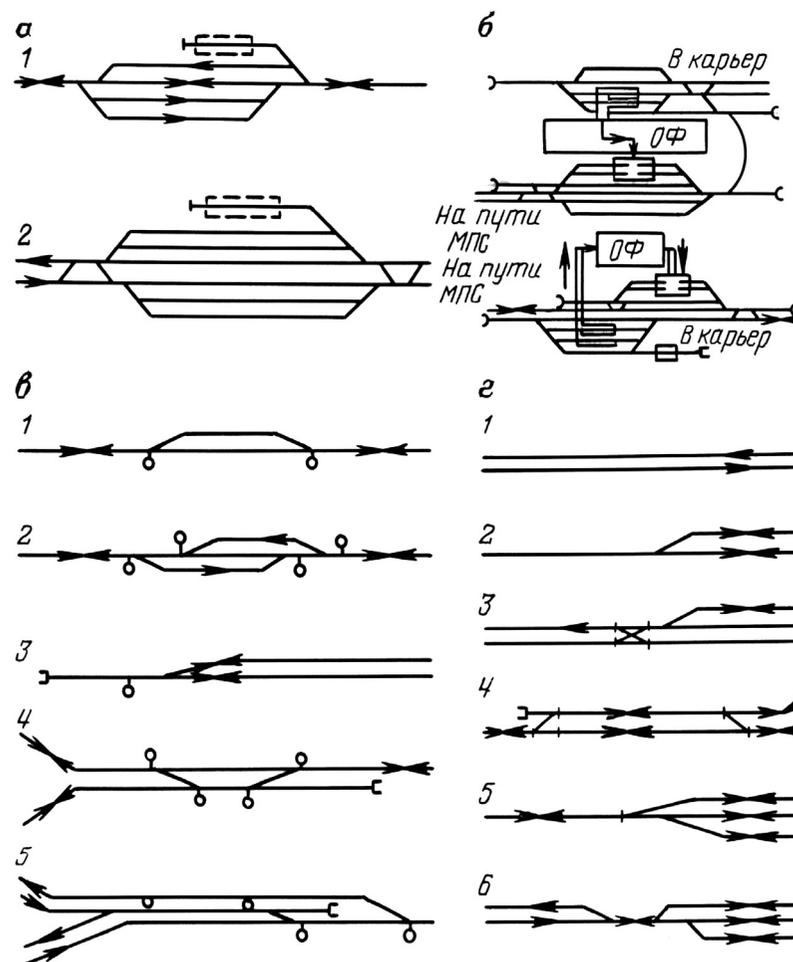


Рис. 4.12. Схемы путевых узлов карьера:

- а – породные станции: 1 – при однопутной линии; 2 – при двухпутной линии;
- б – рудные (угольные) станции;
- в – разъезды: 1 – с одним приёмно-отправочным путём; 2 – с двумя приёмно-отправочными путями; 3 – тупиковый; 4 и 5 – соответственно однопутный и двухпутный тупиковый;
- г – посты: 1–4 – в пунктах примыкания к главным путям; 5, 6 – в пунктах разветвления главных путей на рабочие горизонты уступов и отвалов

соответствующее назначению и грузообороту. Посты не имеют путевого развития. Они служат для остановки поезда в случае занятия поездом следующего перегона.

Схема путевого развития на карьере включает также пути примыкания карьерных путей к линиям МПС, пути на складах, монтажных площадках карьерного оборудования, депо для ремонта подвижного состава и т. п.

В зависимости от производительности карьера по горной массе трасса стационарных железнодорожных путей в карьере может быть однопутной или двухпутной. Однопутная трасса предусматривает движение груженых и порожних поездов с разминовкой на разъездных пунктах. В этом случае для увеличения производительности железнодорожного транспорта уменьшают длину перегона, на котором по правилам эксплуатации железнодорожного транспорта может быть только один состав.

Двухпутная трасса обеспечивает движение груженых и порожних поездов по отдельным путям. Для развития высоких скоростей, наоборот, увеличивают длину перегона.

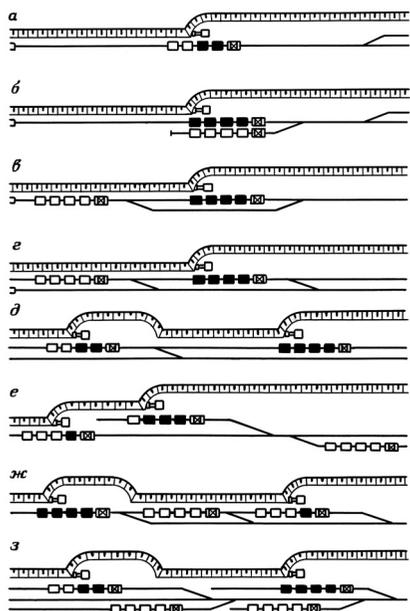


Рис. 4.13. Схема развития забойных путей на уступе:

а-г – при работе одного экскаватора;
д-з – при работе двух экскаваторов

Развитие забойных и отвальных путей предусматривает минимальные простои выемочно-погрузочных и отвальных машин и самого подвижного состава железнодорожного транспорта при обменах груженых поездов на порожние в забое. При одном пути обмен составов осуществляется вне рабочей зоны горизонта. В этом случае для обмена требуется, чтобы порожний состав ожидал на обменном пункте выхода груженого поезда с забойных путей. Время простоя экскаватора будет складываться из времени движения груженого состава по забойным путям до обменного пункта и времени движения порожнего состава к месту погрузки (рис. 4.13). Для уменьшения времени простоя обменный путь устраивают в рабочей

зоне горизонта, однако передвижение такого пути усложняется. При работе на горизонте двух и более экскаваторов устраивают двухпутные линии для всех экскаваторов или обменные пункты для второго и последующих экскаваторов.

На отвалах путевое развитие зависит от технологии отвалообразования. При экскаваторном отвалообразовании схема путевого развития аналогична забойной.

Скорости железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляют 35–40 км/ч, по забойным и обменным путям – 15–20 км/ч (табл. 4.3).

Таблица 4.3

Назначение	Скорость движения, км/ч	Грузооборот, млн т брутто/год	Категория путей
Временные пути	15–22	–	–
Соединительные постоянные пути:			
на перегонах длиной 3 км и более, расположенные вне застроенной территории	40–65	22 и более	I
на перегонах длиной 3 км, расположенных вне застроенной территории, и любой длины на участках, расположенных на застроенной территории	25–40	10–22	II
на участках при движении вагонами вперед и маневровых участках	до 25	до 10	III

4.12. ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ ПУТЬ В КАРЬЕРЕ

В нашей стране на карьерах принята стандартная широкая колея 1520 мм и узкая – 750 мм, в Индии ширина колеи составляет 1676 мм, в Европе, США и Канаде – 1435 мм, в Японии и Индонезии – 1067 мм.

Железнодорожный путь является сложным инженерным сооружением. Он состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся: земляное полотно и искусственные сооружения (мосты, путепроводы, эстакады, тоннели, трубы). К верхнему строению – балласт, шпалы, рельсовые скрепления, противоугоны и рельсы. Для сооружения земляного полотна, которое является основанием для верхнего строения пути, на поверхности в повышенных участках трассы

проходят выемки глубиной до 12 м и на пониженных участках сооружают насыпи. В карьере основанием для железнодорожного пути является горная выработка – траншея, транспортная берма и рабочие площадки (рис. 4.14). Минимальная ширина площадки земляного полотна приведена в табл. 4.4.

Таблица 4.4

Месторасположение путей	Ширина площадки земляного полотна			
	Скальные породы		Рыхлые породы	
	Один путь	Два пути	Один путь	Два пути
Капитальные траншеи (по низу) при проведении экскаваторами				
Э-2503	20,5	25,5	21,3	26,5
ЭКГ-4У	24,0	29,0	25,0	30,0
ЭКГ-4,6; ЭКГ-5	22,0	27,0	23,0	28,0
ЭКГ-6,3	20,0	25,0	20,0	25,0
ЭКГ-8И	27,0	32,0	28,0	33,0
ЭКГ-12,5	34,0	39,0	35,0	40,0
Транспортные бермы				
электровозный	7,0	13,60	8,90	14,75
тепловозный	6,5	10,60	8,15	12,25
Участки примыкания путей к главным путям при толщине балластного слоя под шпалой, см				
20; 25	5,0	9,1	5,3–5,5*	9,4–9,5*
30; 35	5,5	9,6	5,5–5,8*	9,6–9,9*
40; 45	–	–	5,8–6,0*	9,9–10,1*
50; 55	–	–	6,5	10,6

Расстояние между осями путей составляет: при думпкарах до 85 т – 4,1 м, до 120 т – 4,6 м, 180 т и более – 5 м.

В конструкцию нижнего строения пути включаются кюветы и каналы для сбора и отвода воды. Ширина кювета поверху принимается равной 1,5 м, ширина канав по дну – 0,6 м, продольный уклон составляет не менее 0,002.

Для равномерного распределения на земляное полотно динамических нагрузок и давления от подвижного состава стационарные

железнодорожные пути в карьере всех категорий и при неустойчивом основании временные пути укладываются на балластный слой. В качестве балласта используется щебенка из крепких горных пород размером 25–70 мм. Ширина балластной призмы поверху 3,1 м при одном пути, 7,2 при двух путях и 12,2 м при трёхпутевой линии. Толщина балластного слоя изменяется от 15 до 40 мм на постоянных путях и от 15 до 20 см на временных (табл. 4.5).

Расход балласта составляет 600–1200 м³/км.

Шпалы представляют собой деревянные брусья, пропитанные антисептиком против гниения, длиной 2750 мм, массой 55–70 кг или железобетонные изделия ШС-1, ШС-1у, ШС-2, ШС-2у длиной 2700 мм и массой 265 кг. Шпала укладывается на земляное полотно или балластный слой с интервалом не менее 250 мм, т. е. 1440–1840 штук на 1 км пути. К каждой шпале посредством металлических подкладок, костылями, шурупами или клеммами крепится рельс (рис. 4.15).

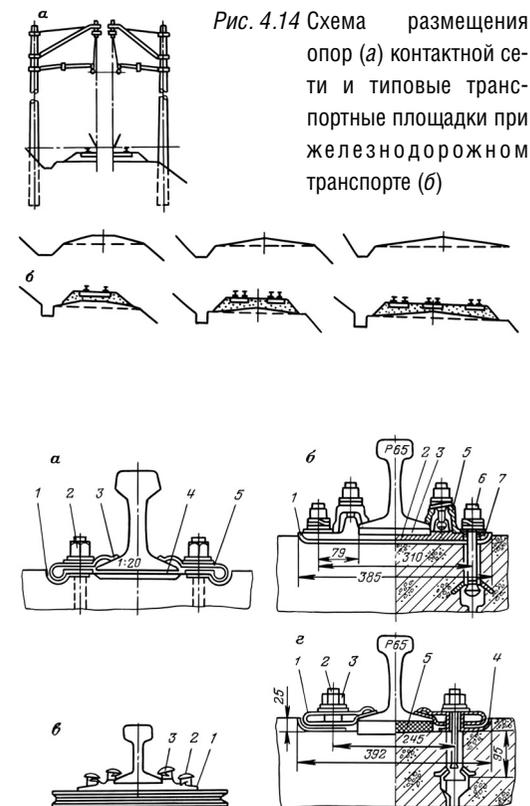


Рис. 4.14 Схема размещения опор (а) контактной сети и типовые транспортные площадки при железнодорожном транспорте (б)

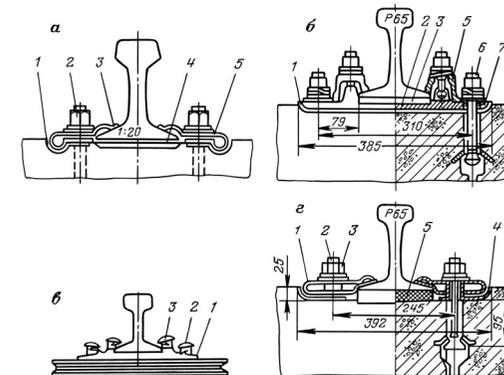


Рис. 4.15. Способы крепления рельс:

- а – тип ЖБ: 1 – изолирующая прокладка; 2 – закладной болт; 3 – пружинная клемма; 4 – прокладка; 5 – изолирующая втулка;
- б – тип КБ: 1 – резиновая прокладка; 2 – подкладка; 3 – прокладка; 4 – клеммный болт; 5 – жёсткая клемма; 6 – закладной болт; 7 – изолирующая втулка;
- в – тип ДО: 1 – прокладка; 2, 3 – костыль обшивочный и основной;
- г – крепление ЖРБ-65: 1 – клемма; 2 – закладной болт; 3 – гайка; 4 – подклемный вкладыш; 5 – резиновая прокладка

Таблица 4.5

Назначение путей	Грузонапряженность, млн. т. км/км брутто в год	Нагрузка на ось подвижного состава, кН	Тип рельса	Число шпал, шт./км.	Толщина балластного слоя				однослойный балласт								
					Деревянные шпалы	Железобетонные шпалы											
					слой щебня	слой песчаной подушки	слой щебня	слой песчаной подушки									
Временные пути	-	260–300 до 260	Р65, Р50 Р50	1840 1600	не менее 20 То же	-	-	-	-								
Постоянные пути	категория I при скорости движения 40–65 км/ч	230	Р50	1600	25	-	15	20	30								
										То же	Р65, Р50 Р50	1840	35	-	20	20	35
										5–25	Р65, Р50	1840	20	20	-	-	-
										категория II при скорости движения 25–40 км/ч	230	Р65	1440	25	-	15	20
	То же	Р65	1840	30	-	20	20	30									
									5–25								
	25–40	Р65, Р50	1840	30	-	-	-	-									
									25–40								
	25–40	Р65	1840	20	20	-	20	40									
									категория III при скорости движения до 25 км/ч	230	Р43	1840	25	-	15	20	25
То же	Р50, Р65	1600	30	-	-	-	-										
								5–25									
5–25	Р65	1840	30	-	20	30											
							25–40	Р65									
25–40	Р65	1840	30	-	20	20											

Для препятствия продольного перемещения рельсов на временных и стационарных путях ставят самозаклинивающиеся противоугоны или пружины, представляющие собой металлический зажим, упирающийся в шпалу. Их количество на тормозных участках составляет от 3 на временных до 21 на главных путях. На нетормозных участках противоугоны устанавливаются только на главных путях по 11–14 штук на рельс длиной 12,5 м.

У нас в стране используются четыре типа рельсов: Р-43 (массой погонного метра 44,65 кг); Р-50 (51,67 кг); Р-65 (64,72 кг) и Р-75 (74,41 кг). Длина стандартного рельса 25 м, укороченного для укладки внутренних нитей кривых – 24,92 и 24,84 м. Допустимый приведенный износ рельсов в карьере, т. е. сумма вертикального и половины бокового, составляет для типа Р-65 10–16 мм, Р-50 9–16 мм, Р-43 8–10 мм. Рельсы между собой соединяют накладками с болтовым креплением. При электро тяге для лучшей электропроводности рельсы соединяют между собой отрезком медного кабеля и периодически заземляют через заземляющее устройство.

Контактный провод подвешивают на кронштейнах или П-образных опорах, расположенных вдоль железнодорожного пути через 35–45 м. Расстояние опор от пути регламентируется стандартным габаритом железнодорожного пути и подвижного состава (рис. 4.16).

Для перевода поезда с одного пути на другой служит стрелка, которая представляет собой подвижную конструкцию, приводимую в действие вручную или автоматически. Марка крестовины определяется тангенсом угла крестовины и выражается дробью 1/7, 1/9 и 1/11.

Трасса железнодорожного пути в карьере определяется горнотехническими условиями. Она характеризуется планом и профилем пути. План пути – это горизонтальная проекция трассы, профиль – вертикальная. Путь в плане состоит из прямых участков и

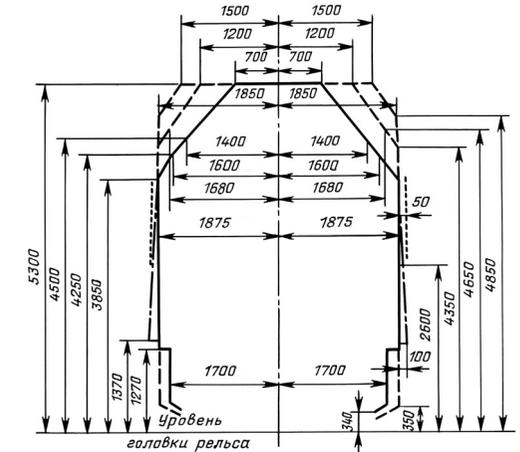


Рис. 4.16. Габариты подвижного состава

закруглений, сопряженных переходными кривыми. Наименьший радиус закруглений зависит от типа подвижного состава. Для постоянных путей карьера при колее 1520 мм принимают радиусы менее 200 м, для временных – 100–120 м.

Продольный профиль пути состоит из подъемов, уклонов и горизонтальных участков. Величина подъема и уклона измеряется тангенсом его угла I и выражается отношением высоты подъема h к проекции его длины $L_{\text{п}}$ в тысячных долях (‰):

$$i = \text{tg} I = \frac{h}{L_{\text{п}}}$$

Вследствие того, что в железнодорожном транспорте уклоны малы, вместо проекции уклона $L_{\text{п}}$ в отношении принимают непосредственно длину уклона L , тогда

$$i = \frac{h}{L}$$

Максимальный подъем стационарных путей в грузовом направлении при паровозной тяге составляет 25 ‰, электровозной – 40 ‰, при применении тяговых агрегатов – 80 ‰. Максимальное значение подъема допускается применять только на прямых участках пути, на кривых он уменьшается на величину i_r , эквивалентную дополнительному сопротивлению движения поезда по кривой.

На временных путях на отвале допускается уклон не более 5 ‰, на рабочих горизонтах – 1 ‰, на временных съездах в карьере – 15 ‰.

4.13. ПОДВИЖНОЙ СОСТАВ

Подвижной состав карьерных железных дорог состоит из вагонов и локомотивов.

Вагоны для перевозки вскрыши называются думпкарами, для полезного ископаемого – гондолами (полувагонами) и хопперами.

Думпкар представляет собой мощную платформу, способную выдерживать большие динамические нагрузки при разгрузке ковшей экскаватора. Разгрузка думпкара осуществляется наклоном его в одну или другую сторону с помощью пневматических цилиндров. При этом борт думпкара в сторону наклона откидывается или поднимается рычажным механизмом.

Гондолы и хопперы представляют собой вагоны без крыши с разгрузкой через отверстия, образующиеся в гондолах при открытии люков

в днище, в хопперах – в нижней части боковых стенок. Грузоподъемность полувагонов от 63 до 125 т.

Техническая характеристика (табл. 4.6) подвижного состава включает основные данные:

- ✧ грузоподъемность вагона – наибольшая масса груза, допустимая к перевозке. Его вместимость устанавливается с учетом меньшей объемной массы породы, перемещаемой на карьерах;
- ✧ масса вагона – собственная масса вагона;
- ✧ число осей вагона характеризует давление на ось. Максимальная допустимая нагрузка на ось при существующей конструкции путей составляет 280–300 кН; коэффициент тары – отношение массы тары вагона к его грузоподъемности.

Таблица 4.6

Показатели	Думпкар				
	6BC-60	BC-85	2BC-105	BC-145	2BC-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	180
Вместимость кузова, м ³	30	38	50	68	58
Масса тары, т	27	35	48,5	78	68
Коэффициент тары	0,45	0,41	0,46	0,54	0,38
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка на ось, Н	212,7	245,2	245,2	255	304,1
Угол наклона кузова, градус	45	45	45	45	45
Габариты, м					
длина по осям автосцепок	11,830	12,170	14,900	17,630	17,580
ширина	3,2	–	3,8	3,8	3,5
высота	7,2	3,2	3,2	3,7	3,7

В качестве локомотивов на карьерах применяют электровозы и в некоторых случаях тепловозы. Электровоз имеет специальную конструкцию, способную обеспечить эффективную работу железнодорожного транспорта в карьерных условиях, характеризующихся большой интенсивностью движения, сложностью трасс с малыми радиусами закруглений, большими подъемами, наличием временных забойных и отвальных путей, большой грузоподъемностью составов и неблагоприятными климатическими условиями.

Основной характеристикой электровозов является сцепной вес (это вес, отнесенный к приводным осям).

Для увеличения веса локомотивов, а следовательно и веса поезда, специально для карьеров сконструированы тяговые агрегаты, состоящие

из электровоза и одного или двух моторных думпкаров, которые включаются в состав поезда.

Питание электровозов осуществляется от контактной сети (троллей) через токоприемники (пантографы). В местах погрузки горной массы в забоях троллея располагается сбоку от железнодорожного пути, поэтому электровозы оборудуются дополнительными боковыми токосъемниками. Напряжение постоянного тока 3 кВ обеспечивается карьерной преобразовательной подстанцией, располагаемой на поверхности.

Чтобы исключить трудности эксплуатации контактной сети на рабочей площадке и на отвале, тяговый агрегат имеет небольшую дизельгенераторную установку, которой достаточно чтобы перемещать состав по забойным горизонтальным путям с небольшой скоростью.

Для тепловозной тяги в карьерах используются промышленные тепловозы с гидромеханической передачей ТГМ, со сцепным весом от 440 до 900 кН и электромеханической передачей ТЭМ со сцепным весом 1200–1800 кН.

Технические характеристики электровозов, тяговых агрегатов и тепловозов приведены в табл. 4.7 и 4.8.

Таблица 4.7

Основные параметры электровоза	EL-1	EL-1	26E	Д94
Номинальное напряжение, кВ	1,5	1,5	1,5	10
Осевая формула	2 ₀ +2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀ +2 ₀	2 ₀ -2 ₀
Сцепная масса, т	150	100	180	94
Нагрузка от оси на рельсы, кН	245,3	245,3	294,3	230,5
Часовой режим: мощность, кВт сила тяги, кН скорость, км/ч	2100 242,3 30,5	1350 161,9 30	2480 311 28,7	1635 196,2 30
Наибольшая скорость, км/ч	65	65	65	85
Длина по осям автосцепок, мм	21,320	13770	21470	16400
Наименьший радиус кривой, м	60	50	60	80
Тип тягового двигателя: часовая мощность, кВт часовой ток, А длительный ток, А	СБМ-350 350 250 205	СБМ-350 350 250 205	1 АД-4346 425 304 264	НБ-406Б 412,5 308 340
Поставщик	Германия		Чехия	НПО «ДЭВЗ»

Таблица 4.8

Основные параметры тяговых агрегатов постоянного тока	ПЗУ-1	ПЗТ	ПЗМ	ПЗУ	ПЗУ	ПЗУ-1	ОПЗ1А/ ОПЗ1АМ	ОПЗ1Б	ОПЗ2	EL10/EL20	ОПЗ-1	
Номинальное напряжение, кВ	3,0/1,5	3,0/1,5	3,0/1,5	3,0/1,5	3,0/1,5	0,55	10	10	10	10	10	
Состав локомотива	ЭУ+МД+МД	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ	ЭУ+МД+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ+МД	ЭУ+2МД	ЭУ+ДС+МД	
Осевая формула	3(2 ₀ -2 ₀)	2 ₀ -2 ₀	3(2 ₀ -2 ₀)	3(2 ₀ -2 ₀)								
Сцепная масса, т	368	372	368	368	372	30	372/368	372	372	366	360	
Грузоподъемность моторного думпкара, т	45,5	44	44	44	44	—	44	44	44	55	45	
Нагрузка от оси на рельсы, кН	310	310	310	310	310	73,6	310	310	310	300	300	
Часовой режим: мощность, кВт сила тяги, кН скорость, км/ч	5520/2640 663 29,5/13,9	6480 662 30/24	5460/2570 694 28,9/12,5	5460/2570 694 28,9/12,5	5460/2570 694 28,9/12,5	252 53,8 16,9	5325 663 29,80	5325 66,2 29,80	5325 662,4 29,80	4770 (5367) 668 (690) 25,7 (28)	5325	
Наибольшая скорость, км/ч	65	65	65	65	65	45	65	65	65	50	65	
Длина по осям автосцепок, мм	51306	51306	51306	51306	51306	10670	51300	51300	51300	52300	51306	
Наименьший радиус кривой, м	—	80	80	80	80	40	80	80	80	80	80	
Мощность автономного источника питания, кВт	—	—	—	—	—	—	1103	1471	—	551,9 (809)	1471	
Тип тягового двигателя: часовая мощность, кВт часовой ток, А длительный ток, А	НБ406Б 460 — —	ДТ9Н 455 335 300	ДТ9Н 455 335 300	ДТ9Н 455 335 300	ДТ9Н 455 335 300	— 63 — —	—	—	—	—	—	
Вместимость топливного бака, л	—	3500	—	—	—	—	3500	3500	—	1700кг	3500	
Поставщик	НПО «ДЭВЗ»*										Германия	НЭВЗ**

* Научно-производственное объединение Днепротровский электровозостроительный завод.

** НЭВЗ — Новочеркасский электровозостроительный завод.

4.14. ТЕХНОЛОГИЯ РАБОТЫ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Технология работы железнодорожного транспорта заключается в перевозке горной массы к местам разгрузки. Порожние составы со станций направляются в забой под погрузку к экскаватору, который к моменту подхода порожняка должен закончить грузить состав. Ввиду того, что на карьере в работе находится много экскаваторов, информация о состоянии погрузки составов централизована. Она накапливается у диспетчера через радиосвязь. Диспетчер по своему опыту или с помощью ЭВМ определяет время, необходимое для окончания погрузки состава у каждого экскаватора, и время движения к нему порожнего состава. Исходя из минимума простоев экскаваторов и подвижного состава, он определяет маршрут порожняка. При движении груженого состава из карьера локомотив находится в голове поезда, при подаче порожнего состава в забой – в конце поезда. Погрузку начинают с последнего вагона периодической передвижкой состава по сигналу машиниста экскаватора. Разгрузка на отвале начинается с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения полосы на отвале железнодорожные пути передвигаются. В среднем на 100 тыс. м³ породы, разрабатываемой на карьере и разгружаемой на отвале, перемещается соответственно 0,8–1 и 0,4–0,6 км путей.

Передвижка пути при разработке скальных пород является многооперационным трудоемким процессом. Он выполняется в зависимости от механизации с разборкой пути или без неё. Процесс передвижки пути с разборкой заключается: в планировке трассы, разборке звеньев пути и последовательном их перемещении железнодорожным краном на новую трассу, перемещении опор контактной сети, соединении звеньев, рихтовке по оси и выравнивании пути в горизонтальной плоскости, подштопке и устранении повреждений крепления рельсов к шпалам, которые происходят при отрыве шпальной клетки от земляного полотна (особенно в зимнее время).

Переукладка пути железнодорожным краном может проводиться наступающим и отступающим ходом (рис. 4.17). При переукладке звеньев отступающим ходом кран движется от тупика. В этом случае можно начинать переукладку пути до конца отработки экскаваторной заходки. При переукладке пути наступающим ходом кран должен прежде всего уложить рельсовое звено, а затем перемещать звенья старого пути. При двух путях переукладка упрощается. В случае, когда вылет стрелы крана меньше шага переукладки, работа ведётся в два приема. Сначала кран, двигаясь от тупика, раскладывает звенья в промежутке между старой

и новой трассой, а потом наступающим ходом укладывает звенья в новую трассу. Эффективно для укладки пути использование тракторного путеукладчика.

Передвижка пути без разборки осуществляется после планировки трассы и всей поверхности, по которой будет осуществляться передвижка, турнодозером (рис. 4.18) или путепередвижателем циклического действия путем нескольких проходов. Шаг передвижки за цикл у турнодозера 0,2–0,3 м, у путепередвижателя циклического действия 0,7–0,9 м. Опоры контактной сети, если они установлены на независимых от пути основаниях, перемещаются турнодозером или специально оборудованной для этой цели машиной на базе трактора. Опоры, закрепленные на шпалах,

перемещаются вместе с железнодорожным путем. После передвижки пути производятся операции рихтовки и выравнивания в горизонтальной плоскости и ремонт пути путерихтовочной машиной Р-2000.

Производительность крановой переукладки 500–700 м/ч, путепередвижателя циклического действия 450–550 м/ч, турнодозера 5–7 тыс. м²/ч.

При разработке мягких горных пород многоковшовыми или роторными экскаваторами, особенно с транспортно-отвальными мостами, передвижка пути осуществляется путепередвижателями непрерывного действия, без разъединения рельсовых стыков и вместе с опорами

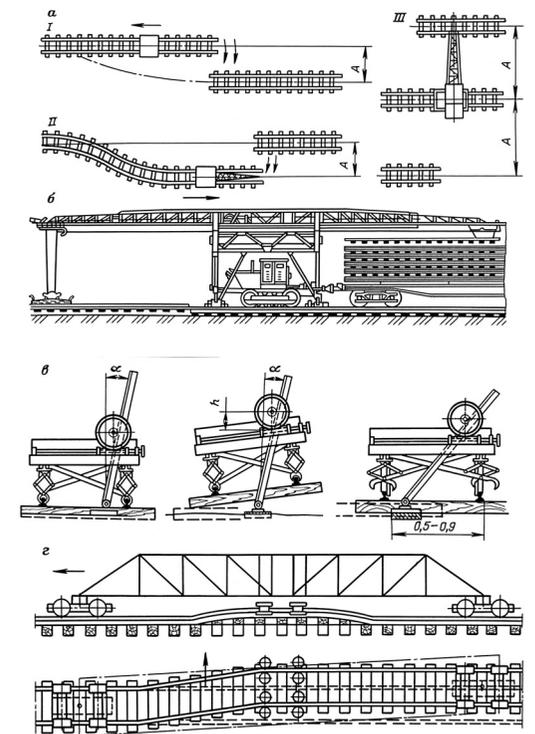


Рис. 4.17. Путеперукладка и передвижка пути:
а – крановая переукладка (I, II, III – варианты технологии переукладки); б – двухконсольный тракторный путеукладчик;
в – путепередвижитель; г – путепередвижитель непрерывного действия

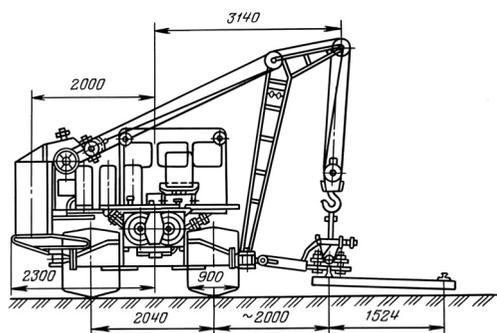


Рис. 4.18. Турнодозер П-1

контактной сети. Путь последовательно сдвигается в сторону до тех пор, пока не займет нового положения.

Путепередвигатели непрерывного действия различаются по способу передвижения на прицепные и самоходные и по конструкции – на консольные и мостовые.

Прицепной путепередвигатель, присоединенный к транспортноотвалному мосту или многоковшовому экскаватору, перемещает путь сразу вслед за экскаватором на величину отработки заходки.

Принцип работы путепередвигателя непрерывного действия заключается в том, что путь с помощью роликовых захватов поднимается на высоту 0,2–0,4 м и смещается в сторону на 0,2–0,4 м.

Самоходный или прицепной к локомотиву путепередвигатель перемещает путь при движении со скоростью 8–12 км/ч. Преимуществом консольного типа передвигателя является возможность осуществления передвижки пути в тупиках, а мостового – в осуществлении большого шага передвижки.

Производительность путепередвигателей непрерывного действия достигает 1000 м²/ч при практическом отсутствии необходимости вспомогательных работ по рихтовке пути и небольшом объеме его ремонта.

Обслуживание и ремонт подвижного состава железнодорожного транспорта осуществляются в специальном депо на промплощадке. Осмотр подвижного состава производится регулярно на станциях перед выходом в карьер.

4.15. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Производительность железнодорожного транспорта зависит от емкости состава и скорости движения поезда. Вместимость состава зависит от сцепного веса локомотива и сложности трассы, выражающимся в сопротивлении движению, и состояния пути.

Движение поезда возможно при условии

$$P\omega = F_{\text{сц}},$$

где P – вес поезда (вагонов и локомотива), Н;
 ω – общее удельное сопротивление движению поезда, Н/кН;
 $F_{\text{сц}}$ – сцепная сила тяги, Н.

Масса поезда (т)

$$P_{\text{п}} = \frac{P}{g};$$

$$P_{\text{п}} = P_{\text{сц}} + nG(1 + k_{\text{т}}),$$

тогда $[P_{\text{сц}} + nG(1 + k_{\text{т}})]g\omega = F_{\text{сц}},$

где $P_{\text{сц}}$ – сцепная масса локомотива, т;
 n – количество вагонов в поезде;
 G – грузоподъемность вагона, т;
 $k_{\text{т}}$ – коэффициент тары вагона;
 g – ускорение свободного падения, м/с².

Общее удельное сопротивление движению поезда Н/кН

$$\omega = \omega_0 + \omega_i + \omega_r,$$

где ω_0 – основное удельное сопротивление движению поезда на прямом горизонтальном участке пути, Н/кН;
 ω_i – дополнительное удельное сопротивление от подъема или уклона, Н/кН;
 ω_r – дополнительное удельное сопротивление на криволинейных участках Н/кН.

В приближенных расчетах ω_0 принимается равным на забойных и отвалных путях 4–6 Н/кН, на стационарных 2,5–3,5 Н/кН.

Условно удельное сопротивление движению от уклона принимается равным $\omega_i = i$, где i берётся в ‰.

Удельное сопротивление движению на криволинейных участках пути радиусом $R \geq 300$ м для стационарных путей принимается $\omega_r = 700/R$, для передвижных путей при $R \leq 300$ $\omega_r = 900/(R + 100)$.

К общему удельному сопротивлению добавляется удельное сопротивление при трогании $\omega_{\text{тр}}$ в среднем равное 4 Н/кН.

Сцепная сила тяги

$$F_{\text{сц}} = 1000k_{\text{сц}}P_{\text{сц}}g,$$

где $k_{\text{сц}} = 0,2 \div 0,34$ — коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес с рельсами (большее значение относится к железнодорожному пути, находящемуся в хорошем состоянии).

Подставив в первоначальное условие полученные выражения, получим уравнение

$$[P_{\text{сц}} + nG(1 + k_t)]g(\omega_o + \omega_i + \omega_r + \omega_{\text{тр}}) = 1000k_{\text{сц}}P_{\text{сц}}g,$$

из которого грузоподъёмность поезда

$$nG = \frac{P_{\text{сц}}}{1 + k_t} \left(\frac{1000k_{\text{сц}}}{\omega_o \pm \omega_i + \omega_r + \omega_{\text{тр}}} - 1 \right).$$

Количество рейсов в час зависит от продолжительности рейса. Продолжительность рейса (ч)

$$t_p = (t'_d + t''_d) + t_{\text{п}} + t_o + t_p,$$

где t'_d — время движения груженого поезда, ч ($t'_d = L/v_r$);
 t''_d — время движения порожнего поезда, ч ($t''_d = L/v_{\text{п}}$);
 $t_{\text{п}}$ — время погрузки состава, ч ($t_{\text{п}} = nG/Q_t$);
 t_o — продолжительность обмена поездов при одноколейном пути, ч,

$$t_o = 2n_o \left(\frac{L_o}{v_o} + \frac{0,5L_{\phi}}{v_{\phi}} + \tau \right),$$

где t'_o — продолжительность обмена при поточном движении поездов, ч ($t'_o = 0,5t_o$);
 t_p — время разгрузки поезда, ч ($t_p = n^1$);
 L — длина грузопотока, км;
 $v_r, v_{\text{п}}$ — скорость движения соответственно груженого и порожнего поезда, км/ч;
 Q_t — техническая производительность экскаватора, т/ч;
 n_o — число экскаваторных блоков на фронте работ в карьере;

L_o — длина пути от обменного пункта до рабочего горизонта, км;
 L_{ϕ} — длина пути на рабочем горизонте, км;
 v_o, v_{ϕ} — скорость движения состава на пути до обменного пункта и на рабочем горизонте, км/ч;
 τ — время, затрачиваемое на связь между обменными пунктами, ч;
 $t'_o = 0,025 - 0,03$ — средняя продолжительность разгрузки вагона, ч.

Число рейсов всех локомотивосоставов в смену

$$N_p = k_{\text{нр}} \frac{Q_{\text{г.о.}}}{nG},$$

где $k_{\text{нр}} = 1,1 \div 2$ — коэффициент неравномерности работы транспорта;
 $Q_{\text{г.о.}}$ — грузооборот карьера в смену, т.

Число рейсов одного локомотивосостава в смену

$$N_p^1 = \frac{T_c}{t_p},$$

где T_c — продолжительность работы транспорта в смену, ч;
 t_p — продолжительность одного рейса, ч.

Необходимое в работе число локомотивосоставов

$$N_c = k_p \frac{N_p}{N_p^1},$$

вагонов

$$n = \frac{k_p^1 Q_{\text{г.о.}}}{N_c G},$$

где $k_p = 1,1 - 1,2$; $k_p^1 = 1,1$ — коэффициент резерва соответственно локомотивов и вагонов.

Эксплуатационная производительность локомотивосостава в смену (т/см)

$$Q_{\text{см}} = nGN_p^1 k_{\text{н}},$$

где N_p^1 – число рейсов в смену;

$k_{и}$ – коэффициент использования в течение смены (по нормам технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки принимается $k_{и} = 0,9$).

Годовая производительность локомотивосоставов (т) определяется исходя из сменной производительности и числа рабочих смен в год:

$$Q_{год} = Q_{см} N_{год}.$$

При длине грузопотока на карьере 6–10 км каждый экскаватор обычно обслуживают 2 локомотивосостава при грузоподъемности поезда 300–500 т и производительности 1300–3000 м³/сут.

4.16. ПРОПУСКНАЯ СПОСОБНОСТЬ КАРЬЕРНЫХ ПУТЕЙ, СИГНАЛИЗАЦИЯ И БЛОКИРОВКА

Производительность железнодорожного транспорта зависит от пропускной способности карьерных путей, под которой понимается наибольшее число поездов, пропущенных по ограничивающему перегону в единицу времени.

Ограничивающим называется перегон, требующий наибольшего времени пропуска поезда вследствие наиболее тяжелого профиля плана пути, или имеющий наибольшую длину. В большинстве случаев ограничивающий перегон – это пути в капитальной траншее.

Пропускная способность ограничивающего перегона зависит от количества путей на перегоне, времени занятия перегона и способа связи между отдельными пунктами.

Для однопутевой линии пропускная способность ограничивающего перегона составляет

$$N = \frac{T_c}{\frac{L_n + L_n + 2\tau}{v_r + v_n}},$$

где L_n – длина ограничивающего перегона, км.

Из этой формулы видно, что повышение пропускной способности перегона возможно с уменьшением его длины, увеличением скорости

движения в грузовом и порожнем направлении, а также сокращением времени на связь между обменными пунктами.

Существуют три вида связи между различными пунктами: телефонная, жезловая и автоматическая.

При телефонной связи путь следования поезда на следующий перегон открывается только после получения телефонного сообщения, что впереди идущий состав прошел следующий раздельный пункт и освобожден перегон. На эту связь при однопутевом перегоне затрачивается 4–6 мин, при двухпутевом перегоне – 3–4 мин.

При жезловой связи ключ (жезл) от автомата сигнализации занятия пути передается машинисту, а машинист передает его дежурному следующего раздельного пункта, а он, вставляя его в автомат, открывает освобожденный перегон для следующего состава. Вместе с этим машинисту, доставившему жезл от предыдущего перегона, вручается одновременно жезл от следующего. Операции обмена жезлами между помощниками машиниста и дежурным производится на ходу поезда. Эта операция при однопутевом перегоне занимает 3–4 мин, при двухпутевом – 2–3 мин.

Полная автоматическая сигнализация и блокировка перегонов позволяют исключить время, затрачиваемое на связь между обменными пунктами. Эта система предусматривает автоматическую передачу сигналов от обменного пункта к предыдущему для открытия перегона и экстренное автоматическое торможение поезда, если он проедет запрещающий красный сигнал светофора. В автоматической СЦБ (сигнализации, централизации и блокировке) все изменения сигналов отражаются на приемном пульте железнодорожного диспетчера.

При СЦБ на карьерах применяются двух- и трехзначная система сигнализации. Двухзначная система автоблокировки с применением красного и зеленого огня обеспечивает большую частоту движения поездов, т. е. большую производительность железнодорожного транспорта.

В этом случае минимальный интервал движения поездов составляет

$$L_{и} = l_{п} + l_{бл} + Z,$$

где $l_{п}$ – длина поезда, м;

$l_{бл}$ – длина блок-участка (минимальная длина блок-участка принимается не менее длины тормозного пути – 300 м);

Z – гарантийное расстояние по условию безопасности.

При трехзначной системе автоматизации интервал между движущимися поездами равен двум или трем блок-участкам: машинист, проезжая зеленый сигнал, видит впереди зеленый или желтый, т. е.

$$L_{\text{п}} = l_{\text{п}} + 2l_{\text{бл}} \text{ или } L_{\text{и}} = l_{\text{п}} + 3l_{\text{бл}}.$$

Помимо СЦБ каждый локомотив имеет радиосвязь с центральным пунктом транспортного диспетчера, дежурным раздельных пунктов. Для радиосвязи используют радиостанции, позволяющие иметь надежную связь в радиусе 10 км.

Дальнейшими направлениями совершенствования железнодорожного транспорта является увеличение мощности локомотивов, веса поезда, грузоподъемности думпкаров, скорости движения как в рамках существующей стандартной колеи, так и путем перехода на особую широкую колею для карьерных условий. Большим резервом перемещения горной массы железнодорожным транспортом является совершенствование схем путевого развития, применение отдельных грузопотоков и поточного движения поездов.

4.17. АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

Автомобильный транспорт имеет широкое распространение на карьерах благодаря автономности, мобильности, высокой эффективности работы в сложных топографических, геологических и суровых климатических условиях.

Наиболее эффективная область применения автомобильного транспорта — карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных карьеров в комбинации с железнодорожным транспортом или подъемниками. Применение автомобильного транспорта на карьерах относится к периоду его возникновения и развития.

Автомобильный транспорт на карьерах характеризуется, как и железнодорожный, грузооборотом, т. е. количеством груза в тоннах, перевозимого в единицу времени.

Принцип его работы заключается в перемещении горной массы из забоев к пунктам приема горной массы по автодороге и её разгрузке.

4.18. АВТОМОБИЛЬНЫЕ ДОРОГИ В КАРЬЕРЕ

Автомобильные дороги в карьере разделяются на капитальные и временные. Капитальные дороги сооружаются на стационарных участках трассы на поверхности карьера, в траншеях и транспортных бермах. Временными являются забойные дороги в забоях, на рабочей площадке, на скользящих съездах и на отвалах. Дороги характеризуются грузонапряженностью, т. е. количеством груза в тоннах, отнесенного к одному километру пути, и интенсивностью движения, т. е. количеством машин, проходящих в одном направлении в единицу времени. В зависимости от грузоподъемности и интенсивности движения капитальные дороги делятся на три категории, каждая из которых имеет свои требования к покрытию дорог и их параметрам (табл. 4.9).

Конструкции капитальной автодороги даны на рис. 4.19. Она состоит из основания с водоотводными канавами, насыпями, путепроводами, мостами дорожного полотна, включающего проезжую часть с обочинами.

Таблица 4.9

Характеристика и назначение дороги	Время существования	Средняя скорость движения, км/ч	Категория дороги
<i>Постоянные дороги</i>			
Главные дороги, связывающие карьер с обогатительной фабрикой, складом, перегрузочным пунктом и т.д.	Срок разработки месторождения	До 50–60	I
Главные съезды и заезды в карьер до отвалов	То же, но с изменением длины по мере разработки	До 20–25	I
Магистральные от главных съездов в карьер до отвалов	Срок существования отвала (обычно от 8 до 10 лет)	До 30–40	I
Заезды на отвалы	То же	До 15–20	II
Дороги на поверхности отвала, связывающие ряд участков	Срок отработки группы горизонтов (обычно от 3 до 5 лет)	До 20–25	II
<i>Временные дороги</i>			
Проезды по уступам и заезды к экскаваторам	Срок эксплуатации горизонта (1–2 года)	До 10–15	III
Проезды на отвалах и дорогах на отсыпаемых участках	Срок эксплуатации отсыпного участка	До 10–15	III

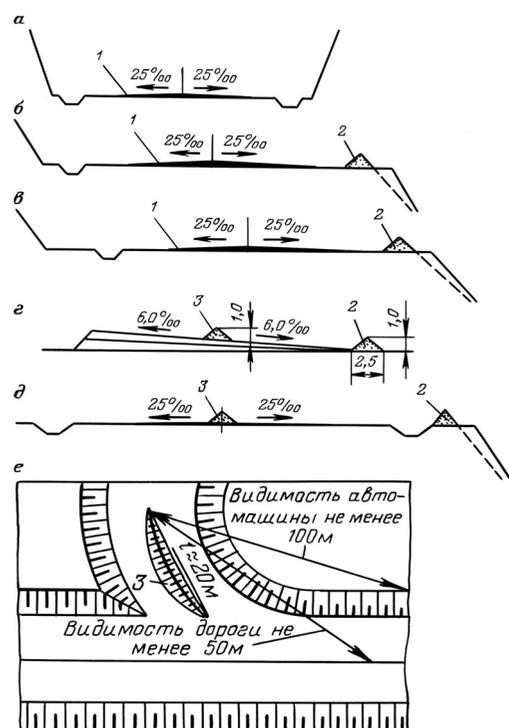


Рис. 4.19. Профили автомобильных дорог в карьере:
 а – в траншее; б – на транспортной берме;
 в – на уступе; г – на петлевом развороте;
 д – на отвале; е – в пунктах примыкания
 к трассе;
 1 – транспортная полоса; 2 – предохранительный вал; 3 – распределительный вал

Грузоподъемности самосвалов ширина двухполосной дороги в карьере составляет (м):

Грузоподъемность автомобиля, (т) до 20, 25–30, 40–45, 70–80, 110–120, 170–180.

Покрытие:

✧ щебеночное
 (I–II категории) 9/8, 14/12, 15/13, 20/18, 25/22, 30/27;

Параметрами дорог являются: ширина проезжей части, радиус закруглений, уклон в продольном и в поперечном направлениях, на виражах, наименьшее расстояние видимости поверхности дороги и автомобиля.

При двухполосном движении ширина проезжей части B (м) постоянных дорог

$$B = 2bk_v + G,$$

где b – ширина автомобиля, м;

k_v – коэффициент, учитывающий суммарную скорость встречных автомобилей (при $V = 20$ – 30 км/ч $k_v = 1,6$ – $1,9$);

G – величина, учитывающая габариты автомобиля (для автосамосвалов грузоподъемностью 27, 40, 75, 110, 180 т равна соответственно 1,0; 1,3; 2,3; 3,8; 5,4).

В зависимости от категории дороги и грузоподъемности самосвалов

✧ грунтовое на скальном основании
 (III категория) 9/8, 13/12, 15/13, 19/17, 21/19, 23/21.

При однополосном движении ширина дороги при движении БелАЗ-540 – 5,5–6,0 м; БелАЗ-548 – 5,8–6,6 м; БелАЗ-549 – 8–9,8 м; БелАЗ-7519 – 8,3–10,6 м; БелАЗ-7521 – 10,4–12,8 м.

На криволинейных участках трассы проезжая часть выполняется с уширением (м)

$$c = l^2 R^{-1} + 0,1vR^{0,5},$$

где l – колесная база автомобиля, м;

R – радиус кривой по оси дороги, м;

V – скорость движения, км/ч.

Уширение производится постепенным (по длине не менее 20 м) уменьшением ширины обочины (при этом ширина обочины должна оставаться не менее 1 м).

Продольные уклоны главных откаточных дорог устраиваются с подъемом в грузовом направлении до 80 ‰, реже до 100 ‰, в поворочном направлении до 120 ‰, реже до 150 ‰.

При криволинейных траншеях и радиусах менее 200 м необходимо производить смягчение продольного уклона на величину Δi (‰):

$$\Delta i = 30 \frac{200 - R}{200}.$$

Поперечный уклон автодороги определяется типом дорожного покрытия, шириной, водопроницаемостью, скоростью движения и составляет 20–40 ‰.

Продольный уклон временных дорог принимается в пределах 60–80 ‰. При движении в карьерах тягачей с прицепами и полуприцепами подъем не должен превышать 60 ‰.

Радиус горизонтальных кривых автодорог в значительной степени влияет на скорость движения и устойчивость автомобиля при движении на кривых участках дороги.

Минимальные радиусы кривых (м) для автосамосвалов различной грузоподъемности приведены в табл. 4.10.

Проезжая часть полустационарных и стационарных дорог имеет дорожную одежду из нескольких конструктивных слоев.

Таблица 4.10

Дорожные условия	Радиус кривых, м, при грузоподъёмности автосамосвала, т					
	10-20	25-30	40-55	70-80	110-120	170-180
Постоянные дороги в карьере	30	50-60	50-60	50-60	50-60	50-60
Серпантинные и грузовые кривые	15-20	20-30	30-35	35-40	35-10	40-45
Временные автодороги в карьере	10-12	12-15	12-15	15-20	17-20	20-25
Петлевые дороги под погрузку	8-10	10-11	12-13	12-14	14-15	18-20

Верхний слой дорожной одежды (покрытие) состоит из слоя износа, периодически возобновляемого по мере его истирания, и основного слоя, определяющего эксплуатационные свойства покрытия.

Несущая часть дорожной одежды (основание) обеспечивает совместно с покрытием передачу нагрузок на подстилающий слой или непосредственно на грунт земляного полотна.

Нижний конструктивный слой дорожной одежды выполняет наряду с передачей нагрузок на земляное полотно также функции морозозащитного, дренажного, выравнивающего и других слоев.

Слой одежды располагают по принципу снижения их прочности в соответствии с уменьшением напряжений по глубине.

Различают дорожные покрытия усовершенствованные (капитальные и облегченные), переходные и низшие. К усовершенствованным капитальным покрытиям относятся цементобетонные (монолитные и сборные) и асфальтобетонные, укладываемые в горячем состоянии, из прочных щебеночных материалов, обработанных вязкими битумами.

К усовершенствованным облегченным относятся покрытия из щебеночных и гравийных материалов, обработанных жидкими органическими вяжущими материалами, из холодного асфальтобетона, из грунта, обработанного вяжущими битумами.

К переходным покрытиям относят щебеночные из каменных материалов и шлака, грунтощебеночные и гравийные, из грунтов и местных слабых минеральных материалов, обработанных жидкими вяжущими органическими веществами. Покрытия переходного типа являются основаниями для усовершенствованных покрытий. Низшие покрытия – это грунтовые, укрепленные различными местными материалами.

Материалами для основания служат щебень, грунтощебень, гравий, грунт, обработанный вяжущими, а для дополнительного слоя – крупнозернистый песок, гравелистые грунты, раздробленная горная порода и другие местные материалы.

На временных забойных и отвальных дорогах устраивается обычно однослойная дорожная одежда из выровненной горной массы с подсыпкой щебеночного или гравийного материала. Для временных съездов соединительных и хозяйственных дорог устраивается однослойное покрытие из гравия или взорванной скальной вскрыши слоем в несколько десятков сантиметров, которая разравнивается бульдозерами и автогрейдером и укатывается движущимися автомобилями.

Из капитальных покрытий распространение нашли железобетонные и цементные, которые обладают высокой износостойкостью и удовлетворительными характеристиками по сцеплению.

Толщина таких покрытий принимается в зависимости от осевой нагрузки: 100–120 кН (машины типа КраЗ) – 22 см; до 340 кН (БелАЗ-540А, БелАЗ-75401, БелАЗ-7510) – 29–39 см; до 480 кН (БелАЗ-548А, БелАЗ-548С, БелАЗ-7525) – 40–45 см; до 760 кН (БелАЗ-54915, БелАЗ-549С) – 48–58 см.

Нижний слой таких дорог выполняют из песка, ракушечника, щебня, металлургического шлака, песчано-гравийной массы, а также из породы, обработанной битумом или цементом. Толщина подстилающего слоя должна быть не менее 15 см.

Для уменьшения температурных напряжений цементобетонные покрытия устраивают из отдельных плит (длиной 6–9 м), разделенных между собой швами сжатия, в которые вставляют упругие прокладки, и расширения (устанавливаемые через 15–20 м), заливаемые битумными мастиками.

Кромки и углы плит усиливают стальной арматурой, внутрь плиты закладывают металлические сетки.

Распространены на карьерах монолитные цементобетонные покрытия (изготавливаемые на месте из монолитного бетона, подрядными дорожно-строительными организациями).

Для автосамосвалов грузоподъемностью 110–180 т с высокими нагрузками на ось целесообразно устройство покрытий нового типа – цементобетонных из струнбетона. При этом толщина их резко снижается и составляет для машин грузоподъемностью 110–180 т 60–70 см.

Асфальтобетонные покрытия удовлетворительно работают при движении автомобилей грузоподъемностью менее 25 т.

Получили распространение на карьерах одно- и двухслойные покрытия из каменных материалов: щебеночные, грунтощебеночные и гравийные. В двухслойной одежде верхний слой устанавливается из дробленого щебня, гравия высокого качества, отходов обогащения. Толщина таких одежд при эксплуатации автомобилей грузоподъемностью 110–180 т превышает 1 м.

Щебеночные и гравийные одежды удовлетворительно работают при укладке сверху покрытий из щебня и гравия, обработанных черными вяжущими, предохраняющими дорожную одежду от разрушения и предотвращающими образование пыли.

Проезжая часть автомобильных дорог на транспортных бермах борта карьера ограждается у призмы обрушения предохранительными сооружениями в виде ориентирующего или удерживающего породного вала или отклоняющего анкерного железобетонного сооружения. Для их размещения предусматривается полоса в первом случае 3–4 м, во втором – 6–10 м, в третьем – 1–3 м.

Со стороны откоса борта карьера предусматривается площадка для сбора осыпей (0,5 м) и водоотводная канава (0,5 м). Обочины с обоих бортов проезжей части дороги на берме принимаются от 0,5 до 1,5 м.

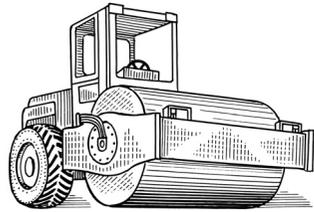


Рис. 4.20. Виброкаток

Временные дороги не имеют нижнего строения и мощного покрытия. В карьере и на отвалах их прокладывают бульдозерами с подсыпкой щебенкой из рыхлых пород со слабой несущей способностью толщиной 30 см, на плотных и полускальных породах – 25 см, на скальных породах – 20 см с уплотнением виброкатками (рис. 4.20).

На временных дорогах (а также при устройстве дорог в холодное время года и на неустойчивых грунтах) целесообразно устройство железобетонных покрытий (сплошных или колеиных).

Пропускная способность полосы П (автомобиль/ч) автодороги в одном направлении

$$\Pi = \frac{60}{K_d t_m} = \frac{1000v}{K_d S},$$

где $K_d = 1,2 \div 1,75$ – коэффициент неравномерности движения;
 t_m – интервал времени между автомобилями, мин;
 S – интервал между автосамосвалами, м

$$S = 0,278vt_p + \frac{3,9(1-\gamma)v^2}{(1000\psi_t + \omega_0 \pm i)} + L_m,$$

где $t_p = 1 \div 2$ с – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие;

γ – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией при движении с грузом $\gamma = 0,03 \div 0,01$; при движении порожняком $\gamma = 0,085 \div 0,07$; для автомобилей с электромеханической трансмиссией $\gamma = 0,1 \div 0,15$);
 $\psi = 0,2 \div 0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении;
 ω_0 – удельное основное сопротивление движению автомобиля, Н/кН;
 i – уклон автодороги, ‰;
 L_m – длина машины, м.

Значения удельного основного сопротивления ω_0 (Н/кН) движению машин на дорогах с различными покрытиями приведены ниже:

Главные откаточные дороги с покрытием:	
бетонным, асфальтобетонным, гудронизированным,	
брусчаткой	15–20
гравийным	5–30
щебеночным	30–45

Забойные и отвальные дорожные грунтовые проезды:	
укатанные в забоях	50–80
укатанные на отвалах	до 150
неукатанные	250–300

Провозная способность (т/сут) дороги

$$M = \frac{\Pi_y}{f_p} q,$$

где Π_y – пропускная способность ограничивающего участка дороги (автомобилей/сут);
 $f_p = 1,7 \div 2$ – коэффициент резерва пропускной способности;
 q – грузоподъемность автомобиля, т.

Безопасное расстояние между движущимися автомобилями определяется расстоянием видимости не менее 50 м.

Схема движения на дорогах в карьере строится с учётом правостороннего примыкания к главной трассе грузопотока от рабочих горизонтов отвала без пересечений и возможного обеспечения поточности движения.

4.19. ПОДВИЖНОЙ СОСТАВ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Автотранспортные средства на карьерах в настоящее время представлены автосамосвалами грузоподъемностью от 12 до 180 т отечественного производства и 110–250 т производства фирм США, Канады, Великобритании, Японии, Швеции и Германии. Автосамосвалы оборудованы гидроподъемниками для наклона кузова назад при разгрузке. Радиусы разворота от 8,3 до 14 м, скорость движения до 60 км/ч.

Белорусский автомобильный завод выпускает модификации самосвалов с гидромеханической и электромеханической передачами (табл. 4.11).

В последнее время самосвалы большой грузоподъемности оборудуются чаще гидромеханической передачей для обеспечения доставки горной массы в карьерах с большой глубины по трассе с затяжными подъемами.

В настоящее время в связи с увеличением загазованности от эксплуатации автотранспорта на глубоких горизонтах карьеров и ограничением в расходах дизельного топлива возрос интерес к использованию на карьерах троллейзозов. Современные автосамосвалы большой грузоподъемности с мотор-колесами вполне способны использовать питание от контактных приводов на стационарных участках трассы. В США фирмами «Юнит Риг» и «Вабко» дизель-троллейвозы выпускаются на базе серийных автосамосвалов, работающих на постоянном токе. В Японии фирма «Комацу» выпускает дизель-троллейвозы на базе 120-тонного самосвала, питаемого переменным током. Применение дизель-троллейзозов увеличивает производительность автотранспорта на 30%, повышает скорость на уклонах на 70%, при этом экономия топлива до 60%. Канадская фирма «Квебек карьер майнинг» за год эксплуатации 22 дизель-троллейзозов большой грузоподъемности при средней длине транспортирования 2,5 м снизила расход дизельного топлива на 87% и увеличила производительность транспортных единиц на 20%.

БелАЗом разработаны типовые дизель-троллейвозы-полуприцепы грузоподъемностью от 60 до 125 т. Скорость движения дизель-троллейзозов на горизонтальном участке пути составляет при питании от контактной сети 60 км/ч, от дизель-генераторной установки – 15 км/ч.

В связи с ростом выемочно-погрузочной техники увеличивается грузоподъемность карьерных автосамосвалов. Фирмой «Винкл-Констракторс» в США создан самосвал грузоподъемностью 240 т с двигателем мощностью 2207 кВт.

По данным зарубежных стран производительность 150-тонных автосамосвалов на 30–50% больше, чем 100-тонных, и себестоимость транспортирования горной массы снижается на 20–25%.

Таблица 4.11

Модели	НАИМЕНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ										Предприятие-изготовитель
	Грузоподъемность, т	Геометр. ёмкость кузова, м ³	Мощность двигателя, кВт	Эксплуатационная мощность	Тип трансмиссии	Макс. транспортная скорость, км/ч	Размер шин	Минимальный радиус поворота, м	Габаритные размеры: длина, ширина, высота, мм		
КАРЬЕРНЫЕ САМОСВАЛЫ											
75051 (4x4)	23	15,5	220/260	19,6	ГМТ	50	26,5x25	нд	7520x3250x3400	Могилёвский автозавод	
75404	30	15	309	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7110x4360x3930	Белорусский автомобильный завод	
7540А	30	15	309	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7110x4360x3930		
7540В	30	15	265	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7110x4360x3930		
7540Е	30	15	309	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7110x4360x3930		
7540Д	30	15	290	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7110x4360x3930	Могилёвский автозавод	
7540Е	30	23,5	265	22,5	ГМТ	50	18,00x25	8,7	7160x4620x3900	Белорусский автомобильный завод	
7506 (4x4)	32	20,5	312	25,4	ГМТ	56	29,5x29	шарнирная рама с углом поворота 42°	8970x3395x2950		
7547	45	19	368	33	ГМТ	60	21,00x35	10,2	8090x4620x4390	Могилёвский автозавод	
75471	45	19	405	33	ГМТ	60	21,00x35	10,2	8090x4620x4390	Белорусский автомобильный завод	
75473	45	19	448	33	ГМТ	60	21,00x35	10,2	8090x4620x4390		
7547Д	45	19	400	32,3	ГМТ	60	21,00x35	10,2	8090x4620x4390		
7555А	55	29/49	537	40,5	ГМТ	55	24,00x35	9,0	8890x5240x4610		
7555В	55	35/60	515	40,2	ГМТ	55	24,00x35	9,0	8890x5240x4610	Могилёвский автозавод	
75491	80	35/60	750	72,5	ГМТ	50	27,00x49	11,0	10300x5420x5350	Белорусский автомобильный завод	
75492	80	47/90	808	73,6	ГМТ	50	27,00x49	11,0	10300x5420x5350		
7514	120	47/90	956	95	ГМТ	48	33,00x51	13,0	11380x6150x5580		

см. окончание

Окончание таблицы 4.11

НАИМЕНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ										
Модели	Грузоподъемность, т	Геометрическая емкость кузова, м ³	Мощность двигателя, кВт	Эксплуатационная мощность, кВт	Тип трансмиссии	Максимальная скорость, км/ч	Размер шин	Минимальный радиус поворота, м	Габаритные размеры: длина, ширина, высота, мм	Предприятие-изготовитель
75141	120	47/90	882	95	ГМТ	48	33,00x51	13,0	11380x6150x5580	Белорусский автомобильный завод
75145	120	47/90	882	95	ЭМТ	48	33,00x51	13,0	11380x6150x5580	
75131	130	51	1176	105	ЭМТ	48-55	33,00xR51	13,0	11500x6900x5720	
75132	130	51	1103	105	ЭМТ	48-55	33,00xR51	13,0	11500x6900x5720	
7513	130	51	1176	107	ЭМТ	48-55	33,00xR51	13,0	11500x6900x5720	
75215	180	92	1691	163	ЭМТ	40	40,00x57	15,0	13400x7780x6460	
75216	190	84	1691	162	ЭМТ	40	40,00x57	15,0	13580x7780x6460	
75303	200	80	1691	152,7	ЭМТ	40	40,00x57	15,0	13360x7780x6520	
75306	220	80	1690 и 2300	150-155	ЭМТ	40	40,00x57	15,0	13360x7780x6520	
ВНЕДОРОЖНЫЕ САМОСВАЛЫ										
ВДС-16 (4x4)	16	10	176	22	ГМТ	50	29,5/75R 25	шарнирная рама; 8,5	9390x2540x3620	ЗАО «Челябинские строительные и дорожные машины» Белорусский автозавод Могилевский автозавод
ВДС-25 (6x4)	25	14,3	246	25	ГМТ	48	26,5x25	шарнирная рама; 9,3	10370x3200x3630	
7528 (6x6)	36	17	403	36	ГМТ	60	29,5x29	шарнирная рама; 9,5	11300x3700x3700	
7503 (6x4)	45	30	441	33	ГМТ	50	29,5x29	шарнирная рама	10390x3400x3800	

Примечание. ГМТ – гидромеханическая трансмиссия.
ЭМТ – электромеханическая трансмиссия.

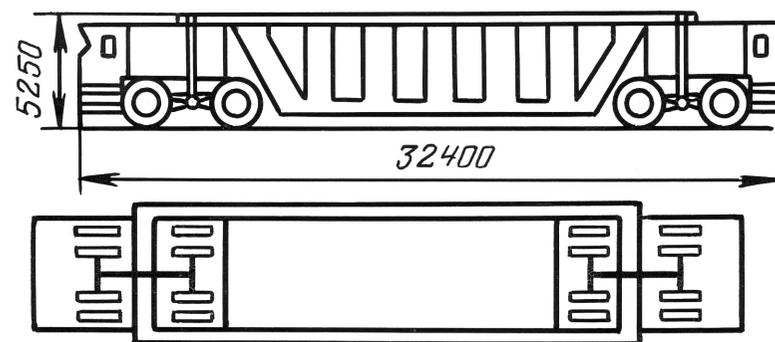


Рис. 4.21. Специальный карьерный автопоезд особо большой грузоподъемности

Полуприцепы используются обычно в качестве рудовозов и поэтому оборудуются кузовами с разгрузкой через дно или приспособленными для разгрузки наклоном набок с помощью специального стационарного или передвижного механизма.

4.20. ТЕХНОЛОГИЯ РАБОТЫ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА НА КАРЬЕРЕ

Технология работы автомобильного транспорта на карьере заключается в перевозке из карьера вскрыши, некондиционных руд на отвалы, полезного ископаемого на склад или к бункерам обогатительной фабрики по карьерным автодорогам, объединенным во вскрышные грузопотоки и грузопотоки полезного ископаемого. При широкой рабочей площадке или заходке автосамосвал подает под погрузку к экскаватору, совершая петлевой разворот (рис. 4.22). В стесненных условиях при ограниченной рабочей площадке и узкой заходки и несовпадении направления

Тип забоя	Тип заходки	Ширина заходки	Особые условия работ	Движение машин на цуступе и схемы подачи под разгрузку									
				одностороннее				встречное					
				аквальные и петлевые	тупиковые	петлевые	тупиковые	аквальные и петлевые	тупиковые	петлевые	тупиковые		
Торцовый	Сквозная	Нормальная $A_{\text{н}}(1,5 \div 1,7)R_{\text{ч.у}}$	Широкие рабочие площадки	Направление движения экскаватора и порожних машин		непопутное		попутное		непопутное		попутное	
				1	2	3	4	19	20	21	22		
	Сквозная и тупиковая	Нормальная и узкая $A_{\text{н}} \approx 0,5 R_{\text{ч.у}}$	Минимальная ширина рабочих площадок	Направление движения экскаватора и порожних машин		непопутное		попутное		непопутное		попутное	
				5	6	7	8	23	24	25	26		
	Сквозная	Широкая $A_{\text{ш}} > 2R_{\text{ч.у}}$	Без забойной сортировки С забойной сортировкой	Направление движения экскаватора и порожних машин		непопутное		попутное		непопутное		попутное	
				9	10	11	12	27	28	29	30		
	Тупиковая	Достаточная для петлевого разворота $A \geq 2(R_{\text{мин}} + m)$ Недостаточная для петлевого разворота $A < 2(R_{\text{мин}} + m)$	Направление движения экскаватора и порожних машин		непопутное		попутное		непопутное		попутное		
			13	14	33	34	35						
	Правильный	Сквозная	Узкая	Направление движения экскаватора и порожних машин		непопутное		попутное		непопутное		попутное	
				15	16	17	18	36	37	38	39		

Рис. 4.22. Схемы подачи автосамосвалов под погрузку в забой

движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал выполняет петлевой или тупиковый разворот внутри заходки, а при совпадении направления движения порожнего самосвала и экскаваторной заходки автосамосвал подается под погрузку задним ходом после тупикового разворота внутри заходки.

Во всех случаях подача самосвала должна быть такой, чтобы при погрузке ковш экскаватора не проходил над кабиной водителя, а угол поворота экскаватора от забоя был минимальный.

Вследствие высокой стоимости автотранспортных средств его простой, как и простой выемочно-погрузочной техники, должны быть минимальными. Для их уменьшения на карьерах используют два вида организации работ автотранспорта: с закреплением определенного количества самосвалов за экскаватором в течение смены и без закрепления с подачей машины под погрузку каждый раз по команде диспетчера.

Организация работы автотранспорта при закреплении за экскаваторами наиболее простая и обеспечивает большую производительность, но её применение возможно при надежной работе выемочно-погрузочной, отвалообразующей техники для перевозки вскрышных пород

и однородного по составу полезного ископаемого. Управление без закрепления маршрутов автосамосвалов осуществляется с помощью автоматической системы, включающей средства подачи информации о состоянии экскаваторов, каждого автосамосвала, средства передачи команд водителям и электронно-вычислительную машину. Они применяются в карьерах, где требуется усреднение руды, поступающей на обогатительную фабрику из забоев с разным качеством руды.

В настоящее время создано несколько таких систем. Принцип их работы заключается в том, что у диспетчера накапливается информация о состоянии погрузки самосвалов в каждом забое, количестве отгруженной руды определенного качества с начала смены и при подходе порожняка-самосвала к контрольному пункту у карьера высвечиванием номера экскаватора на пульте водитель получает направление движения. При подаче на разгрузку автосамосвал с рудой взвешивается, при этом автоматически считывается его условный номер и передается в запоминающее устройство ЭВМ вместе с весом и качеством доставленной руды.

Эффективность работы автотранспорта на карьере зависит от состояния автодорог. Для обслуживания дорог на карьерах, ремонта и строительства новых предусматривается специальная дорожная служба. Обслуживание дороги включает:

- ✦ постоянное патрулирование дорог быстроходными бульдозерами на пневмоходу для удаления с поверхности осыпавшихся с кузовов кусков породы;
- ✦ периодическую подсыпку щебнем и уплотнение дороги виброкатком для сохранения ее профиля;
- ✦ зачистку поверхности забоев от просыпи бульдозерами;
- ✦ очистку водоотводных канав постоянных дорог;
- ✦ планировку временных дорог в карьере и на отвалах грейдерами;
- ✦ полив дорог растворами для подавления пыли в летнее время специальными карьерными поливальными машинами;
- ✦ посыпание песком поверхности дороги во время гололеда пескочибризователями.

Строительство новых дорог по мере развития карьера планируется вместе с горными работами. Сооружение основания дороги выполняет эксплуатационная горная техника. Профилировка поверхности дороги, сооружение водоотводных канав на стационарных участках трассы, покрытие выполняются автодорожной службой. Для обеспечения щебнем, песком и бетоном предусматриваются дробильно-сортировочный и растворный узлы. В качестве щебня может использоваться

порода вскрыши или добываемые на специальных карьерах прочные породы. На карьерах с вечномерзлыми полускальными породами в летнее время для предохранения оттаивания мерзлоты и уменьшения на нее динамической нагрузки от колёс больших автосамосвалов необходимо покрытие дорог мощным слоем щебня.

Обслуживание автопарка осуществляется в специальных помещениях автохозяйства на промплощадке. Оно предусматривает контроль систем автосамосвалов и текущий ремонт на линии, профилактику, плановый и капитальный ремонт узлов в специализированных мастерских.

4.21. РАСЧЁТ ПАРАМЕТРОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

Расчет параметров автотранспорта в конкретных горнотехнических условиях производится в следующем порядке: выбирается тип самосвала (табл. 4.12), затем рассчитывается скорость движения, время погрузки, движения, рейса и парк машин.

5 ≥ Lтр > 3

Таблица 4.12

Экскаваторы вместимостью ковша, м ³	1 < Lтр > 1,5	3 ≥ Lтр > 1,5	5 ≥ Lтр > 3
	Насыпная плотность транспортируемых пород, т/м ³		
	1,3	1,3	1,3
До 2	13–15 т	15 т	18–20 т
3,2	15–20 т	20 т	30 т
5	20–40 т 40–120 т		40–50 т
8	40–70 т	70 т	100 т
12,5	70–100 т	100 т	120 т
20	100–130 т	130 т	20 т

Скорость автосамосвала для каждого участка трассы определяется по динамической характеристике самосвала или по формуле

$$v = \frac{3600N}{F_k} \eta_T \eta_{o,m},$$

$$F_k = 1000P_{сц} \psi;$$

$$P_{сц} = k_{сц} P_g,$$

где N – мощность дизеля, кВт;

η_T – КПД трансмиссии (при механической передаче 0,72–0,82, при гидромеханической 0,7–0,72, при электромеханической 0,69–0,71);

$\eta_{ом}$ – коэффициент отбора мощности на вспомогательные устройства автомобиля;

F_k – касательная сила тяги, кН;

$P_{сц}$ – сцепной вес самосвала, кН;

ψ – коэффициент сцепления колес с дорогой (табл. 4.13);

P – полная масса автомобиля, т;

g – ускорение свободного падения, м/с²,

$k_{сц}$ – коэффициент сцепного веса:

колёсная формула самосвала 4x2, 4x4, 6x2, 6x4, 8x4;

коэффициент сцепного веса $k_{сц}$ 0,65, 1,0, 0,4, 0,7, 0,5.

Таблица 4.13

Дороги	Покрытие		
	Сухое дорожное	Мокрое дорожное	Загрязнённое дорожное
Постоянные с покрытием: щебёночным с поверхностной обработкой асфальтовым асфальтобетонным и бетонным	0,57–0,75 0,7 0,7	0,43–0,55 0,45 0,45	0,4 0,25 0,3
Временные: забойные укатанные проезды отвальные укатанные проезды	0,6 0,4–0,58	0,4–0,5 0,2–0,34	– –
<i>Примечание.</i> На дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2–0,3; при гололёде до 0,15–0,2.			

На забойных и отвальных путях правилами безопасности скорость ограничивается до 15–20 км/ч. На трассе возможная скорость движения автосамосвала ограничивается длиной тормозного пути при экстренном торможении, которая должна быть не менее расстояния видимости (20–100 м). При расстоянии видимости меньше чем 20 м движение самосвалов не допускается.

Тормозной путь самосвала

$$L = \frac{3,9(1+\gamma)v^2}{\omega_0 \pm i + 1000\psi_T},$$

где γ – насыпная плотность горных пород, т/м³ (см. табл. 4.12);

ω_0 – основное сопротивление движению, Н/кН;

i – уклон дороги ‰/‰;

ψ_T – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении.

Максимальный уклон, который может преодолеть самосвал без учета сопротивления воздушной среды

$$i_{\max} = \frac{(F_k - \omega_0 P)g}{P}$$

Производительность автотранспорта зависит от его грузоподъемности и скорости движения.

Производительность автосамосвалов:
техническая (т/ч)

$$Q_t = Gnk_T;$$

эксплуатационная (т/см)

$$Q_{\text{см}} = Q_t T_{\text{см}} k_{\text{и}},$$

где G – грузоподъемность автосамосвала, т;

n – число рейсов в час;

$k_T = 0,9 \div 0,95$ – коэффициент использования грузоподъемности

$$k_T = \frac{Q^1}{G},$$

где Q^1 – масса груза в кузове автосамосвала, т;

$T_{\text{см}}$ – длительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования самосвала в смену.

Число рейсов в час зависит от продолжительности рейса, ч

$$t_p = t_{\text{п}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м}},$$

где $t_{\text{п}}$ – время погрузки экскаватором одного автосамосвала, ч;

$$t_{\text{п}} = \frac{E_a}{Q_t};$$

E_a – вместимость кузова автосамосвала, м³;

Q_t – техническая производительность экскаватора, м³/ч;

$t_p = (0,017 - 0,02)$ ч – время разгрузки автосамосвала;

$t_{\text{гр}}$ и $t_{\text{пор}}$ – время движения груженого и порожнего самосвалов, ч;

$$t_{\text{гр}} = k_p \frac{L_{\text{гр}}}{v_{\text{гр}}}, \quad t_{\text{пор}} = k_p \frac{L_{\text{пор}}}{v_{\text{пор}}};$$

$L_{\text{гр}}, L_{\text{пор}}$ – длина пути в грузовом и порожнем направлении, км;

$v_{\text{гр}}, v_{\text{пор}}$ – скорость движения автосамосвала с грузом и порожнего, км/ч;

$k_p = 1,1$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала;

$t_{\text{м}} = (0,017 - 0,05)$ ч – время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки.

Годовая производительность автосамосвалов определяется исходя из сменной производительности, коэффициента технической готовности и режима работы карьера (т/ч):

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} N_{\text{год}} t_{\text{т.г}}$$

где $N_{\text{год}}$ – число рабочих смен в год;

$t_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности по суточному режиму эксплуатации.

Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора

$$N = \frac{t_p}{t_{\text{п}}}$$

должно быть целым, округление в меньшую сторону ведет к простоя экскаватора, в большую – автосамосвалов. При расчете числа автосамосвалов необходимо учитывать, что **минимальное соотношение между вместимостью ковша экскаватора и вместимостью кузова автосамосвала не менее трех.**

Рабочий парк автосамосвалов должен обеспечить необходимый грузооборот карьера

$$N = \frac{W_{\text{г.о}} k_{\text{и}}}{Q_{\text{см}} n_{\text{см}}}$$

Инвентарный парк

$$N_{\text{и}} = \frac{N_p}{k_T}$$

где $W_{г.о}$ – грузооборот карьера в сутки в т насыпного веса;
 $k_{и} = 1,1$ – коэффициент работы транспорта;
 $n_{см}$ – число смен в сутки;
 $t_{т} = 0,7 \div 0,9$ – коэффициент технической готовности автопарка, т.е. отношение технически исправных машин к инвентарному парку.

Основным направлением совершенствования автомобильного транспорта является увеличение его грузоподъемности и надежности работы, уменьшение выброса в атмосферу вредных компонентов выхлопных газов.

Увеличение надежности работы автосамосвалов развивается в двух направлениях – совершенствование конструкций машин и их узлов и улучшение дорожных условий. Для уменьшения выброса в атмосферу вредных компонентов применяют различные конструкции поглотителей или дожигателей выхлопных газов. К уменьшению загазованности в карьере ведет применение газотурбинных двигателей и троллейбусов. Одним из коренных путей уменьшения загазованности является применение в качестве топлива сжиженных горючих газов, сжигание которых не дает вредных выбросов в атмосферу.

4.22. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ ИЗ КАРЬЕРА ПОДЪЕМНИКАМИ

Подъемник – это один из видов транспорта, который обеспечивает подъем горной массы по кратчайшему расстоянию. Распространены подъемники канатные – скиповые, клетевые, канатно-автомобильные, самоходные.

Скипы применяются для подъема горной массы с глубоких горизонтов карьеров с равнинной поверхностью или спуска ее с рабочих горизонтов до господствующей поверхности.

Скорость движения скипов достигает 8,5 м/с. Трасса скипа прямая под любым углом (до 90°) при расположении ее в вертикальном стволе, что обеспечивает доставку горной массы по кратчайшему расстоянию.

Скип загружается на перегрузочном пункте в карьере из автомобильного транспорта или из автопогрузчиков и разгружается опрокидыванием на поверхности в перегрузочный бункер. При перемещении скипового подъема в стволе доставка горной массы к скипу может осуществляться железнодорожным транспортом в штольне.

Схема подъема определяется производительностью подъема. Односкиповой подъем применяется при грузоподъемности скипа 100–120 т. Наиболее производительный двухскиповой подъем. При грузоподъемности скипов до 40 т и углах подъема до 45° они подвешиваются на одном канате. При большей грузоподъемности применяется подвеска скипов многоканатная или блоковая (рис. 4.23).

Производительность скиповой установки зависит от вместимости скипа E_c и организации его загрузки ($m^3/ч$):

$$Q_{п} = E_c k_э n,$$

где $k_э$ – коэффициент, учитывающий наполнение скипа и разрыхление породы;
 n – число циклов в час.

Время цикла для односкипового подъема

$$t_{ц} = t_{п} + t_{р} + t_{д} + t_{х},$$

где $t_{п}$ – время погрузки, ч;
 $t_{р}$ – время разгрузки скипа, ч;
 $t_{д}$ – время движения скипа с грузом, ч;
 $t_{х}$ – время холостого хода, ч.

Время цикла при двухскиповом подъеме уменьшается вследствие совмещения времени погрузки одного скипа, разгрузки другого и отсутствия холостого хода.

Клетевые подъемники применяются для подъема транспортных сосудов – железнодорожных вагонов или самосвалов на специальных платформах. Подъем и спуск клетевыми подъемниками производится с конечных станций или промежуточных горизонтов.

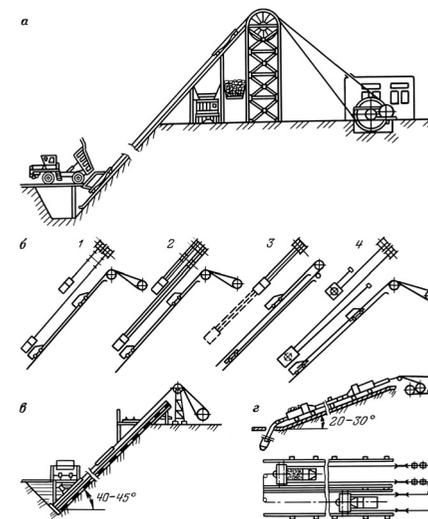


Рис. 4.23. Схемы подъемников: а – скиповый, б – канатная подвеска скипов; в – клетевый; г – канатно-автомобильный; 1–4 – конструкции подвески скипа

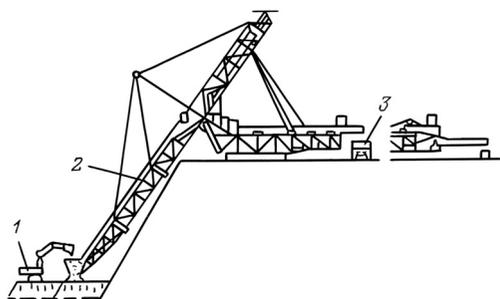


Рис. 4.24. Самоходный скиповой подъемник:
1 – экскаватор; 2 – подъемник; 3 – автосамосвал.

Он используется для передачи горной массы с горизонта на горизонт при циклическом забойном транспорте.

4.23. ГРАВИТАЦИОННАЯ ДОСТАВКА ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРАХ

На нагорных карьерах применяется гравитационная доставка полезного ископаемого по рудоспускам и рудоскатам.

Рудоскат представляет собой траншею, проложенную по откосу косогора под углом более 35° . Глубина траншеи зависит от рельефа поверхности косогора. Ширина траншеи определяется количеством одновременно разгружающихся автосамосвалов или погрузчиков на разгрузочной площадке. Дно траншеи в слабых породах футеруется металлом. В нижней части траншеи сооружается накопительная площадка или бункер, из которого производится загрузка руды в средства внешнего транспорта.

Высота между уровнем разгрузки и приемной площадкой зависит от угла наклона рудоската и характера поверхности дна траншей рудоската:

$$H = \frac{v^2}{2\mu^2 g},$$

где v – скорость движения куска руды, м/с;
 μ – коэффициент сопротивления движению

$$\mu = \sqrt{1 - k \operatorname{ctg} \alpha};$$

k – коэффициент, аналогичный коэффициенту трения при движении тела по наклонной плоскости;
 α – угол наклонной части рудоската;
 g – ускорение свободного падения, м/с².

Вследствие того, что поверхность дна траншеи рудоската не может быть идеальной, движение руды по нему скачкообразное с увеличивающейся амплитудой по мере движения.

При большой высоте гравитационной доставки может быть применена ступенчатая конструкция рудоската (рис. 4.25).

Технология его работы заключается в следующем: разгружаемая из автотранспорта руда накапливается до установленных объемов на промежуточной накопительной площадке одного рудоската, затем подача руды из забоев переключается на другой рудоскат, а в первом погрузчиком производится перемещение руды из навала во вторую ступень рудоската. При освобождении накопительной площадки первого рудоската погрузчик перемещается на накопительную площадку второго рудоската, поток руды из забоев переключается опять на первый. Таким образом, осуществляется непрерывная гравитационная доставка руды с карьера.

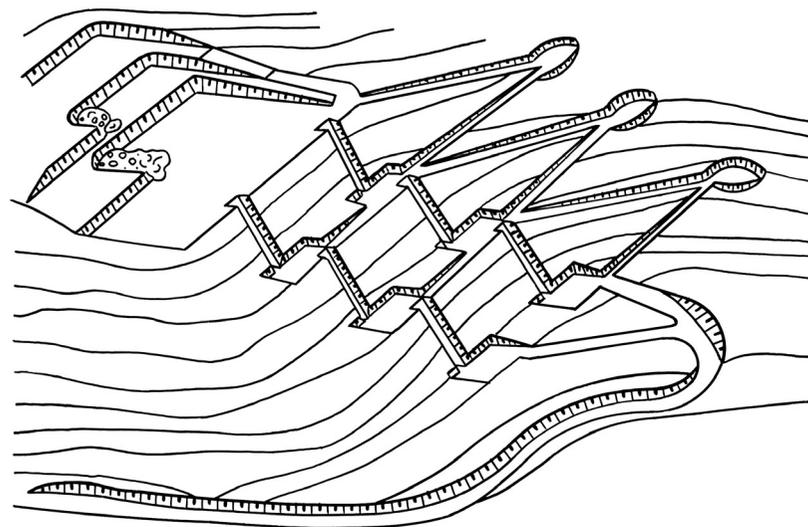


Рис. 4.25. Ступенчатый рудоскат для доставки руды с нагорного карьера

Вследствие опасности работы выемочно-погрузочной техники на накопительной площадке при гравитационной доставке с карьера при одноступенчатом непарном рудоскате транспорт руды по рудоскатам и выемка ее из навала накопительной емкости производится попеременно.

Рудоспуск представляет собой подземную вертикальную или наклонную выработку, соединяющую горизонт добычи на карьере с горизонтом приема горной массы на нагорных карьерах, обычно с горизонтом штольни.

Вертикальные рудоспуски обычно круглого сечения. Минимальный диаметр D должен удовлетворять условию $D \geq 3d_{\max}$, d_{\max} – максимальный размер куса транспортируемой руды.

Наклонные рудоспуски имеют арочное сечение. Ширина основания определяется, как и у рудоската, шириной кузова транспортных средств разгружающихся в рудоспуск. Нижняя часть рудоспуска представляет собой аккумулирующую емкость (рис. 4.26) с люками для погрузки из нее обычно в железнодорожный транспорт. Для исключения зависания руды от динамического уплотнения падающего потока нижняя часть рудоспусков расширяется до размеров камеры, высота H и ширина D которой должны обеспечивать следующие условия:

$$1,5 < \frac{H}{D} \leq 4-5.$$

Гравитационную доставку руды по рудоспускам возможно совместить с естественным ее дроблением в коленчатом рудоспуске (рис. 4.27).

Элементы конструкции рассчитываются с учетом надежного дробления кусков руды при ударе о плиты, установленные в местах перегиба рудоспуска. Высота наклонной части рудоспуска

$$H = \frac{v^2}{2\mu^2 g},$$

где v – скорость падения куса руды, необходимая для дробления, м/с;

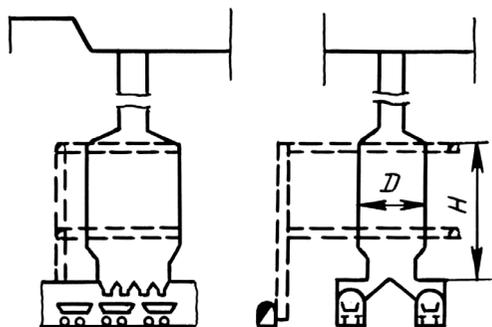


Рис. 4.26. Аккумулирующая часть рудоспуска

$$v = 0,01\sigma_p \sqrt{\frac{3(n-1)}{E} \left(\frac{m}{M} + 1 \right) \frac{g}{\gamma}};$$

μ – коэффициент сопротивления движению;

$$\mu = \sqrt{1 - k \operatorname{ctg} \alpha};$$

g – ускорение свободного падения, м/с²;

σ_p – предел прочности руды при растяжении, Па;

n – степень дробления (минимально $n = 2$);

E – модуль упругости, Па;

m – масса куса руды, кг;

M – масса плиты, кг;

γ – удельный вес руды, Н/м³;

k – коэффициент, аналогичный коэффициенту трения при движении тела

α – угол наклонной части рудоспуска, градус.

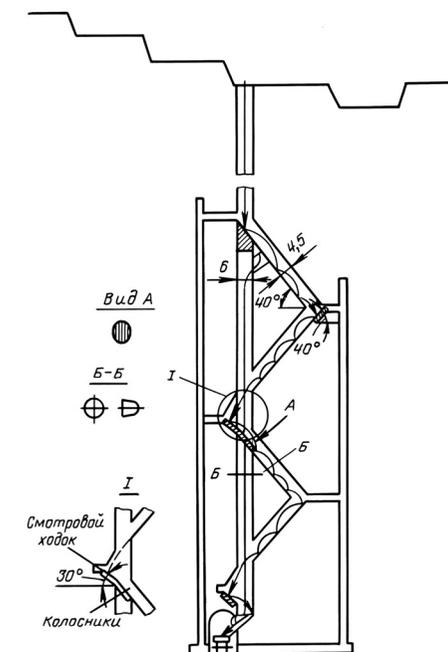


Рис. 4.27. Коленчатый рудоспуск

Для уменьшения амортизирующего явления на дробящихся плитах от падения рудной мелочи предусмотрен отсев на колосниковых грохотах.

Гравитационная доставка по рудоскатам применялась на карьере «Змейка», по наклонным рудоспускам – на Тырныузском вольфрамво-молибденовом комбинате, по самым глубоким вертикальным рудоспускам (600 м в начале эксплуатации) применяется на карьере «Центральный» ПО «Апатит».

При малой механизации горных работ существовала специальная система разработки с гравитационной доставкой горной массы от забоя силой взрыва по рудоспуску на горизонт штольни.

Гравитационная доставка горной массы на карьерах позволяет существенно снизить затраты на транспорт горной массы, поэтому ее совершенствованию уделялось большое внимание. Имеется опыт организации рудоскатов на нагорных карьерах в зонах сдвоенных или строенных уступов для доставки руды на горизонт, погрузки в средства транспорта.

Гравитационная доставка горной массы на горизонт аккумуляции по наклонной поверхности высокого уступа производится взрывным разрушением крепких горных пород бурозарядными агрегатами.

4.24. ДОСТАВКА ГОРНОЙ МАССЫ ИЗ КАРЬЕРА ГРУЗОПОДЪЕМНЫМИ УСТРОЙСТВАМИ

На карьерах строительных материалов для доставки блочного камня из карьера применяются грузоподъемные устройства (рис. 4.28) в виде кабель-кранов, деррик-кранов и автомобильных кранов на пневмо- и гусеничном ходу.

Кабель-кран состоит из двух башен на рельсовом или гусеничном ходу, располагаемых на бортах карьера с системой несущих, подъемных и тяговых канатов. Расстояние между башнями достигает 1 км, грузоподъемность около 100 т. Отделенный от массива блок камня поднимается краном из карьера и грузится в средства транспорта.

Деррик-кран представляет собой подъемную конструкцию на поворотном основании, располагается на борту или в карьере на промежуточном горизонте. Поднимаемые блоки грузятся непосредственно в средства транспорта или передаются для подъема выше расположенному деррик-крану.

Автомобильные и гусеничные краны располагаются непосредственно в карьере на рабочем горизонте и производят

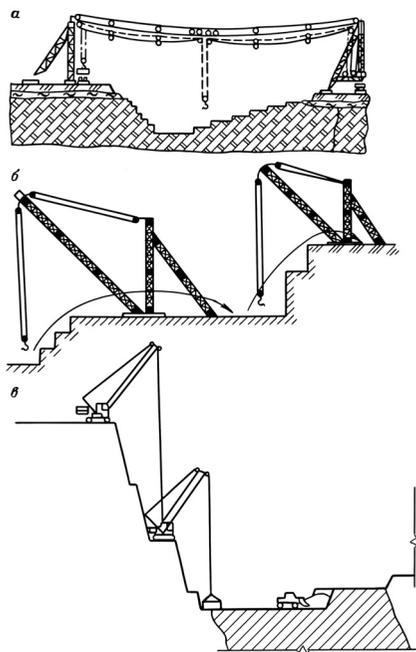


Рис. 4. 28. Грузоподъемные устройства:

- а – кабель-кран;
- б – деррик-кран;
- в – каскадный подъем горной массы в большегрузных контейнерах кранами на гусеничном ходу

погрузку каменных блоков в средства транспорта. При использовании нескольких кранов возможна каскадная подача каменных блоков из карьера на поверхность, как и деррик-кранами. Грузоподъемность современных автомобильных кранов достигает 800 т, максимальная высота подъема 165 м.

Используя возможности автомобильных и гусеничных кранов в большой грузоподъемности и высоте подъема весьма перспективным является их применение для доставки горной массы из карьера в контейнерах при специальном вскрытии карьерных полей одним или каскадно расположенными несколькими кранами при любой глубине карьера. Наиболее эффективно их применение для доставки руды на карьерах по добыче цветных металлов, коренных месторождений золота и алмазов, а также при эксплуатации, доставке и загрузке контейнеров на рабочем горизонте погрузчиками.

4.25. КОМБИНИРОВАННЫЙ ТРАНСПОРТ НА КАРЬЕРАХ

Транспорт на карьере между забоем и пунктами приемки груза включает перевозку горной массы по горизонту, подъем на поверхность карьера или в выработанное пространство, перевозку на поверхности к отвалу. Учитывая особенности эксплуатации и задачи, предъявляемые к перевозке по этим участкам, транспорт должен быть или универсальным или состоять из отдельных частей:

- ✧ забойной, транспорт которой обеспечивает перевозку горной массы по временным забойным коммуникациям до стационарных или полустационарных транспортных коммуникаций;
- ✧ подъемной, по транспортированию горной массы из карьера по стационарным или полустационарным коммуникациям сложного профиля (на нагорных карьерах, для спуска полезного ископаемого);
- ✧ на поверхности карьера – по перевозке полезного ископаемого по стационарным путям и пород вскрыши стационарным и временным путям на отвале.

Для возможности учета специфики каждой части на глубоких карьерах с большой производительностью применяют коммуникации транспорта, специфика которого отвечает требованиям только одной части транспорта.

На карьерах применяются различные сочетания видов транспорта: автомобильный в забойной части, конвейер для доставки горной массы из карьера и железнодорожный (табл. 4.14).

Таблица 4.14

Комбинированный транспорт		
Забойная часть	Подъём или спуск карьера	Перевозка на поверхность
Автопогрузчик	Троллейвоз	Автотранспорт
Автосамосвалы	Автоподъёмник	Железнодорожный транспорт
Контейнеровозы	Железнодорожный транспорт	Конвейерный транспорт
	Конвейерный подъёмник	Гидротранспорт
	Скиповый подъёмник	Пневмоконтейнерный транспорт
	Грузоподъёмный (контейнеровоз)	Канатная дорога
	Гравитационный (по рудоспускам)	

При применении комбинированного транспорта, особенно на нагорных или глубоких карьерах, в местах перегрузки с одного вида транспорта на другой устраиваются перегрузочные пункты, которые являются связующим элементом транспортного потока.

Использование комбинированной схемы автомобильного транспорта позволяет осуществлять селективную выемку и подавать на перегрузочный пункт руду требуемого качества или в значительной степени усредненную в транспортном потоке и при перегрузках.

Перегрузочные пункты (рис. 4.29) бывают нескольких видов:

- ♦ с непосредственной перегрузкой из одного вида транспорта в другой;
- ♦ с использованием перегрузочных машин и с аккумулярованием горной массы в штабеле или бункере с последующей погрузкой ее на транспорт;
- ♦ с аккумулярованием в рудоспуске, с применением стационарных и полустационарных дробильных агрегатов.

Непосредственная перегрузка применяется при использовании комбинации автосамосвалов со скиповым подъемом или с железнодорожным транспортом. Для этого в карьере в месте перегрузки сооружают эстакады (рис. 4.30).

Высокая эффективность работы таких пунктов достигается только при ритмичной работе обоих звеньев, исключающих простои транспорта на перегрузочных пунктах.

Меньшая зависимость транспортных циклов в каждой части обеспечивается применением перегрузочных пунктов с бункерными устройствами или промежуточного складирования.

Бункера сооружают в карьере для перегрузки горной массы, в основном полезного ископаемого с автосамосвалов и автопогрузчиков

на конвейерный, гидравлический, пневмоконтейнерный транспорт или на поверхности для перегрузки из скипов в железнодорожный, конвейерный или автомобильный транспорт.

Перегрузочные склады создают непосредственно в карьере на уступе при использовании комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта. Автосамосвал разгружается на штабеле или с откоса уступа непосредственно на площадку, откуда экскаватором или погрузчиком горная масса загружается в железнодорожные вагоны (рис. 4.31).

При комбинировании автопогрузчиков автомо-

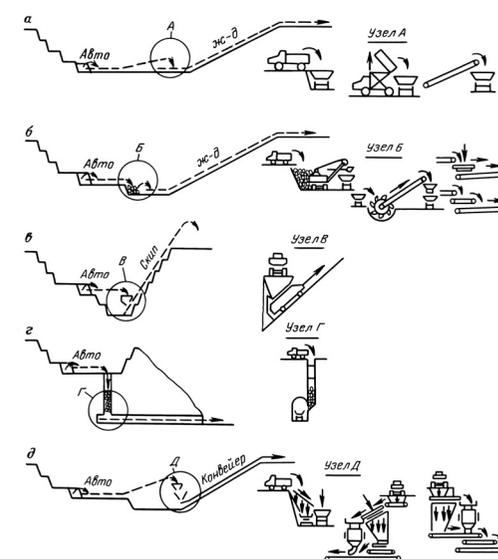


Рис. 4.29. Варианты схем перегрузочных пунктов

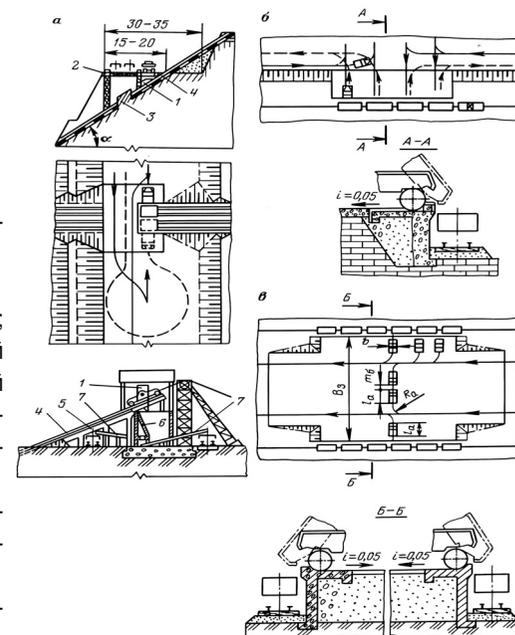


Рис. 4.30. Конструкции перегрузочных пунктов:

а – с автотранспорта в скипы:

- 1 – скип; 2 – мост;
- 3 – предохранительный целик; 4 – рельсовый путь; 5 – наклонная эстакада; 6 – бункер; 7 – пластинчатые питатели;

б – с автотранспорта в железнодорожный транспорт при односторонней разгрузке;

в – то же при двухсторонней разгрузке

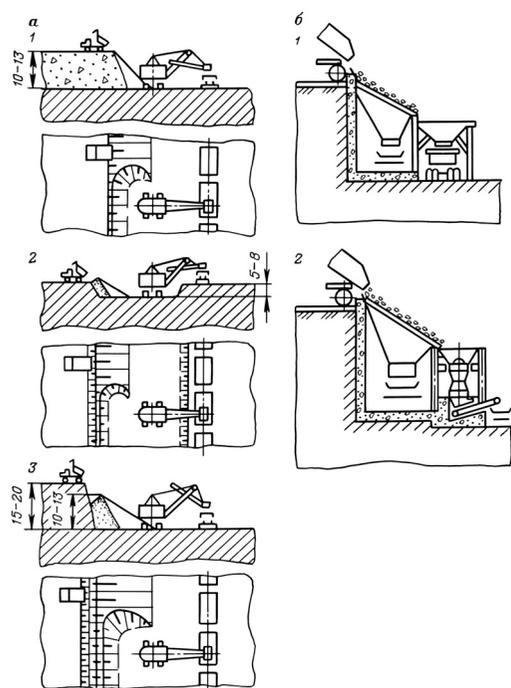


Рис. 4.31. Конструкции перегрузочных пунктов с автомобильного на железнодорожный транспорт:

а – с промежуточным складированием:

1 – с насыпи; 2 – в прямом; 3 – с откоса уступа;

б – с автомобильного на конвейерный транспорт:

1 – с грохотильной установкой; 2 – с грохотильно-дробильной установкой

бильного или железнодорожного транспорта с конвейерными поездами перегрузочный пункт включает бункер с колосниковым грохотом для отсева негабаритных кусков, гидравлическим бутобоем для их дробления и щековую или роторную дробилку с пластинчатым питателем.

Фирмами ФРГ, США и Великобритании эти агрегаты изготавливаются на колесном, гусеничном и шагающем ходу для перемещения внутри карьера по мере развития горных работ. При комбинации автомобильного транспорта с гравитационным нижняя часть рудоспусков, расширенная до размеров камеры или больше нее, используется как аккумулялирующая емкость, из которой через загрузочные люки руда поступает в железнодорожные вагоны.

Комбинированный транспорт успешно применяется на отечественных и зарубежных рудниках.

Автомобильно-скиповой транспорт используется на Сибайском медно-рудном карьере: автомобильно-гравитационный по рудоспускам, железнодорожный по штольне и канатная подвесная дорога эксплуатируется на карьере Каджаранского медно-молибденового комбината; автопогрузчики и автосамосвалы в сочетании с гравитационным транспортом используются на Тырнаузском вольфрам-молибденовом

комбинате; автомобильно-конвейерный транспорт с конвейерным подъемником и полустационарной дробилкой широко используется на железорудных карьерах.

Применение автомобильно-конвейерного транспорта считается рациональным при производительности 250–200 т/ч на карьерах глубиной более 120 м.

Технико-экономическая оценка вариантов разработки месторождений с автомобильным и автомобильно-конвейерным транспортом свидетельствует, что в идентичных горнотехнических условиях во втором случае удельные затраты на 1 т • км снижаются на 30%, а эксплуатационные расходы – в 2 раза. Комбинации автотранспорта со скиповым подъемником применяют на карьерах «Южный Агню», «Либерти», «Невада», «Чино» (США), «Маунт Морган» (Австралия), «Джеффри Майн» (Канада), «Колвези» (Конго) и др. Считается целесообразным применение скипового подъемника в комбинации с автосамосвалами грузоподъемностью 27–50 т при глубине карьера 60 м, грузоподъемностью 50 т и более при глубине карьера 100–120 м.

4.26. ПЛАНИРОВАНИЕ, ОРГАНИЗАЦИЯ И РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА ТРАНСПОРТ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРЕ

Планирование и организация транспорта горной массы на карьере производится по грузопотокам в соответствии с системой вскрытия карьера в целом и каждого рабочего горизонта с целью обеспечения работы выемочно-погрузочных работ. Планирование должно обеспечивать выполнение объемов перевозок горной массы с максимальным использованием средств транспорта и выемочно-погрузочной техники при минимальных затратах. Организация транспорта включает распределение транспортных средств по забоям, обслуживание, контроль загрузки и состояния, обслуживание транспортных коммуникаций, прокладка и сооружение новых.

Наиболее сложным в организации является колесный транспорт. Существует два принципа организации: с закреплением определенного количества транспортных единиц за выемочно-погрузочной техникой и свободная подача под погрузку транспорта по мере необходимости в забой к выемочно-погрузочной технике. Принцип закрепления прост в организации и контроле, но требует стабильной и надежной работы выемочно-погрузочной техники, что обеспечивается высоким качеством подготовки горных пород к выемке и технологии выемочно-погрузочных работ. Принцип оперативного распределения транспорта по забоям требует

постоянной информации из забоев и транспортных единиц у диспетчера, для чего необходима радио- или электронная система. Такие системы созданы для управления железнодорожным и автомобильным транспортом.

Особое значение в организации транспорта имеет безопасность работ. Она рассматривается применительно к конкретному виду транспорта и горнотехническим условиям карьера согласно технологии и утвержденным паспортам загрузки и дороги грузопотока.

Расчет затрат на транспорт на карьере производится по фактическим затратам труда, энергии, горючего, инструментов и материалов в смену в конкретном грузопотоке или на $1 \text{ т} \cdot \text{км}$.

Эксплуатационные затраты включают собственно затраты на перевозку горной массы и на все вспомогательные работы по подвижному составу и транспортным коммуникациям.

Контрольные вопросы

1. Задача транспорта на карьере.
2. Транспортные средства на карьерах и область их эффективного применения.
3. Технология перемещения горной массы конвейерным, гидравлическим, железнодорожным, автомобильным транспортом, скипами и гравитационным способом.
4. Технологические параметры карьерного транспорта.
5. Производительность карьерного транспорта.

Проблемы для исследования

1. Расширение области применения на карьерах транспорта непрерывного действия.
2. Создание новых видов транспорта, отвечающих специфическим условиям открытых горных работ.
3. Определение рациональных сочетаний различных видов транспорта в грузопотоках в разных горнотехнических условиях.

Темы практических и лабораторных работ

1. Выбор транспорта в конкретных горно-геологических условиях.
2. Расчет производительности и определение транспортных единиц колесных видов транспорта.
3. Расчет транспорта непрерывного действия.
4. Моделирование на ЭВМ функционирования транспорта в грузопотоке.

Глава 5

ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ПУСТЫХ ПОРОД И СКЛАДИРОВАНИЕ НЕКОНДИЦИОННОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

5.1. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ МЯГКИХ ГОРНЫХ ПОРОД

Отвалообразование и складирование являются заключительными технологическими процессами в разработке горных пород на карьерах. Насыпь пустых пород называется *породным отвалом*, насыпи пород плодородного слоя, некондиционных руд и полезного ископаемого – *складами*.

Породные отвалы различают по месторасположению относительно контура карьера, числу ярусов отсыпки и средствам механизации отвальных работ. При разработке горизонтальных и пологих месторождений отвалы располагают в выработанном пространстве внутри контура карьера. Эти отвалы называются *внутренними*. При разработке наклонных и крутых месторождений отвалы располагают на поверхности за контуром карьера, поэтому они называются *внешними*.

Отвалы отсыпают в один или несколько ярусов. Высота яруса определяется устойчивостью, которая зависит от свойств складированных пород, рельефа поверхности, гидрогеологических, климатических условий и технологии отвалообразования. В каждом конкретном случае с учетом этих факторов устанавливается высота яруса, она указывается в паспорте отвалообразования. Увеличение высоты яруса снижает затраты на отвалообразование за счет уменьшения путей работ и повышения производительности средств механизации отвалообразования.

Складирование полезного ископаемого обычно производится с целью усреднения качества и создания резерва для последующей переработки или отгрузки потребителю.

Механизация отвальных работ и складирование зависит от свойств горных пород и связана с видом транспорта, используемым для перевозки горной массы из карьера.

Отвалообразование мягких горных пород при конвейерном транспорте производится транспортно-отвальными мостами, консольными отвалообразователями, при железнодорожном транспорте — абзетцерами или средствами гидромеханизации. Отвалообразование крепких горных пород при железнодорожном транспорте производится механическими лопатами, драглайнами, отвальными плугами и бульдозерами, при автомобильном транспорте — бульдозерами.

5.2. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫМИ МОСТАМИ

При разработке горизонтальных пластообразных месторождений с мягкими покрывающими породами применяют отвалообразование транспортно-отвальными мостами.

Транспортно-отвальный мост принимает от соединенного с ним многоковшового или роторного экскаватора горную породу и перемещает ее в отвал. Мосты проектируют и изготовляют практически индивидуально для каждого месторождения с учетом его горно-геологических условий. Одна из опор моста располагается на породном подступе или кровле пласта, другая — на кровле пласта или отвальном подступе. Длина моста достигает 500 м, скорость движения ленты — до 10 м/с (рис. 5.1).

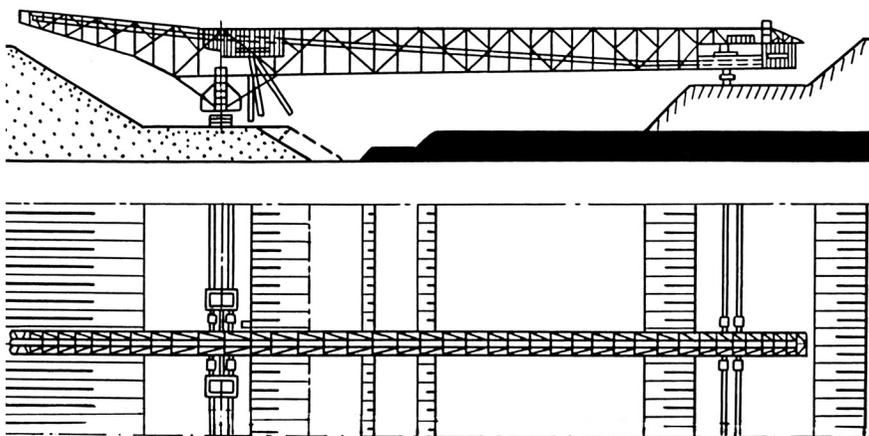


Рис. 5.1. Отвалообразование транспортно-отвальным мостом

Технология отвалообразования заключается в отсыпке в выработанное пространство пустых пород при перемещении моста вдоль фронта работ. Во время движения транспортно-отвального моста железнодорожные пути, на которые опираются опоры моста, передвигаются встроенными путепередвижателями. При движении моста в обратном направлении производится отсыпка следующей заходки отвала.

В конструкции моста с опорой на предотвале предусмотрен сброс части породы с конвейера для отсыпки самого предотвала. После отсыпки порода в предотвале для повышения устойчивости уплотняется виброкатками.

Устойчивость отвала играет решающую роль в надежности работы транспортно-отвального моста, и следовательно, карьера в целом. Она зависит от свойств отвалообразующих пород, климатических и гидрогеологических условий. Для исключения скопления подземных вод в основании отвала предусматривается укладка перпендикулярно отвалу керамических и дренажных труб, по которым вода поступает в выработанное пространство и откачивается на поверхность.

Параметры отвала определяются конструкцией транспортно-отвального моста.

Максимальная высота отвала (м)

$$H_{\max} = h + H_0 - 1,5,$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, м;

H_0 — высота разгрузки отвалообразователя, м.

Вместимость отвала (м³) на 1 м фронта работ

$$S = bH_0 - 0,25B^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где b — шаг этапа отвалообразования, равный толщине стружки экскаватора или ширине заходки экскаватора, м;

B — ширина заходки экскаватора, м;

β — угол откоса отвала.

Производительность транспортно-отвального моста определяется его технической характеристикой. Коэффициент использования в течение смены составляет 0,95–0,97.

5.3. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ КОНСОЛЬНЫМИ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯМИ И АБЗЕТЦЕРАМИ

Консольные отвалообразователи применяют для складирования пустых пород внутри выработанного пространства и вне контуров карьера.

Отвалообразователи оборудуют гусеничным или шагающим ходом (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Параметры	ОШ 1900-110/150	ОШР 500/95	ОШР 5000/190	ОШР 5250/190	ОШР 6750/190	ОШС 4000/125
Теоретическая производительность по разрыхлению горной массы, м ³ /ч	1900	5000	5000	5250	6750	4000
Радиус разгрузки, м	110	95	190	190	190	125
Высота разгрузки, м	36	33	60	60	60	32,5
Вылет приемной части, м	40	54	72,3	71,3	74	54,5
Ширина ленты конвейера, мм отвальной приёмной	1200 1200	1800 1800	1800 1800	1800 1800	4800 2000	2000 2000
Скорость конвейера, м/с отвальной приёмной	5 5	6,25 5	5,35 6,1	5,3 6,1	7,8 5,3	3,15 3,15
Тип холодного оборудования	Шагающий	Шагающе-рельсовый			Шагающий	
Скорость передвижения, м/ч	94	120	100	90	Н.д.	72
Подводное напряжение, кВ	6	6	6	6	10	6
Масса, т	610	1375	2710	3100	3200	1228
Изготовитель	ДМЗ	ЖЗТМ	НКМЗ	ЖЗТМ	ЖЗТМ	ЖЗТМ
<i>Примечание.</i> ДМЗ – ОАО «Донецкий машиностроительный завод», ЖЗТМ – ОАО «Ждановский завод тяжелого машиностроения», НКМЗ – ОАО «Новокраматорский машиностроительный завод».						

Технология внутреннего отвалообразования аналогична технологии отвалообразования транспортно-отвальными мостами. Отвалообразователь (рис. 5.1) располагается на кровле пласта около роторного экскаватора или на почве пласта. Через приемную консоль порода от роторного экскаватора попадает на конвейер отвальной консоли, который перемещает ее в выработанное пространство. В процессе отсыпки отвальная

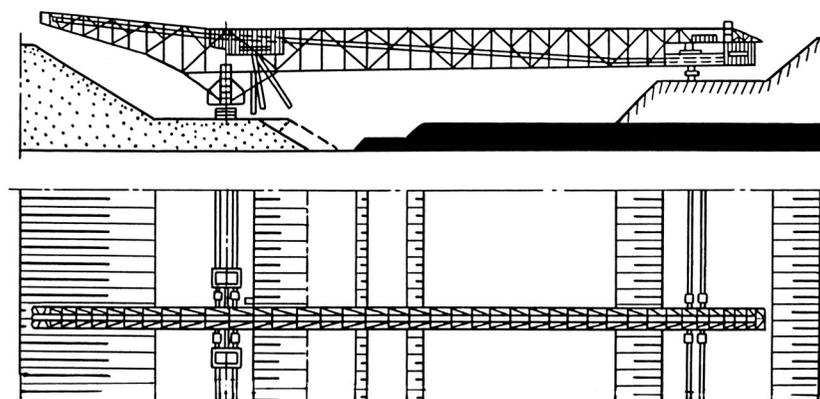


Рис. 5.1. Отвалообразование транспортно-отвальным мостом

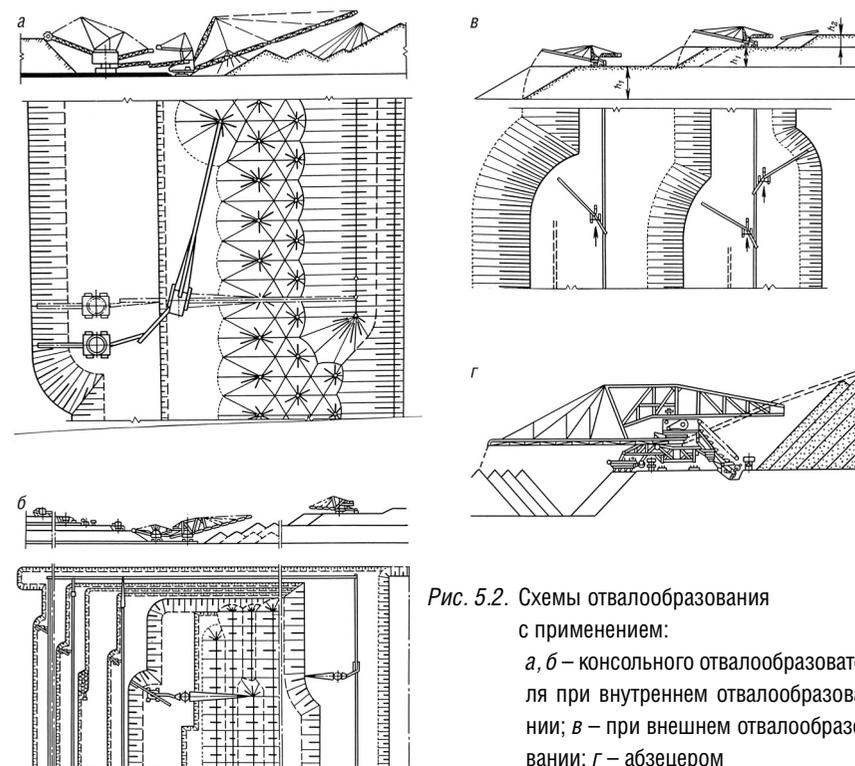


Рис. 5.2. Схемы отвалообразования с применением:
а, б – консольного отвалообразователя при внутреннем отвалообразовании; в – при внешнем отвалообразовании; г – абзетцером

консоль стоит на месте или перемещается по дуге, более полно заполняя выработанное пространство. При отработке заходки отвалообразователь передвигается по фронту работ на шаг передвижки роторного экскаватора (рис. 5.2).

Отвалообразование внешних отвалов консольными отвалообразователями применяется при конвейерном транспорте. Внешнее отвалообразование начинается с отсыпки передовой насыпи. Горная порода с отвального конвейера, через разгрузочное устройство попадает на приемную консоль отвалообразователя и затем отвальной консолью направляется в отвал. Затем этот отвал планируют и на него переставляют отвальный конвейер. Отвалообразователь производит отсыпку нижнего яруса, перемещаясь вдоль одной стороны отвального конвейера, и отсыпку второго яруса, перемещаясь вдоль другой стороны отвального конвейера. В период отсыпки верхнего яруса поверхность отвала нижнего яруса планируется бульдозерами, затем отвальный конвейер перемещается на шаг передвижки, и цикл повторяется. Возможна отсыпка одновременно трех ярусов отвалов консольными отвалообразователями.

Высота передовой насыпи, а впоследствии нижнего яруса h_1 зависит от свойств горных пород и составляет обычно 30–40 м. Высота верхнего яруса h_2 определяется высотой разгрузки отвалообразователя.

Учитывая уменьшение высоты первого яруса вследствие планировки его бульдозерами и необходимое расстояние между концом консоли и вершиной отвала, вместимость (m^2) 1 м внешнего отвала при двухъярусной отсыпке

$$S_0 = z(h_1 + h_2 - 6),$$

где z – шаг передвижки конвейера, м;

h_1, h_2 – высота соответственно верхнего и нижнего ярусов отвала.

Отвалообразование абзетцерами применяется при железнодорожном транспорте мягких пород вскрыши. Абзетцер представляет собой многоковшовый роторный или цепной экскаватор с отвальной консолью на рельсовом или гусеничном ходу, оборудованный для самостоятельной планировки отвала планирующим устройством в виде многоковшового звена длиной 10–12 м.

Благодаря возможности поворота отвальной консоли на 180° абзетцер может отсыпать двухъярусный отвал.

Технология отвалообразования заключается в следующем. Порода, доставляемая железнодорожным транспортом, разгружается в траншею

глубиной 2–3 м, которую образует сам абзетцер. Двигаясь вдоль траншеи, абзетцер производит выемку этой породы и конвейером отвальной консоли укладывает ее попеременно в нижний и верхний ярусы отвала. По мере заполнения нижнего яруса его поверхность планируется, траншея засыпается, после чего путепередвижателем пути абзетцера и железнодорожного транспорта перемещаются в новое положение. Затем производится выемка траншеи, и цикл повторяется.

Вместимость отвала нижнего яруса, как и при отвалообразовании консольным отвалообразователем, определяется его высотой с учетом планировки и шагом передвижки z :

$$S_1 = zh_1.$$

Вместимость отвала верхнего яруса

$$S = zh_2 - 0,25z^2 \operatorname{tg} \beta,$$

где β – угол откоса отвала.

5.4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД СРЕДСТВАМИ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

Отвалообразование средствами гидромеханизации производится при доставке горных пород трубопроводным или колесным транспортом.

Гидроотвалы (рис. 5.3) располагаются за контуром карьера в пониженных местах или оврагах. Гидроотвал

Рис. 5.3. Схемы расположения гидроотвалов:

a – в овраге;

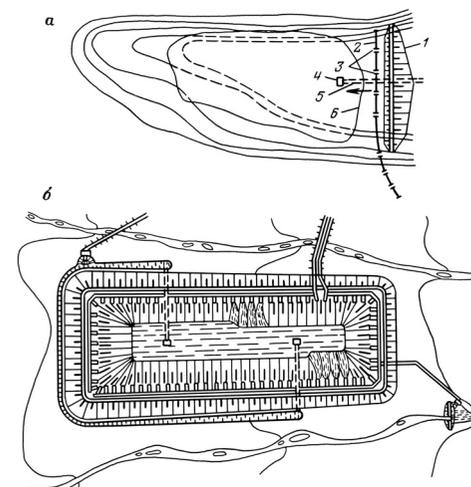
1 – дамба; 2 – пульповод;

3 – выпуск пульпы; 4 – ко-

лодец; 5 – сбросная труба; 6 –

отстойник;

b – на равнинной местности



представляет собой пространство, ограниченное на равнинной местности со всех сторон дамбой, в оврагах — со стороны пониженной части. Ширина дамбы поверху 1,2–1,5 м, высота — 2,5–3,5 м, заложение откосов внутренних — 1,5 м, внешних — 1,75–2 м. При гидротранспорте пульпы по трубопроводу, расположенному на эстакаде или непосредственно на дамбе, подается на отвал и сбрасывается в него из торца трубы или рассредоточено. В отвале горная порода оседает на дно, вода через установленные у дамбы водосбросные колодцы попадает в водоотводный канал за пределами гидроотвала и повторно используется в технологическом процессе.

По мере наполнения породы в отвале дамбы наращивают с помощью экскаваторов или средств гидромеханизации путем отвода и намыва пульпы из потока. Вместимость гидроотвала при трубопроводном транспорте рассчитывается из объема складированной породы V_{Π} и объема воды в отстойнике $V_{\text{В}}$, необходимой для осветления. Он равен 5–6-дневному расходу пульпы, подаваемой в отвал

$$V = V_{\Pi} h + V_{\text{В}},$$

где $k = 0,5 \div 1$ — коэффициент заполнения емкости отвала.

Отвалообразование при доставке колесными видами транспорта горных пород производится со специальной площадки, оборудуемой на откосе (рис. 5.4). Разгружаемая из транспортных сосудов горная порода смывается с откоса струями воды из водомониторов, расположенных с боков разгрузочной площадки, или аккумулялирующей емкости, сооружаемой на насыпи за разгрузочной площадкой. Расход воды на 1 м^3 породы, укладываемой с помощью средств гидромеханизации в отвал, составляет

от 0,25 до 0,4 м^3 . Объем породы (м^3), укладываемой с одного положения отвальных путей,

$$V = \frac{L_{\text{ф}} h^2 k}{2k_{\text{р}} (\text{tg}\alpha_2 - \text{tg}\alpha_1)},$$

где $L_{\text{ф}}$ — длина фронта работ на гидроотвале, м;
 h — высота откоса, м;
 $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления пород;
 α_1, α_2 — минимальный наклон соответственно поверхности и основания гидроотвала, градус.

5.5. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ КРЕПКИХ ГОРНЫХ ПОРОД ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

При разработке месторождений с крепкими горными породами и перевозке железнодорожным транспортом применяется отвалообразование одноковшовыми экскаваторами — механическими лопатами и драглайнами.

Технология отвалообразования заключается в экскавации разгружаемой из думпкаров породы и укладке ее в отвал одноковшовым экскаватором (рис. 5.5). Экскаватор располагается ниже уровня железнодорожных путей на высоту разгрузки экскаватора. Порода из думпкаров разгружается в углубление, сооружаемое самим экскаватором. После разгрузки породы экскаватор производит укладку ее сначала в нижний подступ, а затем в верхний.

С учетом усадки пород в отвале верхний подступ отсыпается высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути. Высота экскаваторных отвалов зависит от свойств складированных пород и в равнинной местности составляет около 30 м.

Шаг передвижки пути при экскаваторах ЭКГ обычно составляет 22–30 м, при драглайнах ЭШ — 70–100 м.

В конце отвального тупика отсыпку верхнего подступа экскаватор производит таким образом, чтобы создать себе возможность выезда на поверхность отвала, по которой он перемещается в начало траншеи. По съезду первоначальной насыпи он опускается на поверхность нижнего подступа, сооружает приемный бункер и после передвижения путей в новое положение цикл повторяется.

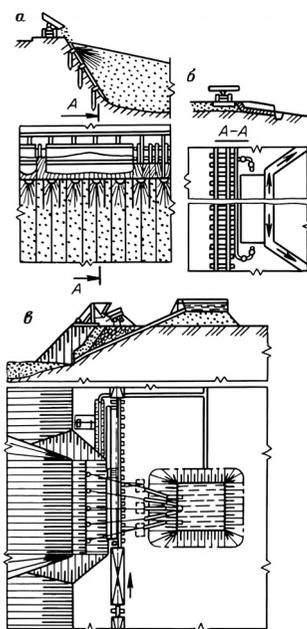


Рис. 5.4. Гидроотвалообразование пород при колесном транспорте с подачей воды для слива породы из: а — водовода; б — гидромониторов; в — накопительной емкости

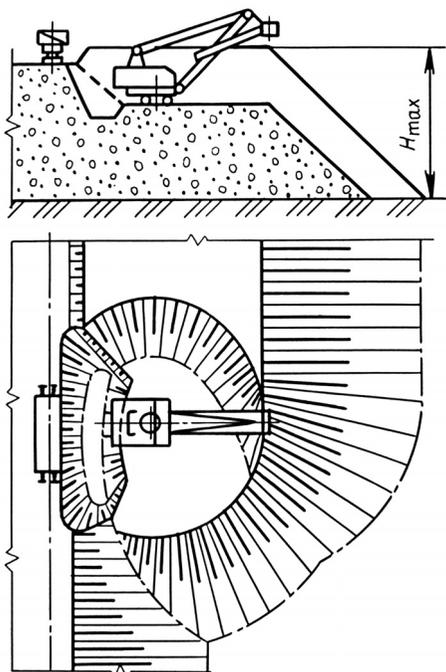


Рис. 5.5. Отвалообразование пород механической лопатой

Первоначальную насыпь сооружают в период строительства карьера эксплуатационной техникой, т.е. механическими лопатами, драглайнами, скреперами или бульдозерами.

Материалом первоначальной насыпи могут служить породы, экскавируемые из так называемого «резерва» (траншеи) на месте строительства отвала, или породы, привозимые из карьера.

Вместимость отвального тупика V_0 (м³) при отвалообразовании одноковшовыми экскаваторами

$$V_0 = z H_0 L_T,$$

где z – шаг переукладки путей, м;
 H_0 – высота отвала, м;
 L_0 – длина отвального тупика, м;

$$z = \sqrt{R_{ч.у}^2 - \frac{l_6^2}{4} + R_p},$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м;
 R_p – радиус разгрузки экскаватора, м;
 l_6 – длина приемного бункера, м.

Число отвальных тупиков, необходимых для отвалообразования пород, поступающих из карьера,

$$n_T = \frac{V_1}{V_c},$$

где V_1 – суточный объем породы, поступающей из карьера на отвал, м³;
 V_c – приемная способность отвального тупика, м³/сут;

$$V_c = N n q = \frac{f T_c}{t_o + t_p} n q,$$

где N – число поездов, которое может быть разгружено на отвале;
 nq – вместимость состава, м³;
 f – коэффициент, учитывающий неравномерность работы отвального тупика ($f = 0,85 \div 0,95$);
 T_c – число часов работы отвального тупика в сутки, ч;
 t_o – продолжительность обмена поездов, ч

$$t_o = \frac{2L_0}{v_{cp}} + \tau,$$

где L_0 – длина отвального тупика, км;
 v_{cp} – средняя скорость движения по отвальным путям, км/ч;
 τ – время, затрачиваемое на обмен поездов, ч;
 t_p – время разгрузки состава ($t_p = t_{п.п}$)
 t – время разгрузки одного думпкара;
 n – число думпкаров в поезде.

Общее число отвальных тупиков должно учитывать резерв для организации переукладки пути на одном из тупиков:

$$n_o = n_T \left(1 + \frac{t_{п.п}}{t} \right),$$

где n_T – расчетное число тупиков для отвалообразования;
 $t_{п.п}$ – продолжительность переукладки пути, сут;
 $t = \frac{V_0}{V_c}$ – продолжительность работы отвального тупика, сут.

Вместимость ковша экскаватора E , необходимая для отвальных работ на отвальном тупике, устанавливается из условия равенства его производительности приемной способности отвального тупика:

$$Q_{cy.} = V_c$$

или

$$En_{\text{ц}}T_{\text{с}}k_{\text{э}}k_{\text{и}} = \frac{fT_{\text{с}}}{t_{\text{o}}+t_{\text{р}}}nq,$$

отсюда

$$E = \frac{fnq}{n_{\text{ц}}k_{\text{э}}k_{\text{и}}(t_{\text{o}}+t_{\text{р}})},$$

где $n_{\text{ц}}$ — число рабочих циклов экскаватора; $k_{\text{и}}$ — коэффициент использования экскаватора в течение суток.

Применение одноковшовых экскаваторов обеспечивает надежность отвалообразования крепких пород. Пути совершенствования этого способа связаны с применением новых схем отвалообразования, применением экскаваторов с увеличенными рабочими параметрами и повышением степени использования отвальных тупиков.

Успешный опыт применения для отвалообразования пород вскрыши драглайнов при железнодорожном транспорте позволил распространить его на отвалообразование при автомобильном транспорте (рис. 5.6).

Применение драглайнов на автомобильных отвалах позволяет существенно увеличивать их высоту, осуществлять строительство автодорог одновременно с отсыпкой пород, заполнять верхние ярусы отвала, обеспечивать наличие резервных емкостей в зоне отвала, создавать условия для движения и разгрузки автосамосвалов близкие к условиям на стационарных автодорогах. Таким образом, данная технология отвалообразования обеспечивает комплексное и надежное устранение основных недостатков, присутствующих бульдозерному способу отвалообразования, и служит основой для выбора наиболее экономичных вариантов вскрытия.

Ширина отвальной заходки B при экскаваторном отвалообразовании оказывает непосредственное влияние на удельную приемную способность яруса отвала и поэтому является важнейшим параметром.

Технологические схемы экскаваторного отвалообразования бывают различными в зависимости от расположения драглайна относительно транспортного горизонта и способа отсыпки (выше или ниже уровня стояния) при угле поворота стрелы до 180° . В качестве основной целесообразно применять схему отсыпки пород в нижний ярус при расположении драглайна на уровне транспортного горизонта.

На первом этапе строительства экскаваторного отвала необходимо отсыпать площадку, на которой экскаватор может находиться вблизи автомобильной дороги (разгрузочной площадки) и размещать грунт ниже транспортного горизонта. По мере развития отвала драглайн перемещается

от автомобильной дороги на расстояние радиуса черпания $R_{\text{ч}}$ и продолжает засыпать емкость ниже уровня стояния с полным использованием параметров по разгрузке.

По мере дальнейшего продвижения экскаватора перпендикулярно линии фронта отвальных работ высота яруса может достигать предельной величины по условию устойчивости для драглайна определенного типа. Увеличение высоты нижнего яруса $H_{\text{и}}$ может быть обеспечено путем понижения уровня стояния драглайна по отношению к транспортному горизонту на глубину, позволяющую брать грунт из приемного бункера верхним черпанием. В этих условиях верхний подступ заполняется экскаватором при верхней разгрузке до уровня транспортного горизонта или используется как резервная емкость для бульдозерного отвалообразования. Небольшая высота верхнего подступа обеспечивает безопасные условия работы, а его заполнение (при использовании бульдозеров) производится с отставанием, равным $1,5R_{\text{р}}$.

Строительство разгрузочной площадки и автомобильной дороги основного транспортного горизонта может производиться одновременно с отвалообразованием. Требуемое опережение строительных работ соответствует радиусу разгрузки экскаватора, создающего необходимый подпор в результате заполнения емкости нижнего подступа.

Опережающее строительство автодороги к разгрузочной площадке и площадки для установки экскаватора, а также заполнение верхнего подступа при помощи бульдозера создают резервный фронт работ для автотранспорта. В случае длительного выхода из строя экскаватора он используется для приема грунта. Анализ показал, что его объем достигает

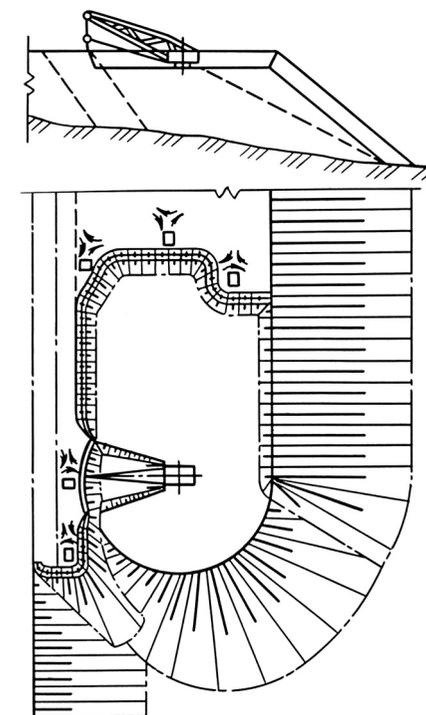


Рис. 5.6. Отвалообразование драглайном при доставке горных пород колёсными видами транспорта

7–10% суммарных объемов складированных в отвал пород. Это гарантирует стабильность экскаваторного отвалообразования при применении автомобильного транспорта для перемещения вскрышных пород.

С целью уменьшения влияния климатических условий на процесс отвалообразования в резервных емкостях можно осуществлять складирование крепких пород, а на основных экскаваторных отвалах — слабых. Кроме того, при отсутствии атмосферных осадков можно заполнять среднюю часть бульдозерного отвала, а при неблагоприятных условиях — участки, прилегающие непосредственно к автодороге.

Средняя скорость подачи автосамосвала задним ходом к месту разгрузки на экскаваторном отвале почти в 2 раза больше, чем на бульдозерном. Высокая надежность предохранительного устройства увеличивает безопасность выполнения маневров при разгрузке, что позволяет водителю увереннее и с меньшими затратами времени вести разгрузку автосамосвала.

В целом производительность автосамосвалов на экскаваторных отвалах на 30% выше, чем на бульдозерных. Это дает возможность уменьшить длительность всего транспортного цикла. Приведенные данные об изменении скоростных режимов работы автосамосвалов относятся к автомобилям различной грузоподъемности.

5.6. ПЛУЖНОЕ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Отвалообразование разнопрочных и хорошо дробленых скальных пород при доставке их на отвалы железнодорожным транспортом может производиться отвальными плугами (рис. 5.7). Отвальный плуг представляет собой самоходный или прицепной вагон специальной конструкции, оборудованный с одной или с двух сторон отвальными лемехами. Спереди отвальный плуг имеет лобовые листы с подкрылками для очистки путей от просыпи породы или снега.

Технология отвалообразования заключается в перемещении во время своего движения по путям разгруженной из думпкаров породы отвальными лемехами в сторону откоса отвала.

При разгрузке часть породы скатывается под откос, другая образует навал породы около железнодорожных путей. При отвалообразовании за несколько проходов отвального плуга перемещается верхняя часть навала породы, затем лемех опускается и производится перемещение породы, находящейся ниже уровня пути.

Циклы разгрузки и отвалообразования отвальным плугом повторяются тех пор, пока не будет заполнено пространство отвала, равное шагу передвижки пути: $z = 1,5–2,5$ м.

$$z = b - c,$$

где b — максимальный вылет главного лемеха отвального плуга от оси пути;
 c — безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа, м.

После этого путь перемещается в новое положение путепередвижателем. Отвалообразование производится по всей длине отвальных путей. При плужном отвалообразовании может изменяться тупиковая и кольцевая формы отвала, обеспечивающие постоянную подачу составов на разгрузку и одновременное отвалообразование отвальным плугом.

Высота плужных отвалов составляет обычно 10–25 м, длина — 500–2500 м.

Расчет вместимости отвала и числа тупиков, необходимых для отвалообразования поступающих из карьера пород, производится аналогично экскаваторному отвалообразованию.

В Германии отвальные плуги применяются для отвалообразования мягких горных пород. Для этой цели используются плуги со встроенными путепередвижателями. В этом случае шаг передвижки уменьшается, но совершенно исключаются простои тупика во время передвижки пути.

Пути совершенствования отвалообразования отвальными плугами предусматривают применение более мощных плугов, а следовательно, и более тяжелых рельсов.

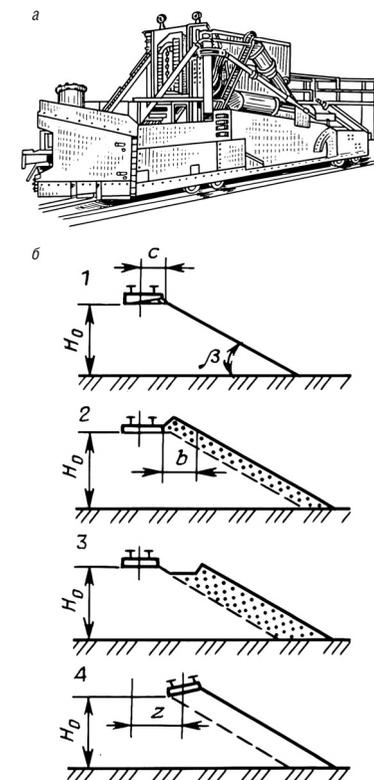


Рис. 5.7. Плужное отвалообразование:
а — отвальный плуг;
б — стадии отвалообразования

5.7. БУЛЬДОЗЕРНОЕ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Укладка крепких горных пород в отвалы при доставке автомобильным, а иногда и железнодорожным транспортом производится мощными бульдозерами. Автосамосвалы разгружаются на некотором расстоянии от бровки по периферии отвала. Бульдозеры перемещают ее под откос, оставляя на бровке предохранительный вал (рис. 5.8). Для безопасности поверхность отвала имеет подъем в сторону откоса равный 3° .

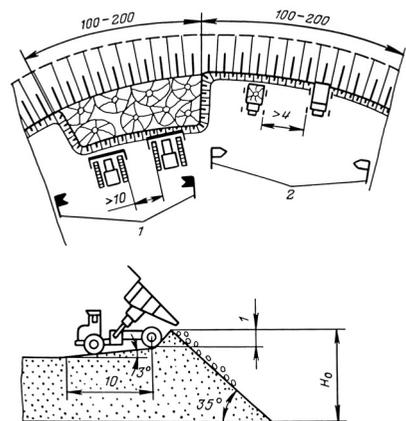


Рис. 5.8. Бульдозерное отвалообразование при доставке горной массы автомобильным транспортом:

1 – участок перемещения породы бульдозерами под откос; 2 – участок разгрузки самосвалов

В последнее время в связи с применением на перевозке пород вскрыши автосамосвалов большой грузоподъемности предохранительный вал откоса оказывается недостаточно безопасным. Большая динамическая нагрузка колесами на предохранительный вал может привести к его разрушению и падению машины с отвала. В этом случае разгрузка автосамосвала осуществляется на отвале за призмой обрушения на расстоянии « l » от откоса. Для облегчения перемещения ее к откосу поверхность отвала в пределах призмы обрушения бульдозером профилируется с уклоном $3-5^\circ$ в сторону откоса отвала (рис. 5.9).

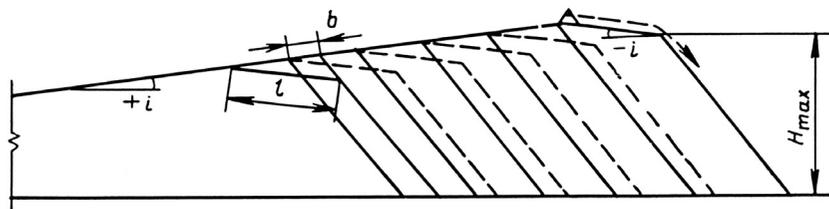


Рис. 5.9. Технологическая схема отвалообразования при использовании автотранспорта большой грузоподъемности

При достижении расстояния « l » поверхность отвала выравнивается, после чего цикл повторяется. Величина « l » соответствует эффективной длине перемещения породы по отвалу породы бульдозером данной мощности.

Для обеспечения возможности одновременной работы автотранспорта и бульдозеров отвал разделяют на участки. На одних участках производится разгрузка автосамосвалов, на других – перемещение уже разгруженной породы под откос.

Число отвальных участков рассчитывают из мощности грузопотока:

$$n = \frac{W}{n_6 Q_{см}}$$

где W – объем вскрыши, доставляемой на отвал в смену, m^3 ;
 n_6 – число бульдозеров, работающих на отвале;
 $Q_{см}$ – производительность бульдозера, $m^3/смену$.

Годовая производительность бульдозеров принимается исходя из сменной производительности и числа рабочих смен в году.

Длина отвального участка (м)

$$L = \frac{Q_{см}}{V}$$

где V – приемная способность 1 м длины отвала, m^3 .

Высота отвала зависит от свойств складированных пород и основания отвала. В равнинной местности высота бульдозерного отвала принимается равной 25–30 м. При устойчивых породах применяется многоярусное отвалообразование. При обсыпке горных пород со склонов на нагорных карьерах высота их достигает высоты склона. Например, на карьере «Высотный» Тырныаузского вольфрамо-молибденового комбината высота отвала составляет 700 м. В этом случае за состоянием отвала ведется специальное наблюдение, а бульдозеры для безопасности в некоторых случаях работают с якорным креплением.

При доставке горной массы железнодорожным транспортом отвал по высоте разделяется на два подступа, как в схемах с отвалообразованием одноковшовыми экскаваторами. Высота верхнего подступа определяется условием размещения разгружаемой породы на приемной площадке. При доставке горной породы думпками большой вместимости она

составляет 2–3 м. Высота нижнего подступа определяется общей устойчивостью отвала и составляет 30–70 м.

Технология отвалообразования заключается в разгрузке породы из думпкаров на разгрузочную площадку под откос верхнего подступа. Бульдозером эта порода перемещается под откос нижнего подступа. Максимальное расстояние перемещения породы по площадке, соответствующее шагу передвижки железнодорожных путей, составляет 45–50 м.

После заполнения нижнего подступа на ширину оптимального расстояния транспортирования породы бульдозером (45–50 м) аналогично заполняется верхний подступ, после чего пути перемещаются в новое положение.

5.8. СКЛАДИРОВАНИЕ НЕКОНДИЦИОННЫХ РУД ОСНОВНОГО И ПОПУТНОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Руды, по своим кондициям не отвечающие в настоящее время требованиям переработки или потребителей, укладываются в отдельные отвалы. Технология отвалообразования и комплексная механизация аналогичны отвалообразованию пустых пород. Отвалы некондиционных ископаемых отличаются месторасположением и параметрами. Месторасположение выбирается вблизи будущего предприятия по переработке исходя из возможности транспортной связи с ним. Высота отвала должна быть кратной высоте уступа при его разработке. Аналогично складироваться попутные полезные ископаемые, не используемые в данный момент потребителем.

Складирование полезного ископаемого производится с различной целью.

Карьерные склады полезного ископаемого разделяют на:

- ✦ аварийные, предназначенные для его хранения и использования в периоды нарушения нормального режима работы карьера;
- ✦ усреднительные, предназначенные для выравнивания состава полезного ископаемого по качеству;
- ✦ шихтовочные, предназначенные для накопления богатой руды, которая используется в обогательном или металлургическом процессе в качестве добавки к рядовой руде, поступающей из забоев карьера;
- ✦ перегрузочные, используемые при применении разных видов транспорта в карьере и на поверхности;
- ✦ готовой продукции, организуемые в основном на карьерах по добыче нерудного сырья для производства строительных материалов.

Аварийный, усреднительный, шихтовочный и склад готовой продукции располагают на территории обоганительной фабрики или завода по переработке полезного ископаемого.

Перегрузочный склад (перегрузочный пункт) располагают на борту карьера или внутри его.

Местоположение внутри карьера определяется оптимальным соотношением расстояния перемещения транспортом по доставке полезного ископаемого на склад и расстояния перемещения транспортом, используемым для доставки полезного ископаемого от склада до обоганительной фабрики.

Карьерные склады строят капитально, рассчитывая на длительный период и большую производительность.

Перегрузочные склады первоначально устраивают на глубине 40–50 м, по мере развития карьера склад переносят.

Вместимость карьерного склада зависит от производительности перерабатывающего предприятия, стабильности свойств и качества полезного ископаемого, числа сортов руд, поступающих на склад, и их количественного состояния, а также от требований, предъявляемых к отгружаемым со склада рудам и оборудованию склада.

Комплексная механизация карьерных складов включает перегрузочное и вспомогательное оборудование. Погрузочные работы выполняются обычно экскаваторами или карьерными погрузчиками. Вспомогательные операции, заключающиеся в разравнивании и перемещении под откос разгружаемого на складе полезного ископаемого, устройстве и планировке дорог, выполняются с помощью бульдозеров.

Выбор погрузочной машины зависит от производительности погрузочных работ, используемого транспорта, размеров склада и свойств полезного ископаемого.

Размеры склада зависят от его объема. Максимальная высота ограничивается высотой черпания экскаватора, минимальная – 2/3 высоты напорного вала экскаватора. Угол откоса насыпи складированного полезного ископаемого для скальных мелкодробленых пород составляет 37–38°, рядовой руды различной кусковатости 40–45°, крупной кусковатости 45–47°.

С учетом эффективности работы ширина заходки для экскаваторов с ковшем вместимостью до 5 м³ составляет 11–13 м и для экскаватора с ковшем вместимостью 8 м³ – 15–17 м.

Под усреднением следует понимать процесс смешения ископаемого сырья одного вида для придания ему более равномерной характеристики по вещественному и гранулометрическому составам.

Основной принцип усреднения качества полезных ископаемых заключается в выполнении комплекса организационно-технических мероприятий по планомерной и наиболее эффективной разработке месторождения. Планируемое систематическое усреднение предусматривает: наиболее рациональное использование промышленных запасов отдельных видов полезных ископаемых; выполнение плановых заданий по качеству и выходу требуемых типов сырья; улучшение технико-экономических показателей процесса обогащения и получение сырья с постоянными свойствами.

При выполнении организационно-технических мероприятий по эффективному усреднению качества исходного сырья основную роль играет геолого-маркшейдерская служба карьеров, которая должна своевременно снабжать технологов-эксплуатационников исходными данными и соответствующей документацией, планировать горные работы и контролировать качество разрабатываемых руд. Геологическая документация добычных забоев должна включать элементы дислокаций, контакты между различными их типами, вещественный состав, физико-механические свойства руд (крепость, трещиноватость и сортность по соответствующей классификации). Степень усреднения может быть оценена коэффициентом

$$k_y = \frac{\sigma_0 - \sigma}{\sigma},$$

где σ_0 и σ – среднее квадратичное отклонение качества ископаемого до и после усреднения, и коэффициент уменьшения среднего квадратичного отклонения

$$k_0 = \frac{\sigma_0}{\sigma}.$$

Усреднение качества исходного сырья можно классифицировать по месту производства, способу, применяемым средствам механизации при загрузке и разгрузке усреднительных установок.

Место усреднения качества полезного ископаемого может быть внутрикарьерным, на поверхности (в зоне карьера), на обогатительных фабриках или на металлургических заводах.

Различают усреднение: **в процессе добычи сырья** (внутризобойное), **в бункерах** (на карьере, фабрике и металлургическом заводе) и **на рудных складах**.

Механизация процесса усреднения качества сырья при создании складов может осуществляться: экскаваторами (механическими лопатами,

драглайнами) и бульдозерами в сочетании с различными видами транспорта; грейферными кранами, консольными отвалообразователями, разгрузочными тележками, автосамосвалами и скреперами.

Выбор способа усреднения определяют следующие факторы:

- ✧ величина и характер колебаний качества сырья;
- ✧ требования обогатительных фабрик и металлургических заводов к качеству полезного ископаемого;
- ✧ производственная мощность карьера и потребителей сырья (обогатительных фабрик и металлургических заводов);
- ✧ технология и механизация усреднения.

Усреднение в бункерах. Различают бункеры с расположением хранилища над транспортными сосудами (железнодорожными вагонами, автосамосвалами и т. п.) с перегрузкой полезного ископаемого под действием силы тяжести, а также с расположением хранилища на уровне земли или ниже с перегрузкой полезного ископаемого с помощью конвейеров (рис. 5.10).

Эффективное усреднение качества сырья в бункерах достигается при наличии их больших объемов; при непрерывном и равномерном движении загрузочного транспорта; при условии, что разгрузка бункеров не должна осуществляться до полной их загрузки, а загрузка не должна начинаться до полного опорожнения бункера.

Число бункеров обуславливается типосортностью исходного сырья: для каждого типосорта необходимо иметь не менее двух бункеров, один из которых находится в стадии заполнения, другой – в стадии разгрузки. Для усреднения качества руды, поступающей из различных забоев (карьеров), ее загружают во все ячейки бункера тонкими горизонтальными слоями конвейером. Усреднение качества достигается тем, что погрузка в транспортные средства производится через люки, расположенные в нижней части бункера, причем поступление полезного ископаемого в люки происходит почти равномерно из всех слоев по высоте. Недостатком способа усреднения качества полезного ископаемого в бункерах является ограничение их объемов и периодичность работы.

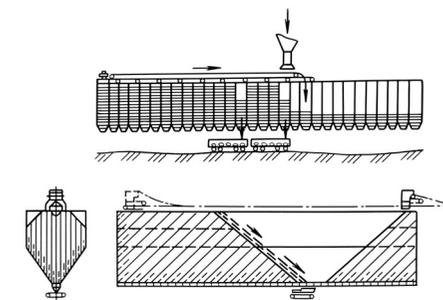


Рис. 5.10. Схема усреднения руды в бункерах

Усреднение на складах. Рудные склады предназначаются для разделения разнотипных и усреднения однотипных по обогатимости полезных ископаемых, а также для накопления, хранения и перегрузки полезного ископаемого из одного вида транспорта в другой. Наиболее характерными складами полезного ископаемого являются склады эстакадного, безэстакадного (рис. 5.11) и отвального типов.

Число штабелей в рудоусреднительной установке зависит от необходимого количества сырья, подлежащего складированию, и числа типов сортов полезного ископаемого. Для каждого типа полезного ископаемого необходимо иметь не менее двух штабелей, из которых один находится в процессе формирования, а другой – в процессе разгрузки. Число слоев в штабеле высотой 15–20 м достигает 700–1000 и более; вместимость штабеля 40–50 тыс. т.

Отличительной особенностью таких складов является неоднородность сырья по качеству и крупности в различных точках поперечного сечения. К подошве штабеля откладываются более крупные фракции, а в средних зонах располагаются более мелкие.

Технология усреднения в эстакадном складе состоит в правильной укладке полезного ископаемого наклонными слоями и в организованной его отгрузке из заполненного штабеля. Эффективность усреднения нарушается явлениями сегрегации (распределение зерен по высоте слоя

в зависимости от крупности) при заполнении штабеля. Отрицательное влияние сегрегации может компенсироваться определенной системой отгрузки из штабеля, предусматривающей чередование работы экскаватора в различных зонах штабеля.

Склады представляют собой ряды хребтовых штабелей, укладка руды в которые производится несколькими сотнями тонких слоев, располагаемых вдоль оси штабеля, одно- или двухконсольными отвалообразователями, а разгрузка штабеля осуществляется вразрез этих слоев.

Руду из штабеля разгружают по всему сечению тонкими поперечными слоями бороной и погрузчиком,

что обеспечивает высокую степень усреднения. От погрузчика полезное ископаемое поступает на конвейер, который доставляет его на обогатительную фабрику или завод.

Если первым условием эффективности усреднения является получение возможно большего числа слоев в штабеле, то вторым – возможно большая длина штабеля. Длина штабеля, по данным практики, должна быть по меньшей мере в 6 раз больше ширины – это снижает отрицательное влияние на результаты смешивания концевых полуконусов. Число слоев в штабеле определяется в зависимости от колебаний качества сырья, поперечного сечения, средней вместимости штабеля и скорости передвижения загрузочной установки.

Наиболее простыми в конструктивном отношении, удобными и эффективными для усреднения являются промежуточные склады отвального типа.

Склад отвального типа в поперечном сечении имеет форму трапеции или параллелограмма. Процесс усреднения на рудных складах отвального типа осуществляется послойной отсыпкой горизонтальными (по площади склада) и наклонными слоями (под откос по высоте склада), а также перелопачиванием полезного ископаемого на складе после его отсыпки. В процессе отгрузки из отвала рабочий орган экскаватора при зачерпывании полезного ископаемого на складе пересекает слои с различным качеством, что также способствует лучшему усреднению. Погрузка из склада осуществляется экскаваторами циклического или непрерывного действия. При погрузке со склада происходит смешивание полезного ископаемого из различных слоев в процессе обрушения, экскавации и погрузки в железнодорожные думпкары. При необходимости руда может перелопачиваться для лучшего усреднения.

При комбинированном (автомобильно-железнодорожном) транспорте склады могут быть оборудованы эстакадой для непосредственной перегрузки полезного ископаемого из автосамосвалов в железнодорожные думпкары (при незначительных колебаниях качества полезного ископаемого) или при отгрузке сырья со складов в средства транспорта экскаваторами.

Приемная способность склада (m^3) определяется из условия, что

$$V_c = \mu Q,$$

где Q – производительность обогатительной фабрики, $m^3/год$; μ – коэффициент резерва.

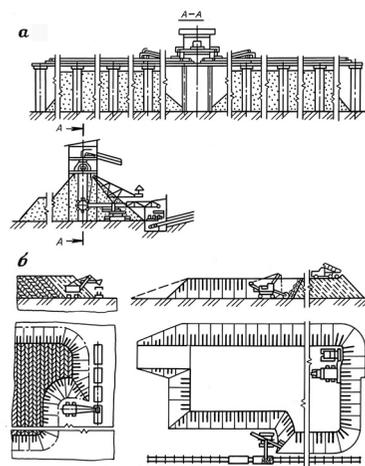


Рис. 5.11. Усреднение руды на эстакадном (а) и безэстакадном (б) складах

Объем склада (м^3)

$$V_c = \frac{H_c^2}{2} \left(\frac{3}{2}b + \frac{1}{3}H_c \operatorname{tg}\alpha \right) + LH_c(b + H_c),$$

где H_c – высота склада, м;
 i – подъем насыпи, ‰;
 b – ширина склада поверху, м;
 α – угол естественного откоса сырья в разрыхленном состоянии, градус;
 L – протяженность склада поверху, м.

При круговом и петлевом развороте автомашин ширина склада

$$b \geq 2l_a + (2,1 + 2,2)R_a + B,$$

где l_a , R_a – соответственно длина и радиус разворота автосамосвала, м;
 B – ширина заходки экскаватора, м.

Длина склада (м) с учетом производительности обогатительных фабрик

$$L = \frac{\mu Q - H_c^2 \left(\frac{2}{3}d + \frac{1}{3}H_c \operatorname{tg}\alpha \right)}{iH_c(d + H_c)}.$$

Наиболее эффективное усреднение на складе достигается при его формировании из двух и более секций для однотипного по обогатимости ископаемого. Формирование (заполнение) секций склада производится автосамосвалами горизонтальными (наклонными) слоями с последующей их планировкой бульдозером. Полезное ископаемое со склада грузится экскаватором. Высоту отвального склада принимают из условия безопасной работы горнотранспортного оборудования. При формировании секций склада автотранспортом высота склада составляет 10–15 м.

Метод усреднения полезного ископаемого на специальных рудных складах является наиболее совершенным.

5.9. ПЛАНИРОВАНИЕ, ОРГАНИЗАЦИЯ И РАСЧЁТ ЗАТРАТ НА ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ И СКЛАДИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Отвалообразование и складирование – заключительные процессы на карьере и поэтому планирование объемов работ является одновременно как причиной, так и следствием всех предыдущих процессов в технологических потоках.

Организация отвалообразования горных пород заключается в обеспечении высокопроизводительной и безопасной работы транспортных и отвалообразующих средств на внутренних или внешних отвалах согласно принятой технологии и паспорту отвалообразования.

Расчеты затрат включают в себя все работы по отвалообразованию и вспомогательным работам по обслуживанию отвала и его устойчивости.

Глава 6

ПРОЦЕССЫ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРАХ СТРОЙМАТЕРИАЛОВ

Полезное ископаемое, доставляемое из карьера, поступает для переработки на обогатительную фабрику, отгружается потребителю или складывается.

На карьерах строительных материалов при производстве щебня и песка процессы дробления и грохочения являются завершающими по производству уже готового продукта.

Производство щебня из горной массы, доставляемой из карьера, производится в дробильно-сортировочных установках, цехах или фабриках. Последовательность переработки горной массы представлена на схеме технологического цикла производства щебня с двухстадийным и трехстадийным дроблением (рис. 6.1).

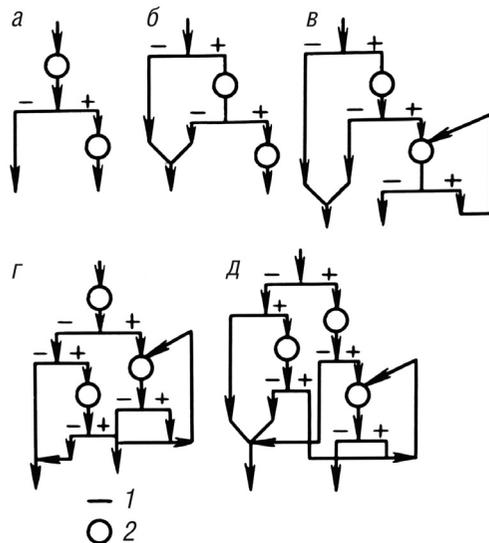


Рис. 6.1. Основные технологические схемы производства щебня:
 а — с двухстадийным дроблением без предварительного грохочения; б — с двухстадийным дроблением и предварительным грохочением; в — с двухстадийным дроблением и предварительным грохочением по замкнутому циклу на второй стадии дробления; г — с трёхстадийным дроблением без предварительного грохочения по замкнутому циклу на третьей стадии дробления; д — с трёхстадийным дроблением и предварительным грохочением по замкнутому циклу на третьей стадии дробления: 1 и 2 — соответственно операции грохочения и дробления

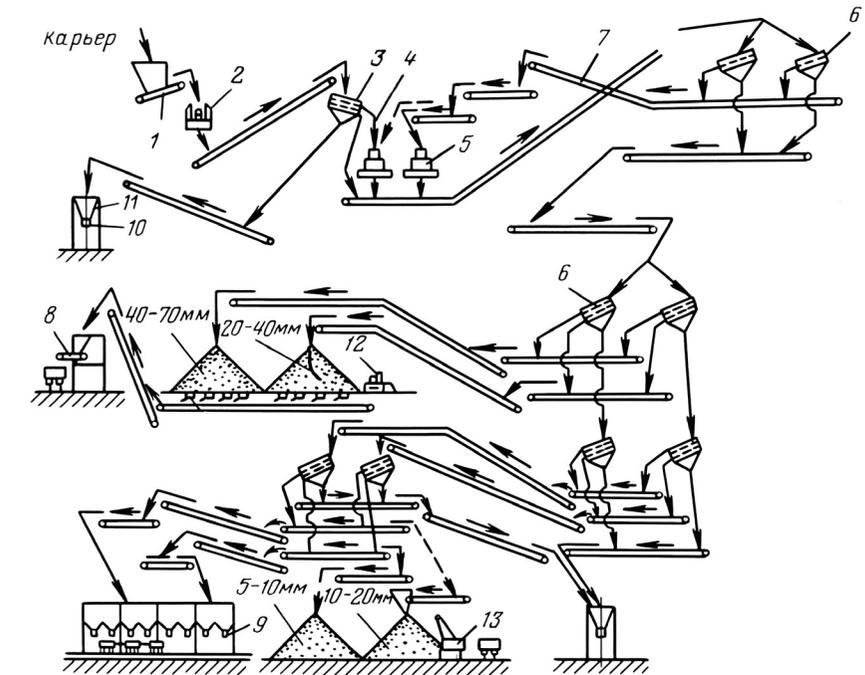


Рис. 6.2. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочной фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800×12000 мм; 2 — щековая дробилка 1200×1500; 3 — грохот СМ-572; 4 — среднеконусная дробилка КМД-2200; 6 — вибрационный грохот СМ-653; 7 — ленточный конвейер; 8 — телескопический погрузочный конвейер; 9 — секторный затвор с электроприводом; 10 — секторный затвор 500×500; 11 — электромагнитный затвор; 12 — бульдозер Д-259; 13 — экскаватор

Таблица 6.1

Показатели	Дробилка										
	ЩКД-7	ЩКД-8	ЩКД-9	СМ-204А	СМ-16Б	КМД-1200	КМД-1750	КМД-220-400	КМД-220-600	КСД-2200	
										А	Б
Размеры загрузочного отверстия, мм	900 1200	1200 1500	1500 2100	600 900	600 900	56	100	130	130	275	350
Размеры загружаемых кусков, мм	700	1000	1200	500	500	40	85	100	100	250	300
Ширина загрузочной щели, мм	130	150	180	75-200	75-200	3-15	5-15	5-15	5-15	10-30	30-60
Производительность для пород средней крепости с насыпной плотностью 1,6 т/м ³ , т/ч	180	280	500	67-175	56-192	18-90	64-200	115-350	124-370	198-540	566-935
Мощность электродвигателя, кВт	100	160	250	75	75	75	160	250	280-300	250	250
Масса дробилки без электродвигателя, т	72,9	140,5	255,7	21,9	23	24,7	47	79,9	106,4	79,3	78,9

Таблица 6.2

Показатели	Марка грохота					
	С-212	С-13	С-96	СМ-60	С-37	С-213
Габариты, мм:						
длина	965	3153	2387	3303	4150	5850
ширина	800	1920	1360	2025	1380	1250
высота	975	1226	1480	1703	1300	1170
Масса, кг	101	1800	—	2434	764	1740
Число ярусов и сит	2/2	2/3	3	2	3	—
Размер отверстий сит, мм:						
верхнего	40x40	35x35	60x60	25x25	—	50
нижнего	5x5	15x15	8x8	12x12	—	25
среднего	—	—	22x22	—	—	—
Угол наклона, градус	до 25	0	17–22	22–28	—	0–36
Частота вращения, мин ⁻¹	1400	740	1200	1100	18	19
Мощность двигателя, кВт	1	5,2	32	7,2	1,1	2,7
Производительность, м ³ /ч	6–8	30–40	13–16	40–60	8–10	9–11

наличие специальных процессов обогащения, число линий дробления и характеристика цикла дробления.

При однопоточной переработке горной массы предварительное грохочение отсутствует или подрешётный продукт смешивается с продуктами дробления в первой стадии. Двухпоточные линии применяются при отдельной обработке подрешётного продукта первого грохота. Наиболее высокое качество щебня получается при раздельной схеме. В этом случае удается отделить наиболее прочные составляющие горной массы, поступающей из карьера.

Песчано-гравийную горную массу подвергают помимо грохочения и дробления промывке. Процесс переработки доставляемой из карьера песчано-гравийной смеси заключается в отделении каменного материала на первом грохоте (рис. 6.3) для последующего его дробления. На песчано-гравийных карьерах применяются различные конструкции грохотов: неподвижный плоский колосниковый, инерционный, эксцентриковый, барабанный и др. Промывку песка и гравия производят с помощью гравиемоек — цилиндрических грохотов, оборудованных шнеками, в которые под напором подается вода навстречу движению гравия (табл. 6.3).

Таблица 6.3

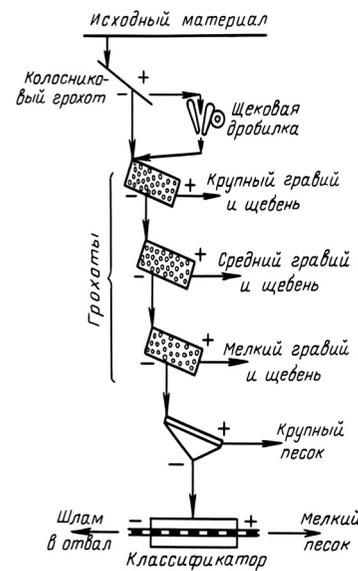


Рис. 6.3. Схема обогащения гравия

Показатели	Пескомойка		
	винтовая		драговая
	ССМ-536	ССМ-036	С-216
Производительность, м ³ /ч	15–20	4–6	20
Наибольшее зерно, мм	15	15	—
Уклон, градус	18–20	18–20	—
Частота вращения, м ⁻¹	500	5000	—
Диаметр шнека, мм	40	40	—
Потребная мощность, кВт	8	22	13
Габариты корыта, мм:			
длина	4630	3700	—
ширина	700	600	—
высота	700	686	—
Габариты машины, мм:			
длина	5405	4568	5750
ширина	1085	915	960
высота	1170	1316	2330
Масса машины без арматуры, кг	1879	930	—

На притрассовых карьерах, которые организуются при строительстве дорог и крупных горных или гражданских предприятий, используются передвижные дробильно-сортировочные установки на колесном или железнодорожном ходу (рис. 6.4). Их производительность составляет 30 т/ч.

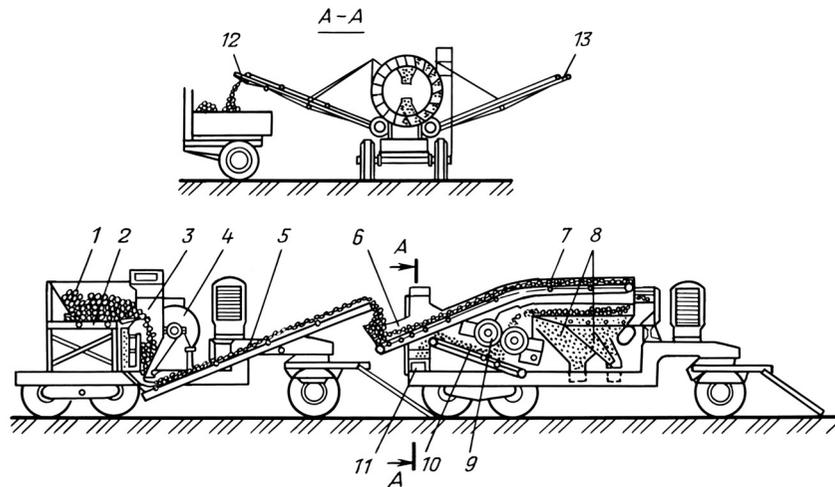


Рис. 6.4. Передвижная дробильно-сортировочная установка СМ-9:
 1 – загрузочный бункер; 2 – питатель; 3 – отводной желоб; 4 – щековая дробилка; 5 – ленточный транспортёр; 6 – верхний питатель; 7 – вибрационный грохот; 8 – бункера готовой продукции; 9 – валковая дробилка; 10 – нижний воздушный питатель; 11 – ротационный элеватор; 12 – транспортёр для крупных фракций; 13 – транспортёр для мелких фракций

Глава 7

ВОССТАНОВЛЕНИЕ И РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, НАРУШЕННЫХ ОТКРЫТЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При открытых горных работах нарушаются естественные природные условия района месторождения: изменяется ландшафт; образующиеся пыль в карьере и на отвалах, газы от работы двигателей внутреннего сгорания и от окисления полезного ископаемого загрязняют атмосферу; проводимые мероприятия по осушению карьера понижают уровень грунтовых вод вокруг него, приводя к гибели растений.

На угольных и сланцевых карьерах наличие в породных отвалах угля с повышенным содержанием серы и других элементов при повышенной влажности и притоке кислорода образуются высокотоксичные соединения ртути, мышьяка, урана и др., что является источником загрязнения окружающей среды.

Для уменьшения вредного влияния открытых горных пород на окружающую среду в их технологии предусматриваются специальные мероприятия и работы. Главной из них является рекультивация земель, ранее используемых в народном хозяйстве.

Необходимость рекультивации земель возникла давно и возрастает по мере увеличения объемов горных разработок и соответственно нарушенных ими площадей полезных земель.

Первый декрет о восстановлении земель, нарушенных горными работами, был принят в 1784 г. в Германии в связи с открытой разработкой бурого угля на правом берегу Рейна.

Под рекультивацией земель понимается комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и народнохозяйственной ценности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей среды. При производстве работ по рекультивации выделяют два этапа: технический (техническая рекультивация) и биологический (биологическая рекультивация).

Первый этап включает подготовку нарушенных земель для последующего использования в народном хозяйстве: планировку, формирование откосов, снятие, транспортирование и нанесение почв и плодородного слоя на рекультивируемые земли, строительство дорог, гидротехнических и мелиоративных сооружений и т. д.

Второй этап включает мероприятия по восстановлению плодородных земель, осуществляемые после технической рекультивации.

На горизонтальных и пологих месторождениях с внутренним отвалообразованием рекультивация поверхности отвалов производится в период разработки месторождения как один из технологических процессов открытых горных работ.

На крутых месторождениях восстановление экологической среды предусматривается рекультивацией отвалов пустых пород и созданием водоемов в выработанном пространстве карьера.

Процесс рекультивации включает следующие виды работ:

- 1) выравнивание поверхности отвалов;
- 2) нанесение на поверхность плодородного слоя из ранее складированного или непосредственно снимаемого с поверхности зоны горных работ;
- 3) мелиорацию;
- 4) озеленение путем посева трав и растений.

Первые два вида работ называются *горно-технической рекультивацией*, вторые — *биологической*.

При горно-технической рекультивации принимают во внимание различные способности пород вскрыши к плодородию. Токсичные породы должны размещаться на глубине 1,5–3 м от поверхности.

В зависимости от района расположения месторождения и вида нарушений поверхности открытыми горными работами восстановление природной среды может осуществляться:

- ♦ в сельскохозяйственных районах путем создания продуктивных площадей и водоемов,
- ♦ в отдаленных от сельского хозяйства районах, но с благоприятным климатом — созданием парковых насаждений, участков для индивидуальной трудовой деятельности и последующего промышленного освоения,
- ♦ в отдаленных районах с суровыми климатическими условиями — максимально возможным воссозданием первоначальных природных условий.

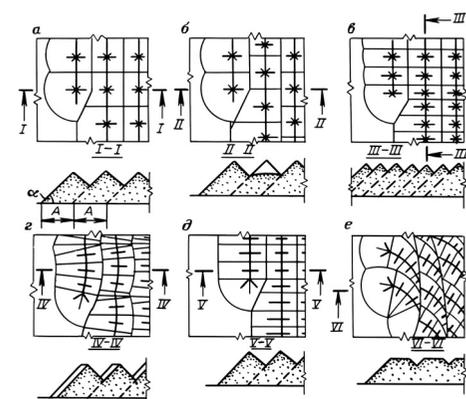
7.2. МЕТОДЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ПОСЛЕ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Объектами работ по восстановлению природной среды после открытой разработки месторождения полезного ископаемого являются: эксплуатационное пространство карьера, внешние отвалы пустых пород, хвостохранилища, транспортные коммуникации.

При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений с внутренним отвалообразованием восстановление эксплуатационного пространства карьера заключается в планировке поверхности отвала, который в зависимости от технологии отвалообразования представляет собой многоконусную или гребневидную поверхность (рис. 7.1). Для ее планировки используется драглайн, который по параметрам и производительности выбирается с учетом геометрических параметров внутренне-го отвала и времени его работы по восстановлению поверхности

$$V_{уд} = 0,0625 \operatorname{tg} \alpha \left[\frac{(A - 0,5a)^2}{A} \right] + a,$$

где $V_{уд}$ — удельный объем планировочных работ поверхности отвала, $\text{м}^3/\text{м}^2$;
 A — расстояние между рядами конусов отвала, м;
 a — расстояние между конусами в ряду, м;
 α — угол откоса поверхности конуса, градус.



Уровень расположения драглайна на отвале выбирается из условия полного заполнения пустот между конусами породой из срезаемых вершин.

Рис. 7.1 Схема рельефа поверхности внутренних отвалов вскрышных пород:

а — конусная; б — конусная «шахматная»; в — конусная «сближенная»; г — гребневидная; д — гребневидная «параллельная»; е — гребневидная «серповидная»

При планировке гребневидных отвалов удельный объем ($\text{м}^3/\text{м}^2$) планировочных работ рассчитывается по формуле:

$$V_{\text{уд}} = \frac{1}{16} \text{Atg}\alpha.$$

Радиус разгрузки драглайна должен быть не менее половины расстояния между рядами конусов или гребней.

Планировка поверхности внутренних отвалов может осуществляться кабель-кранами на гусеничном ходу. Однако в настоящее время это оборудование в нашей стране не выпускается, но вследствие простоты конструкции оно может быть изготовлено специально для карьера.

Эксплуатационное пространство карьера после разработки наклонных и крутых залежей не имеет внутренних отвалов. С учетом требований восстановления природной среды после окончания горных работ необходимо предусматривать в последний эксплуатационный период организацию внутреннего отвалообразования пород вскрыши. В настоящее время разрабатывается специальная технология отработки таких месторождений этапами как по глубине, так и в плане, позволяющая использовать выработанное пространство одного этапа для размещения вскрыши следующего. Это позволит сократить затраты на разработку самого месторождения вследствие уменьшения длины и высоты транспортировки вскрыши и уменьшить величину незаполненного эксплуатационного пространства карьера.

Оставшееся выработанное пространство карьера заполняется водой естественно или искусственно путем сооружения специального водовода или канала от поверхностных источников.

При незначительной глубине борта карьера могут быть выложены путем расширения берм, создания на них водосборных канав. Это позволит уменьшить эрозионные процессы и при выращивании на террасах и дне карьера растительности превратить выработанное пространство карьера в искусственную балку.

7.3. ТЕХНОЛОГИЯ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Внешние отвалы пустых пород для повышения эрозионной устойчивости и внешнего облагораживания подвергаются террасированию или выполаживанию откосов. Выполаживание предполагает уменьшение

обычного для внешнего отвала угла откоса в $35\div 45^\circ$ до $15\div 25^\circ$ для превращения его в склон, на котором возможно эффективное выращивание растительности, сооружение дорог и даже небольших зданий.

Для производства работ по выполаживанию откосов внешних отвалов применяется обычная технология. В период завершения формирования зоны отвала в отведенных границах укладку пород производят перемещением ее бульдозером с уклоном в сторону контура отвала. Элементы этой технологии используются при отвалообразовании при автотранспортных средствах особо большой грузоподъемности и рассмотрены в разделе 5 (см. рис. 5.9).

В тех случаях, когда отвал уже существует и нет возможности использовать эксплуатационную вскрышу для выполаживания его откосов по описанной технологии, производят буровзрывное рыхление периферийных зон отвала и перемещение взорванной горной массы бульдозером под откос (рис. 7.2).

Объем работ рассчитывается из условия равенства площадей в сечении ACO и $OBД$. В этом случае объем работ по выполаживанию на один погонный метр длины отвала может быть рассчитан по формуле

$$V = 0,125H^2(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha).$$

При выполаживании откоса отвала можно применять направленный взрыв плоских или обычных зарядов. Расчет массового взрыва таких зарядов приводится в разделе 2.

Рекультивация хвостохранилища после его обезвоживания и стабилизации включает в себя нанесение на его поверхность слоя горных пород вскрыши для изоляции и захоронения вредных компонентов процесса обогащения в хвостах слоем, достаточным для эффективного последующего биологического восстановления природной среды.

Восстановление пространства, занятого под транспортными коммуникациями, площадками под склады полезного ископаемого и некондиционных руд и другие нужды горного предприятия, выполняется по специальному проекту, который осуществляется для сооружения нового объекта для обеспечения занятости работавших на горном предприятии людей.

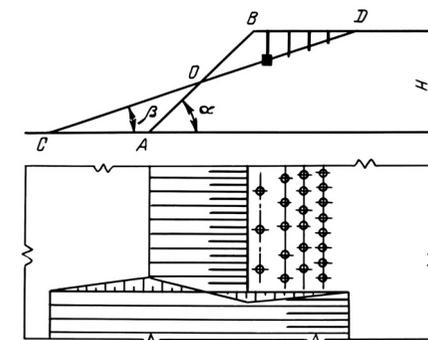


Рис. 7.2. Выполаживание откоса отвала буровзрывным способом

Биологическая рекультивация всех восстановленных поверхностей начинается с нанесения плодородных почв. При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений с внутренним отвалообразованием процесс разработки месторождения совмещен во времени с планировкой отвалов, снятием плодородного слоя с поверхности вскрыши и нанесением ее на поверхность спланированного отвала (рис. 7.3). Снятие, перемещение и нанесение почвенного слоя производится скреперами, мощность и количество выбирается в зависимости от объема работ и дальности перемещения. Для закрепления плодородного слоя его сразу засевают соответствующими климатическим условиям семенами трав и уплотняют.

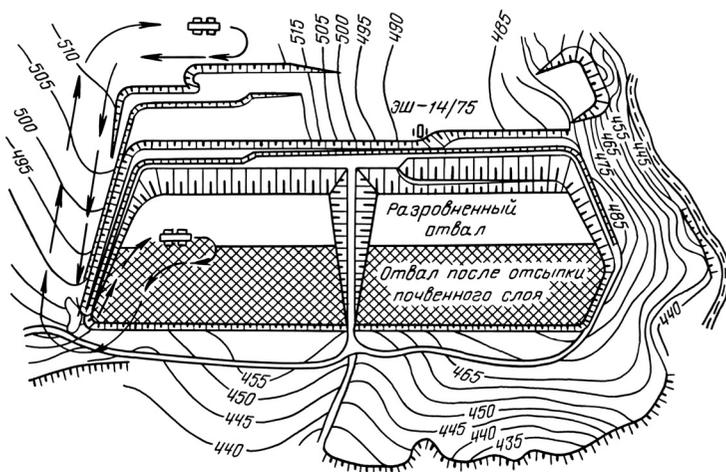


Рис. 7.3. Технология разработки горизонтального пластообразного месторождения с одновременным восстановлением поверхности и её рекультивации

В условиях, когда невозможно снятие и нанесение плодородного слоя снятая почва складировается и консервируется. Элементарная консервация заключается в удалении воздуха, т. е. кислорода простым уплотнением слоев штабеля почвы.

Контроль рекультивации осуществляют местные власти. В качестве мер по охране окружающей среды рекомендуется сохранять деревья по верхнему контуру карьера и пересаживать сюда те, которые попадают в зону горных работ. Растительный защитный экран должен включать несколько рядов деревьев, посаженных в шахматном порядке со ступенчатым контуром растительности от густого кустарника до самого высокого вида

деревьев, например, быстрорастущих тополей. Если зону отработанного карьера планируется отвести под искусственные водоемы, то в процессе разработки месторождения необходимо приблизить контуры карьера к естественным плавным формам, избегая создания любых углов и вертикальных откосов. Ограждением капитальной траншеи от окружающей территории служит растительный экран из деревьев. При разработке месторождения на косогорах рекомендуется создавать до начала горных работ искусственные насыпи с растительным экраном, чтобы закрыть с наиболее важных точек обзора вид на карьер и одновременно обеспечить снижение уровня шума от горных работ и запыленности воздуха.

7.4. РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА ВОССТАНОВЛЕНИЕ И РЕКУЛЬТИВАЦИЮ НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ ЗЕМЕЛЬ

Стоимость восстановления единицы площади нарушенных земель определяется многими факторами, в том числе направлением рекультивации, качеством пород вскрыши (наличием токсичных пород), необходимостью мелиорации, требованиями к степени восстановления плодородия почвы и др.

За рубежом стоимость рекультивации колеблется в широких пределах. Так, в США расходы на рекультивацию в настоящее время в Иллинойском угольном бассейне составляют 15–20% от общих издержек на добычу угля. В штате Западная Вирджиния при разработке нагорных карьеров затраты на рекультивацию достигают 25–30% от стоимости добываемого угля. Стоимость полной рекультивации 1 га нарушенной земли составляет 1250–2500 долл. Стоимость восстановления 1 га земли на фосфоритных карьерах в США составляет 2500 долл.

В Австралии стоимость восстановления 1 га земли после разработки бокситовых месторождений составляет 10 тыс. долл., причем 90% затрат приходится на земляные работы.

В Англии стоимость рекультивации под сельскохозяйственные культуры составляет 500–2300 фунтов стерлингов за акр.

Стоимость рекультивации 1 га в Германии под лесопосадки составляет 647 тыс. марок, под сельскохозяйственные культуры – 12,5–43,8 тыс. марок.

В Италии после принятия законов об охране окружающей среды стоимость восстановления 1,1 га леса обходится в 30 млн лир, сельскохозяйственных угодий в долинах и холмах – в 10 млн лир.

Глава 8

КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ НА КАРЬЕРЕ

8.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Совокупность рассмотренных технологических процессов разработки месторождений полезных ископаемых представляет собой **технологию открытых горных работ**, а используемые при этом машины и механизмы – **комплексную механизацию карьера**.

После изучения технологии всех технологических процессов необходимо изучение их в общей технологической цепи на карьере. Каждый из них, начиная от подготовки горных пород к выемке, выполняет последовательно задачу разработки месторождения полезного ископаемого открытым способом. **Все производственные процессы на карьере объединяет транспорт.**

В зависимости от свойств горных пород, массива, топографии поверхности, производственной мощности карьера, размещения отвалов, пунктов приема полезного ископаемого и системы разработки перемещаемая горная масса на карьере разделяется на грузопотоки. Они берут начало в забоях и оканчиваются на отвалах пустых пород, некондиционных руд или на складах полезного ископаемого. Применительно к грузопотоку формируется **комплексная механизация производственных процессов**.

Наиболее эффективной организацией технологических процессов является поточное производство, которое может быть непрерывным, например при применении роторных экскаваторов, конвейерного транспорта и ленточных отвалообразователей, и циклическим, функционирующим в определенном ритме, при эксплуатации выемочно-погрузочной и транспортной техники циклического действия.

Разделение средств комплексной механизации на грузопотоки представляет собой по существу организацию горных работ на карьере *по технологическим потокам*, под которыми понимается технологически связанная совокупность горных и транспортных машин определенной производительности, независимо ведущих разработку определенной зоны карьера, с выполнением всех технологических процессов – от подготовки горных пород

к выемке до отвалообразования, складирования или передачи полезного ископаемого потребителю в равномерном ритме.

В зависимости от условий на карьере может быть два потока – вскрышной и добычный или несколько технологических.

По числу забоев в разрабатываемой зоне карьера и пунктов приема горной массы, а также по их связи между собой технологические потоки разделяются на:

- ✧ отдельный, в котором забой в карьере связан транспортными коммуникациями с отдельным отвалом, участком общего отвала или бункером для полезного ископаемого;
- ✧ объединенный, транспортные коммуникации которого от нескольких забоев объединяются в одном пункте приема горной массы (перегрузочном пункте или отвале);
- ✧ разветвленный, в котором горная масса сводного забоя направляется в несколько пунктов приема горной массы;
- ✧ комбинированный, горная масса в котором от нескольких забоев объединяется транспортом доставки ее из карьера и на поверхности направляется на несколько пунктов приема грузов.

8.2. КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТОКОВ

Технологический поток характеризуется параметрами, которые включают: свойства разрабатываемых горных пород (f , ρ , $\sigma_{сж}$, σ_p , E , трещиноватость массива), параметры забоев (h , B), трассы, отвала или приемного пункта полезного ископаемого.

Выполнение производственных процессов в технологическом потоке обеспечивается *комплексом основного и вспомогательного оборудования*, который включает в себя буровое, зарядное и забоечное оборудование для подготовки горных пород к выемке, экскаваторы и средства транспорта, отвалообразующие машины, средства для перемещения и обслуживания электро- и транспортных коммуникаций, взаимосвязанные по параметрам и надежно обеспечивающие установленную производительность.

Термин *комплект оборудования* наиболее точно отражает совокупность машин, предназначенных для выполнения горных работ в технологическом потоке.

По определению проф. В. И. Солода, «комплект (от латинского *completus* – полный) – это набор кинематически не связанных между собой индивидуальных машин, необходимых и достаточных для механизации технологического процесса разработки горных пород».

Комплекс оборудования (от латинского complexus – связь) – это кинематически связанные, но сохранившие свои индивидуальные особенности машины, с помощью которых комплексно механизмируются все основные операции процесса разработки горных пород.

Классификация комплектов оборудования технологического потока на карьерах в зависимости от характера работы основных машин, состава оборудования и транспорта представлена в *табл. 8.1*.

Таблица 8.1

Признак	Наименование	Признаки
Состав оборудования	Полный	Комплект оборудования технологического потока имеет в своем составе все основные и вспомогательные машины и механизмы
	Неполный	В комплекте оборудования технологического потока отсутствует часть основных или вспомогательных машин, или некоторые операции технологического процесса не механизированы
Характер действий	Непрерывный	Разработка осуществляется машинами непрерывного действия
	Цикличный	Разработка осуществляется машинами циклического действия
	Комбинированный	Разработка осуществляется машинами непрерывного и циклического непрерывного действия
Транспорт	С одним видом транспорта	От забоев до пунктов приема горная масса перемещается одним видом транспорта
	С несколькими видами транспорта	От забоев до пунктов приема горная масса перемещается комбинированным транспортом

Согласно этой классификации, например, может быть полный комплект оборудования непрерывного действия с одним видом транспорта. Возможно сочетание машин для подготовки горных пород к выемке, перемещения и отвалообразования во вскрышном, технологическом потоке с одним видом транспорта для различных пород (*табл. 8.2*.)

Комплект оборудования характеризуется производительностью, суммарной установленной мощностью двигателей, металлоемкостью, количеством обслуживающего персонала и расходом основных и вспомогательных материалов.

Для удобства графического изображения технологических потоков и его комплексной механизации рекомендуется использовать условные обозначения, изображенные на *рис. 8.1*.

В качестве примера на *рис. 8.2* показаны вскрышной и добычный технологические потоки карьера.

Таблица 8.2

Порода	Технологический поток	Производственные процессы				
		Подготовка горных пород к выемке	Выемка	Перемещение	Отвалообразование	
Нескальная	Непрерывный	–	Роторный экскаватор	Конвейер	Конвейерный отвалообразователь	
		–	Многоковшовый экскаватор	Транспортно-отвальный мост		
		–	Гидроразрыв	Гидротранспорт	Гидроотвалообразование	
	Цикличный	–	Драглайн	–		
		–	Вскрышная мехлопата	–	–	
		–	Бульдозер	–		
Комбинированный	–	Роторный экскаватор	Железнодорожный транспорт	Абзетцер		
	–	Многоковшовый экскаватор				
Полускальная	Непрерывный	–	Комбайн	Конвейер	Консольный отвалообразователь	
		Механический рыхлитель	Бульдозер	Автотранспорт	Бульдозер	
	Цикличный	Буро-зарядные машины	Одноковшовый экскаватор	Железнодорожный транспорт	Одноковшовый экскаватор	
			Ковшовый погрузчик		Отвальный плуг	
	Комбинированный	Буро-зарядные машины	Одноковшовый экскаватор	Конвейер	Консольный отвалообразователь	
			Роторный погрузчик	Гидротранспорт	Гидроотвалообразование	
–	Ковшовый погрузчик	–	–			
Скальная	Непрерывный	–	Комбайн	Конвейер	Консольный отвалообразователь	
		Буро-зарядные машины	Одноковшовый экскаватор	Автотранспорт	Одноковшовый экскаватор	
	Железнодорожный транспорт			Бульдозер		
Комбинированный	Буро-зарядные машины	Ковшовый погрузчик	Конвейер	Консольный отвалообразователь		
			Одноковшовый экскаватор	Гидротранспорт	Гидроотвалообразование	

Подготовка горных пород к выемке		Выемка	Перемещение		Отвалообразование и складирование	Дробление и грохочение
Бурение	Рыхление		Железнодорожный транспорт	Канатная дорога		
Станок вращательного бурения	Зарядный комбайн	Механическая лопата	Железнодорожный транспорт	Канатная дорога	Экскаватор	Колосниковый грохот
Станок вращательного бурения	Зарядный комбайн	Пауэршчик	Железнодорожный транспорт	Транспортно-отвальный мост	Отвальный плуг	Виброгрохот
Станок вращательного бурения	Зарядный комбайн	Роторный экскаватор	Автотранспорт	Кабель-кран	Бульдозер	Конусная дробилка
Станок вращательного бурения	Зарядный комбайн	Многоковшовый экскаватор	Конвейер	Кабель-кран	Отвалообразователь	Щековая дробилка
Станок вращательного бурения	Зарядный комбайн	Драглайн	Передвижная дробилка с конвейером	Кабель-кран	Гидроотвал	
Буровая машина	Камнерезная машина	Скрепер	Трубопроводный транспорт	Кабель-кран	Абзетцер	
	Рыхлитель-бульдозер	Бульдозер	Скип	Кабель-кран	Гидроотвал	
		Гидромонитор	Кран для погрузки каменных блоков	Кабель-кран	Экскаватор	
		Кран для погрузки каменных блоков	Конвейерный подъемник	Кабель-кран	Метатель	
		Грейфер	Рудоспуск	Кабель-кран	Бункер	
		Шнекобуровая машина	Рудоскат	Кабель-кран	Эстакада	
		Пауэршчик		Кабель-кран		
		Земснаряд		Кабель-кран		

Рис. 8.1. Условные обозначения для графического изображения технологических потоков

В комплект оборудования добычного технологического потока включено дробильное оборудование обогатительной фабрики.

Разделение комплексной механизации на технологические потоки упрощает управление ими, улучшает контроль и их обслуживание на карьере.

Механизация в технологических потоках легче поддается автоматизации.

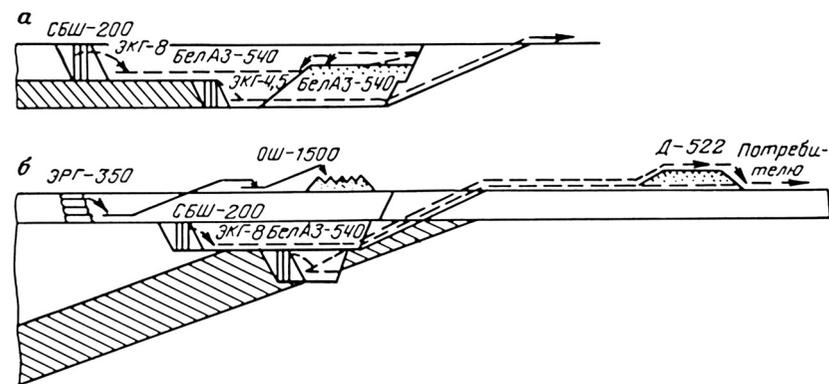


Рис. 8.2. Схемы вскрышных и добычных технологических потоков при разработке горизонтального (а) и пологого (б) месторождений

Вся информация о работе технологических потоков поступает на главный диспетчерский пункт, где она обрабатывается и направляется обратно на пульта управления потоками для корректировки их ритма.

8.3. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ МЕТОД РАСЧЕТА КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТОКОВ

При формировании комплексной механизации технологических потоков в конкретных условиях возможны многочисленные сочетания бурозарядного, выемочно-погрузочного, транспортного оборудования, оборудования для отвалообразования пустых пород и некондиционных руд и оборудования для переработки полезного ископаемого.

Лучшим вариантом комплексной механизации будет тот, который полностью соответствует природным условиям, требованиям эффективной и безопасной технологии горных работ, обеспечивающей необходимую производительность.

При выборе средств комплексной механизации технологических потоков в конкретных условиях, при реконструкции карьера или при проектировании нового целесообразно использовать энергетический метод. Он позволяет количественно учесть природные условия (топографию, климат, свойства горных пород и массива, гидрогеологические условия), схемы вскрытия и системы разработки, рабочие параметры

горного и транспортного оборудования, особенности технологических процессов для выбора эффективного в конкретных условиях комплекта оборудования для технологического потока.

Сущность энергетического метода заключается в том, что для производства горных работ комплектом оборудования при определенной технологии, схеме вскрытия карьерного поля и способе разработки месторождения необходимо затратить энергию на дробление массива для получения требуемого состава горной массы по крупности, выемку и погрузку породы, перемещение и укладку ее в отвал.

При этом энергия расходуется на преодоление сопротивления в рабочих органах машин и совершению полезной работы по переводу объекта приложения энергии (горной породы) из одного состояния в другое.

Расход энергии зависит от технологии процесса и обуславливается свойствами горной породы, ее состоянием, степенью изменения качества и состояния в процессе воздействия на горную породу. Так, разрушение массива, разрыхление горной массы – это изменение ее качества (массив – раздробленная порода), подъем её для погрузки и перемещение – изменение состояния.

Некоторые свойства не являются постоянными, а изменяются под воздействием окружающей среды, например, сопротивление внедрению ковша увеличивается в результате слеживания горной массы, смерзаемости.

Часть свойств является результатом принятой технологии или качества выполнения работ в предыдущих процессах технологического потока, например, состав горной массы по крупности, степень разрыхления и т. д.

Часть энергии, затрачиваемая для производства горных работ и идущая на изменение состояния, поглощаемая как бы горной породой в процессе производства, называется технологическим энергопоглощением. Эта часть представляет собой расход энергии на преодоление сопротивления породы в технологических процессах в отличие от фактического расхода, который учитывает коэффициент полезного действия машин.

Энергопоглощение можно рассчитать, и поэтому оно положено в основу расчетов по выбору и обоснованию комплексной механизации технологических потоков.

Метод предусматривает составление возможных вариантов комплектов оборудования для рассматриваемого технологического потока в конкретных условиях в виде альтернативного графа и затем расчет технологического энергопоглощения по процессам и суммарного в каждом варианте на единицу массы разрабатываемых горных пород (Дж/кг).

Вариант с меньшим удельным энергопоглощением указывает, что комплексная механизация наиболее полно соответствует горнотехническим условиям технологического потока, а следовательно, будет обеспечиваться большая эффективность разработки горных пород.

Исследование вариантов комплексной механизации для всех технологических потоков позволяет обосновать наиболее эффективную комплексную механизацию горных работ на карьере.

Выражение удельного энергопоглощения в технологическом потоке представляет собой сумму энергопоглощений (Дж/кг) по технологическим процессам при:

- ✧ подготовке горных пород к выемке $\Theta_{\text{п}}$ (при взрывной подготовке: на бурение $\Theta_{\text{б}}$ и взрывное дробление $\Theta_{\text{д}}$);
- ✧ механическом рыхлении $\Theta_{\text{р}}$;
- ✧ выемке – погрузке $\Theta_{\text{э}}$;
- ✧ перемещении $\Theta_{\text{т}}$
- ✧ отвалообразовании $\Theta_{\text{о}}$;

$$\Theta = \Theta_{\text{п}} + \Theta_{\text{э}} + \Theta_{\text{т}} + \Theta_{\text{о}} + \Theta_{\text{ф}}.$$

Удельное энергопоглощение по процессам.

При подготовке горных пород к выемке взрывным способом: энергопоглощение на бурение

$$\Theta_{\text{б}} = \left(\frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E\rho} \lg n' + \frac{l_{\text{сжв}}}{2} \right) N;$$

энергопоглощение на взрывное дробление

$$\Theta_{\text{д}} = \frac{\sigma_{\text{р}}^2}{2E\rho} \lg n'' + \Delta + l_{\text{ц}}.$$

При подготовке горных пород к выемке *механическим способом:*

$$\Theta_{\text{мп}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E\rho} \lg n'' + \Delta.$$

При выемке – погрузке одноковшовым экскаватором

$$\Theta_{\text{э}} = \frac{F\delta}{G} + \frac{v_{\text{п}}^2}{2g} + h_{\text{п}}.$$

При выемке – погрузке многоковшовым или роторным экскаватором

$$\Theta_3 = \frac{F\delta}{G} + \frac{v_{\text{п}}^2}{2g} + \omega_0 L + h_p.$$

При перемещении

$$\Theta_{\text{т}} = \frac{v_{\text{сп}}^2}{2g} + \omega_0 L + H.$$

При рассмотрении комбинированных комплектов оборудования с передвижными дробилками в забое или комплектов оборудования с различными видами транспорта и промежуточным дроблением в полустационарных дробилках необходимо учитывать энергопоглощение на механическое дробление в дробилке

$$\Theta_{\text{мд}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E\rho} \lg n'''.$$

При отвалообразовании абзетцером

$$\Theta_{\text{оа}} = \frac{F\delta}{G} + \frac{v_{\text{д}}^2}{2g} + \omega_0 L + h_p.$$

При отвалообразовании экскаватором удельное энергопоглощение рассчитывается по формуле Θ_3 . При отвалообразовании консольным отвалообразованием удельное энергопоглощение рассчитывается вместе с перемещением, увеличивая высоту подъема горной массы H на высоту разгрузки отвалообразователя.

При отвалообразовании бульдозером и плугом

$$\Theta_0 = (f_1 + i + f_1 f_2) l_0.$$

При механическом рыхлении перед погрузкой возможно штабелирование горной массы, тогда в этом процессе удельное энергопоглощение будет аналогично удельному энергопоглощению при бульдозерном отвалообразовании, но с учетом подъема горной массы на высоту штабеля

$$\Theta_{\text{ш}} = (f_1 + i + f_1 f_2) l_0 + \frac{h_{\text{ш}}}{2}.$$

Энергопоглощение в процессе переработки зависит от вида полезного ископаемого и его назначения. Например, переработка полезного

ископаемого для получения щебня или для тонкого помола руды при раскрытии зерен полезного ископаемого перед последующем обогащением.

В процессе переработки на щебень поступающая в бункер дробильно-сортировочной фабрики горная масса имеет крупность $d_{\text{ср}}$ и проходит несколько стадий дробления (крупное, среднее и мелкое), в результате которого получается продукт – щебень фракции d . Перед и между дроблениями горная масса подвергается грохочению и промывке, от одной технологической операции к другой она перемещается конвейерным транспортом.

Энергопоглощение в процессе дробления в целом можно определить по той же зависимости, которой пользовались при определении энергопоглощения в процессе подготовки горных пород к выемке:

$$\Theta_{\text{д}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E\rho} \lg n''.$$

Энергопоглощение активного грохочения связано с преодолением сил инерции покоя и сопротивления перемещению горной массы по грохоту:

$$\Theta_{\text{гр}} = \frac{v_{\text{гр}}^2}{2g} + F_{\text{гр}} l,$$

где $V_{\text{гр}}$ – скорость перемещения горной массы по грохоту;
 $F_{\text{гр}}$ – сопротивление перемещению горной массы по грохоту;
 l – длина грохота.

Энергопоглощение в процессе перемещения между отдельными операциями переработки зависит от сопротивления конвейеров:

$$\Theta_{\text{н}} = \frac{v_{\text{ф}}^2}{2g} + \omega_0 l_{\text{ф}} + H_{\text{ф}},$$

где $v_{\text{ф}}$ – скорость движения конвейера;
 ω_0 – основное сопротивление движению;
 $l_{\text{ф}}$ – суммарная длина перемещения конвейерным транспортом на фабрике, м;
 $H_{\text{ф}}$ – суммарная высота подъема полезного ископаемого в процессе перемещения на фабрике, м.

В процессе обогащения руда после крупного, среднего и мелкого дробления подвергается измельчению в мельницах. Это самый энергоемкий процесс, потому что для раскрытия зерен полезного компонента требуется тонкий помол. Энергопоглощение при помолу примерно в 200 раз больше энергопоглощения при подготовке горных пород к выемке.

Энергопоглощение руды при измельчении в мельницах W в кВт-ч/т от размера D до размера продукта измельчения d .

$$W = W_i \frac{\sqrt{n-1}}{\sqrt{n}} \sqrt{\frac{100}{d}}, \text{ кВт/ч,}$$

где $n = D/d$ – степень измельчения;

W_i – показатель измельчаемости.

Для перевода в кгм/кг надо это выражение умножить на 367099,2/1000, где 1кВт = 367099,2 кгм, а 1 кгм = 9,81 Дж.

Общее выражение энергопоглощения для руды в процессе переработки на обогатительной фабрике:

$$\mathcal{E}_{\text{оф}} = \mathcal{E}_d + \mathcal{E}_{\text{гр}} + \mathcal{E}_n + W \text{ Дж/кг.}$$

В эти формулы входят следующие параметры и зависимости:

$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности горной породы при одноосном сжатии, Па (табл. 1.4);

n' – степень измельчения породы при бурении

$$n' = \frac{d_{\text{СКВ}}}{d_{\text{ч}}};$$

$d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, мм;

$$d_{\text{СКВ}} = 0,32d_{\text{ср}};$$

$d_{\text{ср}}$ – средний диаметр куска горной массы, регламентируемый по каким-либо условиям или обеспечивающий оптимальные затраты на подготовку, выемку, транспортирование и отвалообразование в технологическом потоке, мм.

Для комплектов оборудования с механическими лопатами $d_{\text{ср}} = B/6,5$;

B – ширина ковша выемочно-погрузочной машины, м;

$d_{\text{ч}}$ – диаметр частиц продуктов разрушения при бурении, мм;

E – модуль упругости, Па;

ρ – плотность породы, т/м³ (табл. 1,4);

$l_{\text{СКВ}}$ – глубина скважины, м, $l_{\text{СКВ}} = h + l_{\text{п}}$;

H – высота уступа, м;

$l_{\text{п}}$ – глубина перебура, м, $l_{\text{п}} = 0,5qW$;

q – удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³;

W – линия сопротивления по подошве, м; при вертикальном бурении $W \geq h \text{ ctg}\alpha + c$;

α – угол откоса уступа, градус;

c – расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа, м;

N – часть энергопоглощения при бурении, приходящаяся на единственный объем взрывающегося блока

$$N = \frac{V_{\text{бур}}}{V_{\text{бл}}} = \frac{n_{\text{СКВ}} S_{\text{СКВ}} l_{\text{СКВ}}}{h B_3 L_{\text{бл}}};$$

$V_{\text{бур}}$ – объем бурения, м³,

$$V_{\text{бур}} = n_{\text{СКВ}} S_{\text{СКВ}} l_{\text{СКВ}};$$

$V_{\text{бл}}$ – объем взрывающегося блока, м³, $V_{\text{бл}} 15 Q_{\text{сут}}$;

$n_{\text{СКВ}}$ – число скважин взрывающегося блока,

$$n_{\text{СКВ}} = \frac{S_{\text{бл}}}{ab};$$

a – расстояние между скважинами, м, $a = 0,85W$;

b – расстояние между рядами скважин, м, $b = W$;

$S_{\text{СКВ}}$ – площадь взрывной скважины, м²;

$$S_{\text{СКВ}} = \frac{\pi d_{\text{СКВ}}^2}{4};$$

$l_{\text{СКВ}}$ – глубина скважины, м;

B_3 – ширина заходки, м;

$L_{\text{бл}}$ – длина взрывающегося блока, м,

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{h B_3};$$

$Q_{\text{сут}}$ – производительность экскаватора, м³/сут;

σ_p – предел прочности материала на растяжение, Па, $\sigma_p = 0,2\sigma_{сж}k_d$;
 k_d – коэффициент динамичности (табл. 2,9);
 n'' – степень дробления горных пород при взрывном рыхлении,

$$n'' = \frac{d_o}{d_{cp}};$$

d_o – средний размер отдельностей в массиве, мм;
 Δ – степень разрыхления горной породы, м.; $\Delta = d_{cp}(k_p - 1)$;
 k_p – коэффициент разрыхления горной массы в развале (табл. 2.9);
 $l_{ц}$ – расстояние, на которое перемещается центр тяжести развала при взрывной подготовке горных пород,

$$l_{ц} = \frac{(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{2h_{разв}};$$

$h_{разв}$ – высота развала горной массы в забое, м;
 F – сопротивление перемещению ковша, Н, $F = k_f B c$;
 k_f – удельное сопротивление породы копанью, Н/м² (табл. 8.3);
 c' – толщина стружки, м, $c' = 0,33B$;
 δ – длина пути, на котором происходит заполнение ковша, м,

$$\delta = \frac{2}{3} h_{ч};$$

$h_{ч}$ – высота черпания экскаватора, м;
 G – масса горной породы за цикл погрузки (в ковше), кг,

$$G = \frac{E_k \rho}{k_p};$$

E_k – вместимость ковша экскаватора, м³;
 k_p – коэффициент разрыхления горной массы в ковше;
 $v_{п}$ – скорость перемещения горной массы к месту разгрузки, м/с;
 g – ускорение свободного падения, м/с²;
 h_p – высота разгрузки горной породы от уровня стояния выемочно-погрузочной машины, м;
 $v_{ср}$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с;
 ω_0 – основное сопротивление движению транспорта, Н/кН;

Таблица 8.3

Категория породы	Характерные группы горных пород	Удельное сопротивление копанью экскаваторами			
		Одноковшовым		Многоковшовым	
		лопатов	драглайном (скрепером)	цепным	роторным
I	Мягкие и рыхлые породы (супесь мягкий суглинок)	0,016–0,12	0,03–0,22	0,05–0,18	0,04–0,13
II	Довольно плотные породы, мерзлый грунт I категории (суглинок, гравий, мягкая глина)	0,07–0,16	0,12–0,2	0,15–0,3	0,12–0,25
III	Слабый уголь, плотная порода, мерзлый грунт I–II категорий (суглинок плотный, глина средняя, мягкие аргиллиты)	0,12–0,25	0,16–0,3	0,24–0,45	0,2–0,35
IV	Уголь средней крепости, очень плотная порода, мерзлый грунт II–III категорий (суглинок крепкий со щебнем, глина крепкая)	0,22–0,36	0,25–0,42	0,36–0,6	0,3–0,45
V	Крепкий уголь, наименее прочные скальные породы	0,33–0,55	0,4–0,55	0,58–0,85	0,42–0,66
VI	Очень крепкий уголь, прочные полускальные породы, мерзлые породы IV–V категорий Скальные породы и тяжелые руды, трещиноватые	0,43–0,75	0,5–0,75	0,43–0,85	0,42–1
VII	Сланцы, мергель, гипс, мел, известняк, песчаник мягкий. Мерзлые породы V–VI категорий	0,8–1	1–1,3	1,5–5,5	1,3–5
	Скальные породы и руда сильнотрещиноватые	–	–	–	–
VIII	Скальные малотрещиноватые, мерзлые породы. Тяжелая руда	1–1,2	1,2–1,5	–	–

L – расстояние перемещения горной массы в технологическом потоке, м;
 H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке (разность отметок пункта погрузки и пункта разгрузки горной массы), м;
 $f_1 = 0,7 \div 1,0$ – динамический коэффициент трения породы о породу на отвале;
 i – уклон поверхности отвала в тысячных;
 $f_2 = 0,4 \div 0,6$ – динамический коэффициент трения породы о металл;
 n''' – степень дробления горных пород в дробилке

$$n''' = \frac{d_{cp}}{d_d};$$

l_o – расстояние перемещения породы на отвале, м;
 d_d – диаметр куска продукта в дробилке, м;
 $h_{шт}$ – высота штабеля, м.

В развернутом виде эти зависимости для конкретного вскрышного технологического потока применительно к определяющей его производительность выемочно-погрузочной машине выглядят следующим образом.

Удельное энергопоглощение при бурении (Дж/кг)

$$\Theta_6 = \left(\frac{\sigma_{сж}^2}{2E\rho} \lg \frac{0,05B}{d_q} + \frac{h+l_n}{2} \right) \frac{\pi(0,05B^2) \cdot (h+l_n)}{hab}$$

Удельное энергопоглощение при взрывном дроблении массива (Дж/кг)

$$\Theta_{вд} = \frac{0,04\sigma_{сж}^2 k_d^2}{2E\rho} \lg \frac{6,5d_o}{B} + \frac{B}{6,5}(k_p - 1) + \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p}$$

Удельное энергопоглощение при экскавации (Дж/кг)

$$\Theta_3 = \frac{0,22B^2 k_c h_q k_p}{E\rho} + \frac{v_{п}^2}{2g} + h_p$$

Удельное энергопоглощение при транспортировании (Дж/кг)

$$\Theta_{т} = \frac{v_{cp}^2}{2g} + \omega_o L + H$$

Удельное энергопоглощение при отвалообразовании бульдозером (Дж/кг),

$$\Theta_o = (f \pm i + f_1 f_2) l_o$$

Удельное энергопоглощение в процессе переработки на обогатительной фабрике

$$\Theta_{of} = \left(\frac{\sigma_{сж}^2}{2E\rho} \lg n''' \right) + \left(\frac{v_{гп}^2}{2g} + F_{гп} l \right) + \left(\frac{v_{ф}^2}{2g} + \omega_o l_{ф} + H_{ф} \right) + W$$

Примечание.

Размерности физических величин:
 энергия $E = FL = 1 \text{ кгм} = 9,81 \text{ Нм} = 9,81 \text{ Дж}$;
 сила $F = 1 \text{ кг} = 9,81 \text{ Н}$;
 давление $\sigma = P/S = \text{кгм/м}^2 = 9,81 \text{ Н/м}^2$;
 $\text{Н/м}^2 = \text{Па}$; $\text{кгм/с}^2 = \text{Н}$; $\text{Нм} = \text{Дж}$.

Пример алгоритма расчета энергопоглощения технологического потока приведен на рис. 8.3.

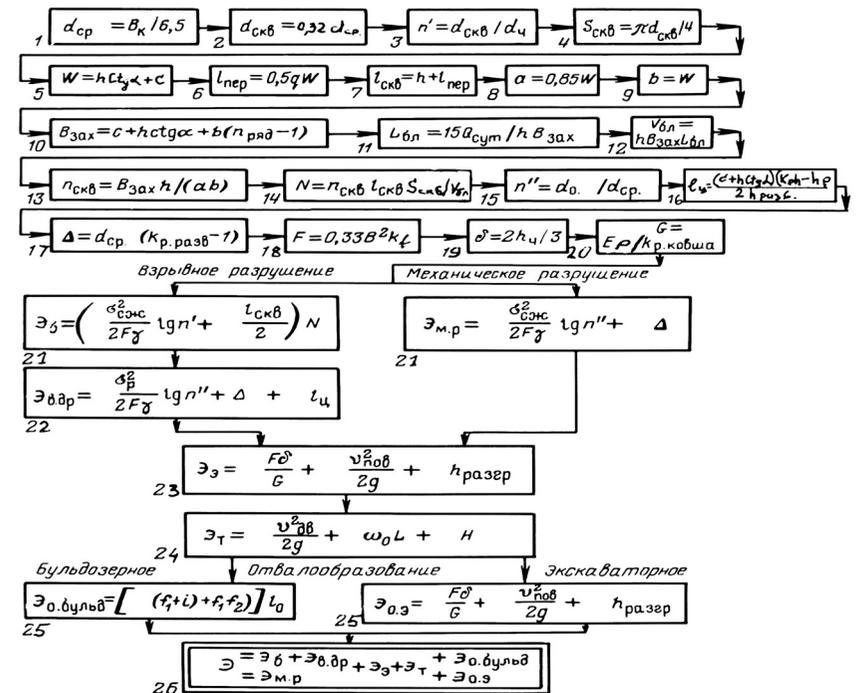


Рис. 8.3. Пример алгоритма расчета энергопоглощения технологического потока

В конкретных условиях возникает необходимость оценки комплексной механизации технологических потоков по другим критериям, например, по трудоемкости обслуживания, удельной металлоемкости оборудования. При ограничении по электроснабжению района месторождения конкурирующие варианты комплексной механизации после оценки энергетическим методом могут сравниваться по установленной мощности электродвигателей во всем комплексе машин технологического потока. В рудных технологических потоках необходимо сравнение комплексной механизации технологических потоков по обеспечению минимальных потерь, разубоживания, возможности усреднения руды по качеству в забое, на складе или в транспортном потоке.

Сравнение вариантов комплексной механизации технологических потоков в целом по этим критериям позволяет выбрать и обосновать наиболее эффективную *ресурсосберегающую технологию горных работ*.

Окончательное решение о выборе комплексной механизации технологического потока и карьера в целом принимается на основании экономической оценки конкурирующих вариантов по затратам на добычу полезного ископаемого.

Контрольные вопросы

1. Принцип формирования комплексной механизации на карьере.
2. Понятие о технологическом потоке.
3. Виды технологических потоков.
4. Суть энергетического метода расчета комплексной механизации технологических потоков.

Проблемы для исследования

1. Определение зависимости между свойствами разрабатываемых пород и энергопоглощением.
2. Установление взаимосвязи между мощностью оборудования технологического потока, его металлоемкостью и энергопоглощением.

Темы для практических и лабораторных занятий

1. Расчет энергопоглощения для комплектов оборудования непрерывного, циклического и комбинированного действия.
2. Определение рациональных комплектов оборудования технологических потоков для различных горно-геологических условий.
3. Моделирование на ЭВМ параметров технологических потоков для различных горно-геологических условий.

Глава 9

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ И КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА КАРЬЕРЕ

9.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Общая эколого-экономическая оценка разработки месторождений полезных ископаемых показывает, что:

- ✧ открытая разработка имеет в 7–10 раз большую производительность труда в связи с возможностью применения мощной горно-транспортной техники и комплексной механизации всех производственных процессов;
- ✧ в 3–5 раз меньшую себестоимость добычи полезного ископаемого;
- ✧ требует меньших капитальных вложений;
- ✧ обеспечивает практически полное извлечение полезного ископаемого из недр при наличии высокой безопасности труда.

Однако открытая разработка существенно нарушает природную среду, отторгая земельные угодья, что очень чувствительно в благоприятных сельскохозяйственных и лесных районах, приводит к значительному загрязнению пылью, газами, отходами горного производства большие пространства вокруг карьеров, изменяет гидрологический режим района вследствие откачки из карьерного пространства и сброса вод в наземную систему водотоков, образует значительные размеры выемок в земной поверхности и создает искусственные возвышения в виде отвалов пустых пород, дамб и промышленных сооружений.

Все это приводит к изменению микроклимата района месторождения.

Отрицательные явления открытых горных работ отражаются как на экономических показателях горного производства, так и на общих затратах и его эффективности в конкретном районе. Степень воздействия открытых горных работ на окружающую природную среду зависит от применения конкретной техники и технологии в каждом технологическом процессе. Если рассматривать карьер, отвалы пустых пород, склады полезного ископаемого и некондиционных руд, хвостохранилище

и промышленную инфраструктуру горного предприятия со всеми транспортными коммуникациями в районе с конкретными природными условиями как природно-технологическую систему, то в конкретных горно-геологических условиях эффективными могут быть не самые дешевые технологии.

Для решения в конкретных условиях использования соответствующей технологии необходимо знать количественную оценку затрат на ликвидацию отрицательного влияния каждого производственного процесса на окружающую среду.

9.2. ФАКТОРЫ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПРИРОДНУЮ СРЕДУ

Горные работы связаны с потреблением энергетических и материальных ресурсов и выбросов в окружающую среду отходов в газообразном, жидком и твердом виде.

Процесс подготовки крепких горных пород к выемке взрывным разрушением массива потребляет взрывчатые вещества, энергетические материалы, электроэнергию, горючее для двигателей внутреннего сгорания и смазочные материалы; выделяет в окружающую среду газообразные продукты химического разложения взрывчатых материалов и горючего, пыль, тепло, отходы и потери смазочных материалов. При механическом разрушении горных пород использование взрывчатых материалов и выделение в окружающую среду продуктов их разложения отсутствует или занимает небольшой объем.

Процесс подготовки мягких горных пород к выемке потребляет электроэнергию, горючее и смазочные материалы, в некоторых условиях воду, при низких температурах и при оттаивании мерзлоты – химические вещества или тепло; выделяет газообразные продукты сгорания топлива, отходы смазочных материалов, тепло, воду, химические вещества.

Процессы экскавации, транспорта и отвалообразования потребляют электроэнергию, горючее, смазочные материалы; выделяют пыль, газообразные продукты сгорания топлива, отходы смазочных материалов и тепло.

Количество потребляемых и выделяемых в окружающую среду веществ для каждого вида и типа машин и средств механизации определяется его технической характеристикой и состоянием.

Машины с большей мощностью на единицу производительности имеют меньшие показатели потребления энергии и материалов и поэтому

меньшие выделения отходов в окружающую среду. Однако их габаритные параметры больше, следовательно для их эффективной работы требуется большее эксплуатационное пространство и большее отчуждение земли. С другой стороны, при определенной производительности карьера использование машин малой мощности ведет к увеличению их количества и в совокупности требует большего эксплуатационного пространства, чем при использовании для достижения производительности карьера более мощных машин. Например, для карьера с глубиной 60 м при использовании экскаваторов ЭКГ-12 в работе требуется всего три горизонта и три рабочих площадки с необходимыми для эффективной работы параметрами. Для экскаваторов с меньшими рабочими параметрами, например ЭКГ-5, для карьера этой глубины требуется шесть рабочих горизонтов и шесть рабочих площадок с транспортными коммуникациями. В сумме потребление энергии и материалов, выделение отходов, загрязняющих природную среду, и отчуждение земель при использовании экскаваторов ЭКГ-5 в данном примере будет больше.

Выбор экологически чистой технологии открытой добычи полезных ископаемых в конкретных природных условиях является важной и ответственной задачей для создания равновесия открытых горных работ в природной среде во время эксплуатации карьера и восстановления природных условий после окончания добычи полезных ископаемых в районе месторождения.

9.3. ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Наиболее распространенный метод оценки влияния открытых горных работ на окружающую среду заключается в подсчете затрат на ликвидацию последствий вредного воздействия на флору, фауну, поверхностные и подземные воды, землю, ландшафт и воздушный бассейн района месторождения. Такой метод конкретен и позволяет количественно оценить уже причиненный и часто невозможный ущерб природе.

Другой метод заключается в количественной оценке при проектировании каждого технологического потока, а в нем – процесса с конкретной комплексной механизацией и технологии в целом по карьере, в том числе:

- 1) изъятия из природной среды слоя земной поверхности, водоемов и растительности,
- 2) потребления энергии и материалов для производства горных работ,
- 3) выброса в окружающую среду отходов производства,

4) затрат на создание средств ликвидации, локализации или уменьшения влияния процесса или в целом технологии на окружающую среду.

Эффективность технологии и механизации горных работ в конкретных природных условиях в конечном итоге определяется с учетом всех затрат на производство продукции горнодобывающего предприятия.

В подсчет изъятия природного пространства включается рабочее пространство для горной машины или комплекта, обеспечивающих технологический процесс. Например, выемочный блок экскаватора ЭКГ-10 с автомобильным транспортом требует изъятия пространства длиной 300 м, шириной 50 м и высотой 15 м. В тех же условиях и производительности комплект из рыхлителя и автопогрузчика имеет ширину выемочного блока 30 м при той же длине и высоте. Следовательно, элемент технологического потока при разработке известняка с механическим рыхлением и погрузчиком требует меньшего изъятия природного пространства и к тому же не загрязняет ее газообразными продуктами взрывчатых веществ и пылью; отсутствует разрушающее сейсмическое воздействие взрывов на природное пространство. Если в отчуждаемые земли входят сельскохозяйственные угодья, лес, водоемы с фауной, производится оценка годовой и в целом на период эксплуатации месторождения стоимости продукта, получаемого с этих земель. В расчет потребления входят электроэнергия, горючие, смазочные и расходные материалы, включая взрывчатые материалы, воду, песок, щебень по нормам или фактическому расходу.

В расчет выброса в окружающую среду включаются:

- ✧ в атмосферу – газообразные продукты (CH_4 , CO , CO_2 , NO_2 , SO_2 и др.), пыль, тепло;
- ✧ на земную поверхность – отвалы пустых пород, некондиционных полезных ископаемых, склады полезного ископаемого, хвосты обогатительных фабрик и очистных систем;
- ✧ в водоемы – вода техническая и из осушительной системы.

Расчеты количественной оценки влияния технологических процессов на окружающую среду фиксируются в паспорте, форма которого, например, для процесса экскавации, следующая.

Технологический процесс – экскавация

Вариант технологии – разработка канатной механической лопатой
 Тип горной породы
 Годовой объем разработки тыс. м³

Экологические показатели:

1. Изъятие земной поверхности км²
2. Потребление:
 - электроэнергии кВт
 - горючего т
 - материалов т
3. Выброс продуктов:
 - твердых т
 - газообразных м³
 - жидких м³
 - тепла МДж
4. Затраты на уменьшение влияния процесса экскавации на окружающую среду руб.
5. Эффективность варианта технологии экскавации руб.

Аналогично этому составляются паспорта для процесса буровых и взрывных работ, транспорта, отвалообразования пустых пород и складирования полезного ископаемого.

Варианты комбинаций механизации производственных процессов суммируются по технологическим потокам, по показателям или эффективности, что позволяет оценить в целом технологию открытой разработки месторождения полезного ископаемого по воздействию на природную среду.

Лучшими вариантами будут те, которые в меньшей степени сами или в совокупности с мероприятиями по уменьшению влияния оказывают воздействие на экологическое равновесие в природной среде.

9.4. СРЕДСТВА КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИМ СОСТОЯНИЕМ РАЙОНА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Управление экологическим состоянием района открытых горных работ осуществляется службой главного инженера, в функцию которой входит: постоянный контроль состояния атмосферы в карьере и на поверхности, сбрасываемых вод, загрязнения поверхности в карьере и в районе на расстоянии максимальных влияний. На карьерах по добыче радиоактивных руд в контроль включается уровень радиации.

В систему приборов за наблюдением пылегазового состояния атмосферы в карьере и его окрестностей входят: лазерная станция, пассивные газовые индикаторы и дозиметры.

Лазерная станция позволяет контролировать содержание азотистых соединений и пыли на расстоянии 3 км.

Контроль воды производится специальными анализаторами, которые устанавливаются в местах ее накопления и перед сбросом. Уровень радиации определяется радиометрами, которые устанавливаются в рабочей зоне экскаваторов, на перегрузочных пунктах рудного грузопотока, на складах руды обогатительной фабрики, в местах погрузки концентрата. Кроме того, рабочий и технический персонал снабжается портативными радиометрами.

Контроль загрязнения поверхности карьера и окружающей территории осуществляется путем периодического взятия проб для анализа.

Управление экологическим состоянием окружающей среды состоит из разработки и постоянного совершенствования мер и средств снижения или локализации вредного влияния технологии открытых горных работ на окружающую среду и оперативного принятия решений по данным аппаратных замеров в случае возникновения ситуации, угрожающей здоровью человека и природной среде.

Разработка мер и средств снижения вредного влияния технологии открытых горных работ на окружающую среду начинается при проектировании карьера, во время которого должны быть приняты решения по использованию экологически чистых и ресурсосберегающих технологий в минимальных границах эксплуатационного пространства. Во время эксплуатации карьера в конкретных природных условиях проводится анализ степени влияния технологии открытых горных работ на окружающую среду.

Наиболее радикальными решениями являются:

- ✧ максимально возможное увеличение углов откоса рабочего и нерабочего бортов карьера и концентрация горных пород в рабочей зоне карьера с использованием более мощной техники с дистанционным управлением для уменьшения изъятия земель для эксплуатационного пространства;
- ✧ переход, хотя бы частично, на внутреннее отвалообразование для уменьшения отчуждения пространства под отвалы;
- ✧ регулирование объемов вскрышных работ по сезонам для исключения явлений критической загазованности атмосферы в период сезонных атмосферных инверсий;
- ✧ замена буровзрывной подготовки крепких горных пород к выемке безвзрывной выемкой комплектами из рыхлителей, фрезерных и стреловых комбайнов;

- ✧ замена автомобильного транспорта троллейвозным, конвейерным или контейнерным с доставкой их грузоподъемными устройствами на поверхность карьера;
- ✧ использование внутреннего отвалообразования вместо внешнего;
- ✧ уменьшение пылевыделения при бурении путем применения более эффективных фильтров и буровых коронок более крупного скола;
- ✧ применение технологии взрывного разрушения массива с уменьшенным выходом пылеватых фракции, использование взрывчатых веществ с минимальными выходами вредных газообразных веществ;
- ✧ применение дожигателей или поглотителей выхлопных газов двигателей внутреннего сгорания или переход на сжиженный газ;
- ✧ использование специального покрытия автодорог и пылеподавление;
- ✧ при гидротранспорте вскрышных пород использование сгустителей пульпы перед укладкой в отвал и т. п.

Элементами оперативного управления являются:

- ✧ прогноз и оперативный контроль состояния природной среды в карьере и в районе по специальной методике, разработанной для конкретных условий месторождения по данным специальных и метеорологических приборов;
- ✧ остановка загрязняющего процесса при его выходе из нормального режима по выбросу отходов; перенос наиболее вредных работ на благоприятные по климатическим условиям периоды;
- ✧ использование специальных средств подавления или локализации вредного влияния процесса загрязнения.

Глава 10

**МЕТОДЫ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ
ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

10.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Горное производство тесно связано с постоянно изменяющимися природными условиями как во времени, так и в пространстве месторождения. Эти изменения существенно влияют на величину затрат на добываемое полезное ископаемое. Углубление горных работ ведет к увеличению длины транспортных коммуникаций, изменению свойств массива горных пород, увеличению водопритока в эксплуатационное пространство и затрат на горное производство. **Постоянный учет и прогнозирование затрат является частью системы управления и контроля технологическими процессами на карьере.** Совершенствование технологии производственных процессов, использование современных средств механизации, автоматизации, компьютеризации и организации производства позволяют минимизировать в конкретных условиях и в каждый период времени затраты на производство горных работ в карьере.

Всякий технологический процесс и его результаты оцениваются экономически по величине затрат в единицу времени (рублей в час, смену, сутки, месяц или год) или на единицу продукции (рублей на тонну, м³, м² или пог. м) путем учета расходов на энергию (электроэнергия и горючее), заработную плату, материалы и амортизацию используемого оборудования. В зависимости от принятой на карьере структуры организации производства сумма затрат по технологическим процессам определяет затраты по технологическому потоку или производственному участку, а в целом по карьере с учетом общекарьерных расходов – себестоимости добычи полезного ископаемого.

Контроль с целью совершенствования и учет всех затрат в технологическом процессе производится по производственным операциям. Если эти операции постоянно повторяются, то для их контроля и управления на основе норм и передового опыта разрабатывается циклограмма.

Каждая операция нормируется по затратам энергии, труда и расходу материалов с учетом природных свойств зоны, горных работ (например, категория горных пород, обводненность, температура воздуха и т. д.).

10.2. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

В подготовку полускальных горных пород к выемке механическим рыхлением входит: рыхление слоями на глубину заглупления зуба рыхлителя; перемещение разрыхленной горной массы и ее штабелирование на высоту, эффективную для погрузки экскаватором или погрузчиком.

Подготовка крепких горных пород к выемке буровзрывным способом:

буровые работы: прокладка транспортных и электрокоммуникаций на буровой блок, перегон оборудования, разметка устьев скважин по типовому паспорту буровзрывных работ и затем циклично – бурение скважин на паспортную глубину, передвижка станка к устью новой скважины и установка станка для бурения;

взрывные работы: отгон оборудования; демонтаж коммуникации транспорта, электросвязи; подготовка взрывчатых веществ, материалов и забойки; зарядание и забойка скважин; монтаж взрывной сети; организация оцепления; контроль результатов взрыва, восстановление электросвязи и транспортных коммуникаций; перемещение оборудования в забой.

Выемка мягких горных пород:

средствами гидромеханизации:

✧ *гидромонитором и землесосом* – уборка недомыва и прокладка транспортных и электрокоммуникаций к блоку; наращивание водовода и пульповода; перемещение гидромонитора и землесоса; сооружение зумпфа и пульповодной канавы и затем циклично подрезка массива; насыщение обрушенной горной массы водой и смыв с наращиванием водовода на шаг передвижки до полной разработки блока;

✧ *плавающим земснарядом или драгой* – перенос якорного крепления на бортах котлована и затем выемка горных пород при папильонажном перемещении.

экскаватором:

✧ *цепным* (при встроенном путепередвиателе) – экскавация горной породы стружками во время перемещения вдоль фронта работ;

- ✧ *роторным* — экскавация горной породы в забое по установленной технологии, передвижка экскаватора, перецепка кабеля при отработке экскаваторного блока на его полную длину;
- ✧ *драглайном* — экскавация горной породы и перемещение ее в выработанное пространство по паспортной для конкретных условий технологии, передвижка экскаватора, перецепка кабеля при отработке экскаваторного блока на полную его длину в зависимости от принятой технологии разработки месторождения, перегон экскаватора в новую заходку холостым ходом с переключением кабеля.

Выемка крепких горных пород во взорванном блоке:

- ✧ *механической лопатой* — экскавация горной массы и погрузка ее в средства транспорта, передвижка в забое согласно технологической схеме разработки забоя и подачи транспорта под погрузку, периодическая зачистка забоя от просыпи, складирование негабаритов;
- ✧ *погрузчиком* — экскавация горной массы, погрузка в средства транспорта непосредственно в забое или доставка на перегрузочный пункт.

Транспорт горной массы в технологическом потоке:

- ✧ *железнодорожный* — передвижка путей на рабочем горизонте и отвале; погрузка, перемещение и разгрузка вскрыши или полезного ископаемого;
- ✧ *автомобильный* — погрузка, перемещение и разгрузка, профилировка поверхности дороги, очистка от просыпи, пылеподавление;
- ✧ *конвейерный* — передвижка конвейерной линии на рабочем горизонте и перемещение горной массы.

Отвалообразование пустых пород:

- ✧ *экскаваторное* при железнодорожном транспорте — наращивание железнодорожного тупика, проходка приямка, экскавация разгруженной породы и укладка ее в отвал, после заполнения породой отвального тупика на полную длину — передвижка пути и перегон экскаватора в новую заходку;
- ✧ *бульдозерное* при автомобильном транспорте — перемещение разрушенной породы в отвал, планировка поверхности отвала и образование предохранительного вала;
- ✧ *конвейерное* — укладка породы в отвал по установленной для конкретных условий технологии, после заполнения отвального фронта передвижка конвейерной линии.

10.3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

Каждая производственная операция складывается из комплекса работ, которые нормируются по объему для выполнения рабочим соответствующей профессии и квалификации и расценкам за определенное время, как правило в смену.

Для основных горных и транспортных машин на основании расчетов по элементам затрат с учетом расходов энергии или горючего, заработной платы рабочих, материалов и амортизации определяется стоимость машиносмены, например бурового станка, экскаватора, автосамосвала, локомотивосостава и бульдозера. В целом по производственному процессу технико-экономическими показателями являются:

производительность м, м², м³, т/см, сут, год
 производительность труда м, м², м³, т/см
 затраты (себестоимость) руб/м, м², м³, т

Аналогичные показатели составляются в целом по технологическому потоку, например вскрышному, при разработке четвертичных отложений роторно-конвейерным комплексом или при разработке крепких пород конкретного горизонта комплектом одноковшового экскаватора с автомобильным транспортом и бульдозерным отвалообразованием и т. п.

Колебание и динамика изменения этих показателей строго контролируется. Всякое существенное отклонение от допустимых пределов подвергается анализу, результаты которого являются основанием для принятия решения к устранению причин. При устойчивом росте затрат этот факт свидетельствует о необходимости технического перевооружения технологического процесса, переходе на новую технологию в пределах производственного процесса, в целом по технологическому потоку или на всем карьере, что определяет необходимость реконструкции, т. е. изменение технологии разработки месторождения, схем вскрытия карьера, системы разработки его отдельных зон или горизонтов.

Глава 11

**ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ
ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ
И ЗАДАНИЯ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ**

Пример 1. Рассчитать толщину слоя опилок, используемых в качестве утепляющих материалов для предохранения поверхности рабочего уступа, сложенного песчаными породами, от промерзания, при следующих данных:

- ◆ коэффициент теплопроводности песчаника $\lambda = 2 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$;
- ◆ средняя температура воздуха зимой; $t = -2 \text{ }^\circ\text{C}$;
- ◆ число дней с отрицательной температурой воздуха $n = 120$;
- ◆ толщина снежного покрова 20 см;
- ◆ коэффициент снежного покрова $k = 0,4$;
- ◆ коэффициент теплоизоляционных свойств опилок $k_1 = 2$;
- ◆ коэффициент уплотнения утепляющих материалов $k_2 = 1,3$.

Решение. Толщина слоя утепляющих материалов

$$H = \frac{2\lambda\sqrt{tnk}}{k_1} k_2 = \frac{2 \cdot 2 \sqrt{2 \cdot 120 \cdot 0,4}}{2} \cdot 1,3 = 25,5 \text{ см.}$$

Задание для самостоятельной работы.

Рассчитать толщину слоя утеплителя из:

- 1) полистирола;
- 2) разрыхленных горных пород;
- 3) торфа.

Пример 2. Установить средний размер куска горной породы в результате буровзрывных работ для следующих условий:

- ◆ число фракции взорванной горной массы $n = 5$;
- ◆ общее число кусков, полученных при взрыве $\Sigma n = 500$;
- ◆ число кусков первой фракции $n_1 = 10$, второй $n_2 = 40$, третьей $n_3 = 130$, четвертой $n_4 = 260$, пятой $n_5 = 60$;

◆ средний размер кусков первой фракции $d_1 = 90 \text{ мм}$; второй фракции $d_2 = 150 \text{ мм}$; третьей фракции $d_3 = 220 \text{ мм}$; четвертой фракции $d_4 = 300 \text{ мм}$; пятой фракции $d_5 = 450 \text{ мм}$.

Решение. Средний размер куска горной массы

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n n_i d_i}{\sum n} = \frac{n_1 d_1 + n_2 d_2 + n_3 d_3 + n_4 d_4 + n_5 d_5}{n_1 + n_2 + n_3 + n_4 + n_5} =$$

$$= \frac{10 \cdot 90 + 40 \cdot 150 + 130 \cdot 220 + 260 \cdot 300 + 60 \cdot 450}{500} = 281 \text{ мм.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить средний размер куска взорванной горной массы при том же числе фракций при общем числе кусков: 1) 300 мм; 2) 600 мм; 3) 700 мм.

Пример 3. Рассчитать по энергетической теории дробления горных пород, представленных известняками, удельный расход ВВ:

- ◆ модуль упругости $E = 2,17 \cdot 10^{10} \text{ Па}$;
- ◆ предел прочности на сжатие $\delta_{\text{сж}} = 450 \cdot 10^5 \text{ Па}$;
- ◆ плотность $\rho = 2420 \text{ кг}/\text{м}^3$;
- ◆ коэффициент динамичности $k_{\text{д}} = 2$;
- ◆ блочность массива $d_{\text{о.м}} = 0,5 \text{ м}$;
- ◆ выемка производится экскаватором ЭКГ-12.5;
- ◆ ширина ковша $B = 2,8 \text{ м}$;
- ◆ высота уступа $h = 20 \text{ м}$;
- ◆ угол откоса уступа $\alpha = 80^\circ$;
- ◆ расстояние первого ряда скважин от бровки уступа $c = 5 \text{ м}$;
- ◆ необходимая высота развала горной массы $h_{\text{р}} = 18 \text{ м}$;
- ◆ коэффициент разрыхления 1,3.

В качестве взрывчатого вещества используется гранулит АС = 8, полная идеальная работа взрыва $F_{\text{ВВ}} = 4011 \text{ кДж}$ коэффициент использования энергии взрыва $\eta = 0,04$, начальная скорость разлета кусков породы при взрыве $v_0 = 10 \text{ м}/\text{с}$.

Решение.

1. Требуемый средний размер куска взорванной горной массы

$$d_{\text{ср}} = \frac{B}{6,5} = \frac{2,8}{6,5} = 0,43 \text{ м.}$$

2. Необходимая степень дробления

$$n = \frac{d_{\alpha,м}}{d_{cp}} = \frac{0,5}{0,43} = 1,2.$$

3. Удельная энергия для дробления массива в необходимой степени

$$F_{др} = \frac{0,12 \sigma_{сж}^2 k_{л}^2}{2E} \lg n = \frac{0,12(450 \cdot 10^5)^2 \cdot 2^2}{2 \cdot 2,17 \cdot 10^{10}} \lg 1,2 = 1773,4 \text{ Дж/м}^3.$$

4. Удельная энергия формирования развала горной массы необходимых параметров

$$F_p = \frac{v_{op}^2 \rho}{2} \left[\lg k_p + \lg \frac{(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(h_p h - h_p)}{2h_p} \right] =$$

$$= \frac{10^2 \cdot 2420}{2} \left[\lg 1,3 + \lg \frac{(5 + 20 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ)(1,3 \cdot 20 - 18)}{2 \cdot 18} \right] = 44899 \text{ Дж/м}^3.$$

5. Расчетный удельный расход ВВ, необходимый для выполнения технологических условий эффективной работы экскаватора.

$$q = \frac{F_{др} + F_p}{\eta F_{вв}} = \frac{1773,4 + 44899}{0,04 \cdot 4011000} = 0,29 \text{ кг/м}^3.$$

Задние для самостоятельной работы. По энергетической теории дробления горных пород рассчитать удельный расход ВВ при взрыве на рыхление массива пород со следующими физико-механическими параметрами:

- 1) доломит: $E = 1,42 \cdot 10^{10}$ Па, $\sigma_{сж} = 91,3$ МПа, $\rho = 2950$ кг/м³, $v_0 = 9$ м/с, $k_p = 1,35$, $B = 2,2$ м (ЭКГ-8И), $F = 3500$ кДж/кг, $\eta = 0,05$;
- 2) известняк: $E = 2,17 \cdot 10^{10}$ Па, $\sigma_{сж} = 45,0$ МПа, $\rho = 2420$ кг/м³, $v_0 = 9$ м/с, $k_p = 1,3$, $B = 2,2$ м (ЭКГ-8И), $\varepsilon = 3213$ кДж/кг, $\eta = 0,05$;
- 3) диабаз: $E = 9,38 \cdot 10^{10}$ Па, $\sigma_{сж} = 15,8$ МПа, $\rho = 2870$ кг/м³, $v_0 = 9$ м/с, $k_p = 1,26$, $B = 2,2$ м (ЭКГ-8И), $\varepsilon = 3612$ кДж/кг, $\eta = 0,05$.

Пример 4. По методике треста «Союзвзрывпром» произвести расчет параметров котловых зарядов при следующих условиях:

- ◆ высота уступа $h = 10$ м;
- ◆ диаметр скважины $d_{скв} = 200$ мм;

- ◆ вместимость скважины $p = 28$ кг/м;
- ◆ длина скважины $l_{скв} = 17$ м;
- ◆ длина забойки $l_3 = 5,6$ м;
- ◆ удельный расход ВВ $q = 0,450$ кг/м³;
- ◆ показатель простреливаемости скальных пород $\Pi_{пр} = 4$ дм³/кг;
- ◆ плотность заряжения ВВ $\Delta = 0,9$ т/м.

Решение.

1. Линия наименьшего сопротивления

$$W = 0,8h = 0,8 \cdot 10 = 8 \text{ м.}$$

2. Величина основного заряда

$$Q = qW^3_{л.н.с.} = 0,45 \cdot 8^3 = 230 \text{ кг.}$$

3. Масса прострелочного заряда (например, четвертого заряда)

$$Q_{п4} = \frac{Q}{\Pi_{пр} \Delta^n} = \frac{230}{4 \cdot 0,9^4} = 87,6 \text{ кг.}$$

4. Масса дополнительного заряда

$$Q_{доп} = [l_{скв} - (0,7W_{л.н.с.} + l_3)] \cdot p = [17 - (0,7 \cdot 8 + 5,6)] \cdot 2,8 = 16,2 \text{ кг.}$$

5. Масса общего заряда

$$Q_k = Q + Q_{доп.} = 230 + 16,2 = 264,2 \text{ кг.}$$

6. Расстояние между центрами зарядов в ряду:

$$a = 1,5 W_{л.н.с.} = 1,5 \cdot 8 = 12 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать параметры котловых зарядов, конструкция которых описана в примере при высотах уступа:

- 1) $h = 15$ м;
- 2) $h = 20$ м;
- 3) $h = 25$ м;
- 4) $h = 4$ м.

Составить программу для расчета параметров котловых зарядов на ЭВМ.

Пример 5. Используя методику треста «Союзвзрывпром», рассчитать параметры вертикальных скважинных зарядов при короткозамедленном взрывании уступа высотой $h = 10$ м, сложенного диоритами при условии:

- ◆ удельный расход ВВ $q = 0,5$ кг/м³;
- ◆ плотность заряжения ВВ $= 0,9$ кг/м³;
- ◆ вместимость 1 м скважины $p = 45$ кг/м;
- ◆ коэффициент сближения скважин $m = 0,9$.

Решение.

1. Диаметр скважины

$$d = 28h\sqrt{\frac{q}{\Delta}} = 28 \cdot 10 \sqrt{\frac{0,5}{0,9}} = 208 \text{ мм.}$$

Принимаем буровой станок СБШ-250МН для бурения скважин диаметром $d_{\text{скв}} = 243$ мм.

2. Линия сопротивления по подошве

$$W = 24d\sqrt{\frac{\Delta}{q}} = 24 \cdot 0,24 \sqrt{\frac{0,9}{0,5}} = 7,7 \text{ м.}$$

3. Минимальная линия сопротивления по подошве

$$W_{\text{min}} = h \operatorname{ctg} \alpha + c = 10 \operatorname{ctg} 80^\circ + 3 = 4,8 \text{ м.}$$

4. Максимальная линия сопротивления по подошве

$$W_{\text{max}} = 0,8h = 0,8 \cdot 10 = 8 \text{ м.}$$

Принимаем $W = 7,7$ м.

5. Глубина перебура

$$l_{\text{п}} = 0,5qW = 0,5 \cdot 0,5 \cdot 7,7 = 1,9 \text{ м.}$$

6. Длина забойки

$$l_3 = 0,6W = 0,6 \cdot 7,7 = 4,6 \text{ м.}$$

7. Длина сплошного заряда

$$l_{\text{зар}} = h + l_{\text{п}} \cdot l_3 = 10 + 1,9 \cdot 4,6 = 7,3 \text{ м.}$$

8. Расстояние между скважинами в ряду:

$$a = mW = 0,9 \cdot 7,7 = 6,9 \text{ м.}$$

9. Величина заряда

$$Q = qWha = 0,5 \cdot 7,7 \cdot 10 \cdot 6,9 = 265,7 \text{ кг.}$$

10. Суммарная длина воздушных промежутков

$$l_{\text{пр}} = 0,17 l_{\text{зар}} = 0,17 \cdot 7,3 = 1,2 \text{ м.}$$

11. Расстояние между рядами при КЗВ

$$b = 1,0 W = 1 \cdot 7,7 = 7,7.$$

12. Новая длина заряда

$$l'_{\text{зар}} = l_{\text{зар}} - l_{\text{пр}} = 7,3 - 1,2 = 6,1 \text{ м.}$$

13. Проверяем величину заряда ВВ по вместимости в скважину:

$$Q_1 = pl_{\text{зар}} = 45 \cdot 6,1 = 274,5 \text{ кг,}$$

$Q_1 > Q$, т.е. необходимый заряд полностью размещается в скважине.

14. Величина основного нижнего заряда

$$Q_{\text{н}} = 0,7 Q = 0,7 \cdot 265,7 = 186 \text{ кг.}$$

15. Величина верхнего заряда

$$Q_{\text{в}} = Q - Q_{\text{н}} = 265,7 - 186 = 79,7 \text{ кг.}$$

Задание для самостоятельной работы. Пользуясь указанными в примере данными, рассчитать параметры вертикальных скважинных зарядов при различной высоте уступа:

- 1) $h = 15$ м;
- 2) $h = 20$ м;
- 3) $h = 25$ м;
- 4) $h = 30$ м.

Составить программу для расчета параметров вертикальных скважинных зарядов на ЭВМ.

Пример 6. Определить параметры шпуровых зарядов при взрывании уступа, мерзлых глинистых пород при условии:

- ◆ высота уступа $h = 4$ м;
- ◆ диаметр шпура $d = 30$ мм;
- ◆ удельный расход ВВ $q = 0,8$ кг/м³;
- ◆ плотность заряжения ВВ $\rho = 0,9$ кг/м;
- ◆ вместимость скважины $p = 1,3$ кг/м.

Решение.

1. Линия наименьшего сопротивления

$$W_{\text{л.н.с.}} = 24d \sqrt{\frac{8,2\Delta}{mq}} = 1,3 \sqrt{\frac{8,2 \cdot 0,9}{1,4 \cdot 0,8}} = 3,3 \text{ м.}$$

2. Расстояние между шпурами

$$a = mW_{\text{л.н.с.}} = 1,4 \cdot 3,3 = 4,6 \text{ м.}$$

3. Глубина перебура

$$l_{\text{пер}} = 0,3 W_{\text{л.н.с.}} = 0,3 \cdot 3,3 = 1 \text{ м.}$$

4. Глубина шпура

$$l = h + l_{\text{пер}} = 4 + 1 = 5 \text{ м.}$$

5. Расстояние между рядами шпуров

$$b = 0,5 h W_{\text{л.н.с.}} = 0,3 \cdot 4 \cdot 3,3 = 4 \text{ м.}$$

6. Масса заряда ВВ в шпуре

$$Q = 0,7 q a h W_{\text{л.н.с.}} = 0,7 \cdot 0,8 \cdot 4,6 \cdot 4 \cdot 3,3 = 34 \text{ кг.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать параметры шпуровых зарядов при взрывании уступа мерзлых глинистых пород высотой $h = 10$ м, используя данные примера 6, при:

- 1) $h = 5$ м;
- 2) $h = 6$ м;
- 3) $d = 40$ мм;
- 4) $q = 0,9$ кг/м³.

Пример 7. Для случая взрывания массива горных пород на неподобранный забой установить ширину подпорной стенки при следующих данных:

- ◆ динамический модуль упругости пород $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па;
- ◆ предел прочности породы при одноосном сжатии $\sigma_{\text{сж}} = 110 \cdot 10^6$ Па;
- ◆ удельная энергия ВВ $\epsilon = 5200$ кДж/кг;
- ◆ удельный расход ВВ $q = 0,4$ кг/м³;
- ◆ коэффициент использования энергии $k = 0,2$;
- ◆ линия наименьшего сопротивления $W_{\text{л.н.с.}} = 9$ м;
- ◆ коэффициент разрыхления $k_p = 1,15$.

Решение. Ширина подпорной стенки:

$$B = k_p W_{\text{л.н.с.}} \left(\frac{\sqrt{2kq\epsilon E}}{\sigma_{\text{сж}}} - 1 \right) =$$

$$= 1,15 \cdot 9 \left(\frac{\sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 0,4 \cdot 5200 \cdot 10^3 \cdot 3 \cdot 10^{10}}}{110 \cdot 10^6} - 1 \right) = 4,5 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать ширину подпорной стенки при взрывании массива горных пород при следующих исходных данных:

- 1) $\sigma_{\text{сж}} = 140$ МПа, $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па, $\epsilon = 5200$ кДж/кг, $q = 0,5$ кг/м³, $k = 0,2$, $W_{\text{л.н.с.}} = 9$ м, $k_p = 1,2$;
- 2) $\sigma_{\text{сж}} = 130$ МПа, $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па, $\epsilon = 5200$ кДж/кг, $q = 0,40$ кг/м³, $k = 0,2$, $W_{\text{л.н.с.}} = 8$ м, $k_p = 1,25$;
- 3) $\sigma_{\text{сж}} = 150$ МПа, $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па, $\epsilon = 5200$ кДж/кг, $q = 0,4$ кг/м³, $k = 0,2$, $W_{\text{л.н.с.}} = 10$ м, $k_p = 1,3$.

Пример 8. Определить максимальное расстояние между рядами скважин, если:

- ◆ масса заряда ВВ $Q = 800$ кг;
- ◆ удельный расход ВВ $q = 0,6$ кг/м³;
- ◆ высота уступа $h = 20$ м;
- ◆ расстояние между скважинами $a = 8$ м.

Решение. Максимальное расстояние между рядами скважин:

$$B_{\max} = \frac{Q}{ahq} = \frac{800}{8 \cdot 20 \cdot 0,6} = 8,33 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Установить расстояние между рядами взрываемых скважин при следующих параметрах заряда:

- 1) $Q = 850$ кг, $q = 0,5$ кг/м³, $h = 15$ м, $a = 1$ м;
- 2) $Q = 900$ кг, $q = 0,7$ кг/м³, $h = 15$ м, $a = 8$ м;
- 3) $Q = 750$ кг, $q = 0,55$ кг/м³, $h = 10$ м, $a = 7$ м.

Пример 9. Рассчитать время замедления во второй фазе взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании, если:

- ◆ расстояние между зарядами в ряду $a = 7,5$ м;
- ◆ величина сопротивления по подошве $W = 8,5$ м;
- ◆ скорость распространения продольных волн в среде $v = 5,10^2$ м/с.

Решение. Время замедления при КЗВ

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{v} = \frac{\sqrt{7,5^2 + 4 \cdot 8,5^2}}{500} = 0,037 \text{ с} = 3,7 \text{ мс.}$$

Задание для самостоятельной работы. Установить время замедления при многорядном короткозамедленном взрывании при следующих параметрах:

- 1) $a = 8$ м, $W = 9$ м, $v = 5,5 \cdot 10$ м/с;
- 2) $a = 8,5$ м, $W = 9,5$ м, $v = 5,6 \cdot 10$ м/с;
- 3) $a = 9$ м, $W = 10$ м, $v = 6 \cdot 10$ м/с.

Пример 10. Рассчитать параметры БВР по энергетической теории, используя табл. 2.12.

Исходные данные.

Свойства массива:

- ◆ наименование горной породы габбро-диабаз

- ◆ плотность породы ρ , кг/м³ 2850
- ◆ предел прочности породы на сжатие $\sigma_{сж}$, Па $1500 \cdot 10^5$
- ◆ модуль упругости E , Па $7,4 \cdot 10^{10}$
- ◆ блочность массива (трещиноватость) $d_{о.м.}$, м (табл. 1.5) 1,4
- ◆ коэффициент динамичности k_d (табл. 2.9) 1,45

Оборудование:

- ◆ экскаватор ЭКГ-12,5
- ◆ вместимость ковша E , м³ 12,5
- ◆ ширина ковша B , м 2,78
- ◆ высота черпания $h_{ч}$, м 15,6
- ◆ производительность $Q_{сут}$, м³/сут. 9000
- ◆ буровой станок (если он известен) СБШ-250
- ◆ диаметр скважины $d_{скв}$, м 0,250
- ◆ производительность бурового станка $Q_{б.ст.}$, м/сут 130

Взрывчатое вещество:

- ◆ тип взрывчатого вещества гранулит АС-8
- ◆ полная идеальная работа взрыва $F_{ВВ}$, Дж 4011000
- ◆ плотность заряжения Δ , кг/м³ 900
- ◆ начальная скорость движения горной массы при взрыве, м/с 10
- ◆ коэффициент полезного использования энергии ВВ 0,04

Технологические параметры:

- ◆ высота уступа h , м 20
- ◆ угол откоса уступа α , градус 80
- ◆ безопасное расстояние от верхней бровки c , м 5
- ◆ коэффициент разрыхления горной массы в развале k_p 1,3
- ◆ высота развала, м 18
- ◆ порядок взрывания порядковое
- ◆ расстояние от массового взрыва до охраняемого объекта L , м. 1000

Порядок расчета параметров взрывных работ:

1. Необходимый состав горной массы по крупности для экскаватора, м

$$d_{\text{ср}} = \frac{B}{6,5},$$

$$d_{\text{ср}} = \frac{2,78}{6,5} = 0,43.$$

2. Необходимая степень дробления массива

$$n = \frac{d_{\text{о.м.}}}{d_{\text{ср}}}.$$

при $d_{\text{о.м.}} < d_{\text{ср}}$ принимается $n = 1$

$$n = \frac{1,4}{0,43} = 3,26.$$

3. Удельная энергия дробления в необходимой степени массива, Дж/м³

$$F_{\text{др.}} = \frac{0,12\sigma_{\text{сж}}^2 k_{\text{д}}^2}{2E} \lg n.$$

$$F_{\text{др.}} = \frac{0,12(1500 \cdot 10^5)^2 \cdot 1,45^2}{2 \cdot 7,4 \cdot 10^{10}} \lg 3,26 = 19685.$$

4. Удельная энергия формирования развала, необходимого по технологии при $h_p \leq h$, Дж/м³

$$F_p = \left(\frac{v_o^2 \rho}{2} \right) \left[\lg k_p + \lg \frac{(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p} \right];$$

$$F_p = \left(\frac{10^2 \cdot 2850}{2} \right) \left[\lg 1,3 + \lg \frac{(5 + 20 \operatorname{ctg} 80^\circ)(1,3 \cdot 20 - 18)}{2 \cdot 18} \right] = 55789.$$

5. Расчётный удельный расход взрывчатого вещества для выполнения технологических условий, кг/м³

$$q = \frac{F_{\text{др.}} + F_p}{F_{\text{вв}} \eta}.$$

$$q = \frac{19685 + 55789}{4011000 \cdot 0,04} = 0,47.$$

Далее расчет параметров выполняется в двух вариантах.

Первый вариант: буровой станок выбирается после определения расчетной величины диаметра заряда для принятого типа взрывчатого вещества.

6. Линия сопротивления по подошве, м

$$W = c + h \operatorname{ctg} \alpha,$$

$$W = 5 + 20 \operatorname{ctg} 80^\circ = 8,5.$$

7. Расстояние между скважинами, м

$$a = W,$$

$$a = 8,5.$$

8. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании, м

$$b = a,$$

$$b = 8,5.$$

9. Время замедления между взрывами рядов скважин, мс

$$\tau = kW,$$

$$\tau = 3 \cdot 8,5 = 25,5.$$

10. Величина перебура, м

$$l_{\text{п}} = 0,5qW,$$

$$l_{\text{п}} = 0,5 \cdot 0,47 \cdot 8,5 = 2,0.$$

11. Длина скважины, м

$$l_{\text{скв.}} = h + l_{\text{п}},$$

$$l_{\text{скв.}} = 20 + 2 = 22.$$

12. Минимальная величина забойки, м

$$l_3 = l_{\text{п}},$$

$$l_3 = 2.$$

13. Максимальная длина заряда взрывчатого вещества, м

$$l_{\text{зар.}} = l_{\text{скв.}} - l_3,$$

$$l_{\text{зар.}} = 22 - 2 = 20.$$

14. Масса заряда в скважине, кг

$$P = aWhq,$$

$$P = 8,5 \cdot 8,5 \cdot 20 \cdot 0,47 = 679,2.$$

15. Необходимый диаметр сплошного заряда взрывчатого вещества, м

$$d_3 = 2 \sqrt{\frac{P}{\pi \cdot l_{\text{зар}} \Delta}},$$

$$d_3 = 2 \sqrt{\frac{679,2}{3,14 \cdot 20 \cdot 900}} = 0,22.$$

16. Диаметр скважины, м

$$d_{\text{скв.}} \geq d_3.$$

Принимаем $d_{\text{скв.}} = 0,25$, станок СБШ-250.

17. Если $d_{\text{скв.}} > d_3$, то заряд рассредоточивается:
длина нижнего (основного) заряда, м

$$l_{\text{н.з.}} = 1,2W,$$

$$l_{\text{н.з.}} = 1,2 \cdot 8,5 = 10,2;$$

длина воздушного промежутка, м

$$l_{\text{в.пр}} = l_3 - \frac{4P}{\pi \cdot d_{\text{скв.}}^2 \Delta},$$

$$l_{\text{в.пр}} = 20 - \frac{4 \cdot 679,2}{3,14 \cdot 0,25^2 \cdot 900} = 4,6;$$

длина верхнего заряда, м

$$l_{\text{в.з.}} = l_{\text{зар.}} - l_{\text{н.з.}} - l_{\text{в.пр}},$$

$$l_{\text{в.з.}} = 20 - 10,2 - 4,6 = 5,2.$$

Второй вариант: буровой станок известен по исходным данным. Диаметр заряда принимается равным диаметру скважины. Отличие расчётов в определении параметров: P, a, b (пункты 18, 19, 20).

18. Масса заряда в скважине, кг

$$P = \frac{\pi \cdot d_{\text{скв.}}^2 l_{\text{зар}} \Delta}{4},$$

$$P = \frac{3,14 \cdot 0,25^2 \cdot 20 \cdot 900}{4} = 883,1.$$

19. Расстояние между скважинами, м

$$a = \sqrt{\frac{P}{hq}},$$

$$a = \sqrt{\frac{883,1}{20 \cdot 0,47}} = 9,7.$$

20. Расстояние между рядами при квадратной сетке и короткозамедленном взрывании, м

$$b = a,$$

$$b = 9,7.$$

21. Объём взрываемого блока, м³

$$V_{\text{бл}} = 15Q_{\text{сут}}, \\ V_{\text{бл}} = 15 \cdot 9000 = 135000.$$

22. Величина развала от первого ряда, м

$$R = \frac{2(c + h \operatorname{ctg} \alpha)(hk_p - h_p)}{h_p}, \\ R = \frac{2(5 + 20 \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ)(20 \cdot 1,3 - 18)}{18} = 7,6.$$

23. Количество рядов скважин из условия обеспечения безопасной высоты развала взорванной горной массы

$$n = \frac{0,5h_p b}{h(k_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2, \\ n = \frac{0,5 \cdot 18 \cdot 8,5}{20(1,3 - 1)} - \frac{8,5^2}{8,5 + 8,5} - 2 = 6,5 \approx 6.$$

24. Ширина взрываемого блока по целику, м

$$A = W + b(n - 1), \\ A = 8,5 + 8,5(8 - 1) = 68.$$

25. Длина взрываемого блока, м

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{hA}, \\ L_{\text{бл}} = \frac{135000}{20 \cdot 68} = 99,3.$$

26. Количество скважин во взрываемом блоке

$$n_{\text{скв}} = \frac{AL_{\text{бл}}}{ab},$$

$$n_{\text{скв}} = \frac{68 \cdot 99,3}{8,5 \cdot 8,5} = 93.$$

27. Общая длина буровых скважин в блоке, м

$$L_{\text{скв}} = l_{\text{скв}} \cdot n_{\text{скв}}, \\ L_{\text{скв}} = 22 \cdot 93 = 2046.$$

28. Время бурения блока, сут.

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{скв}}}{Q_{\text{б.ст}}}, \\ t_{\text{бур}} = \frac{2046}{130} = 15,7.$$

29. Количество взрывчатого вещества для разрушения блока, кг

$$P_{\text{вв}} = 0,47 \cdot 135000 = 63450.$$

30. Число серий в массовом взрыве, безопасное по сейсмическому воздействию на охраняемые объекты при короткозамедленном взрывании

$$N = \frac{24 \cdot 10^3 P}{L^3}, \\ N = \frac{24 \cdot 10^3 \cdot 76950}{1000^3} = 1,8 \approx 2.$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать параметры БВР для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8, ЭКГ-20 при высоте уступа соответственно 10, 15, 20 м.

Пример 11. Вычислить часовую производительность бурозарядного комбайна с двухрядным расположением буровых машин при условии:

- ◆ глубина скважин $l = 5$ м;
- ◆ диаметр заряда $d = 0,042$ м;

- ◆ ширина заходки $B = 10$ м;
- ◆ скорость бурения $v = 10$ м/ч;
- ◆ время перемещения комбайна $t = 0,1$ ч;
- ◆ диаметр кондиционного куска горной массы $D_k = 0,3$ м;
- ◆ коэффициент динамического действия соседних зарядов $k = 1,5$;
- ◆ высота уступа $h = 4$ м.

Решение.

1. Линия сопротивления по подошве

$$W = 28kd + D_k = 28 \cdot 1,5 \cdot 0,042 + 0,3 = 2,1 \text{ м.}$$

2. Расстояние между скважинами

$$b = 56kd = 56 \cdot 1,5 \cdot 0,042 = 3,5 \text{ м.}$$

3. Производительность комбайна

$$Q = \frac{Bh(W+b)}{\frac{l}{v} + t} = \frac{10 \cdot 4(2,1+3,5)}{\frac{5}{10} + 0,1} = 373 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Задание для самостоятельной работы. Вычислить часовую производительность бурозарядного комбайна с двухрядным расположением буровых машин:

1) при $h = 4,5$ м, $l = 5$ м; 2) при $h = 4,5$ м, $l = 5,5$ м; 3) $h = 5$ м, $l = 6$ м. Остальные параметры соответствуют данным примера.

Пример 12. Определить сменную производительность бурового станка СБШ-320, а также необходимое количество их для карьера с производительностью по горной массе $\Pi = 20 \cdot 10^6$ м³/год при условии:

- ◆ длительность смены $T = 8$ ч;
- ◆ коэффициент использования бурового станка $k_{и} = 0,6$;
- ◆ скорость бурения $v = 1,5$ м/ч;
- ◆ расстояние между скважинами в ряду $a = 9$ м;
- ◆ расстояние между рядами скважин $b = 10$ м;
- ◆ длина скважины $l_c = 17$ м;
- ◆ высота уступа $h = 15$ м;
- ◆ число смен работы станков в сутки $n = 2$;
- ◆ число рабочих дней станка в году $n_{год} = 250$;

- ◆ коэффициент резерва станков $k = 1,2$.

Решение.

1. Сменная производительность бурового станка

$$Q = vTk_{и} = 1,5 \cdot 8 \cdot 0,6 = 7,2 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

2. Выход горной массы с 1 м скважины

$$V = \frac{abh}{l_c} = \frac{9 \cdot 10 \cdot 15}{17} = 79,4 \text{ м}^3/\text{м.}$$

3. Общее число буровых станков для карьера

$$N = \frac{\Pi}{Qn_{год}V} = \frac{20 \cdot 10^6 \cdot 1,2}{7,2 \cdot 2 \cdot 250 \cdot 79,4} = 8,4 = 9 \text{ станков.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить необходимое число станков СБШ-320 для карьера с производительностью по горной массе: 1) $\Pi = 15 \cdot 10^6$ м³/год; 2) $\Pi = 15 \cdot 10^6$ м³/год; 3) $\Pi = 20 \cdot 10^6$ м³/год при высоте уступа $h = 20$ м, $l_c = 22$ м.

Пример 13. Определить производительность бурового станка СБШ-250МН в конкретных условиях: диаметр скважины 0,25 м, порода прочностью $\sigma_{сж} = 120$ МПа, коэффициент использования станка во времени $k_{и.ст} = 0,6$, коэффициент загрузки двигателя вращателя $k_{з.дв} = 0,8$, мощность привода бурового станка $N_{вр} = 68$ кВт.

Решение.

$$Q = \frac{0,1k_{исп}TN_{вр}K_{з.дв}}{e^{0,017\sigma_{сж}}D^2} \text{ м}^3/\text{см,}$$

$$Q = \frac{0,1 \cdot 0,6 \cdot 8 \cdot 68 \cdot 0,8}{2,73^{0,017 \cdot 120} \cdot 0,25^2} = 120 \text{ м}^3/\text{см.}$$

Пример 14. Рассчитать годовую эксплуатационную производительность роторного экскаватора ЭРГ-400 17/1,5, работающего в комплексе с конвейерным транспортом, для условий месторождения, расположенного в районе средней полосы. Разрабатываемые породы – супеси.

Исходные данные:

- ◆ вместимость ковша экскаватора ЭРГ-400 17/1,5 $E = 0,4$ м;
- ◆ число разгружаемых ковшей $\nu = 57$ ковш/мин;
- ◆ коэффициент экскавации $k_э = 0,85$;
- ◆ коэффициент использования экскаватора $k_{и} = 0,9$;
- ◆ длительность смены $T = 7$ ч;
- ◆ число смен в сутки $n = 3$;
- ◆ число рабочих дней в году $N = 210$.

Решение. Производительность роторного экскаватора

$$Q_{\text{год}} = 60E\nu k_э k_{и} TN = 60 \cdot 0,4 \cdot 57 \cdot 0,85 \cdot 0,9 \cdot 7 \cdot 3 \cdot 210 = 4,6 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Задание для самостоятельной работы.

1. Рассчитать годовую производительность роторного экскаватора ЭР-1250 16/1,5 Д, работающего в комплексе с конвейерным транспортом, для условий месторождения, расположенного в районе средней полосы. Разрабатываемые породы – супеси: $E = 0,5 \text{ м}^3$, $\nu = 0,57$ ков/мин, $k_э = 1,15$, $k_{и} = 0,9$, $T = 8$ ч, $n = 3$, $N = 210$.

2. Рассчитать годовую производительность роторного экскаватора ЭРШРД-5000 30/3, работающего в комплексе с железнодорожным транспортом, для условий месторождения, расположенного в районе средней полосы. Разрабатываемая порода – бурый уголь: $E = 1 \text{ м}^3$, $\nu = 20$ ковш/мин, $k_э = 0,9$, $k_{и} = 0,9$, $T = 8$ ч, $n = 3$, $N = 210$.

3. Рассчитать годовую производительность роторного экскаватора ЭРШР-12500 32/4

(условия те же, что и в предыдущем задании).

Пример 15. Выбрать марку насоса по необходимому напору и расходу воды при гидромониторной разработке песчаных пород, если известны следующие данные:

- ◆ напор, необходимый для разработки породы $h_1 = 50$ м;
- ◆ потери напора в водоводе и гидромониторе $h_2 = 0,6$ м;
- ◆ разность геодезических отметок $h_3 = 10$ м;
- ◆ напор, необходимый на преодоление высоты всасывания, $h_4 = 0,4$ м;
- ◆ удельный расход воды $Q_1 = 5 \text{ м}^3/\text{м}^3$;
- ◆ объем породы, приходящийся на один гидромонитор $V = 400 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Решение.

1. Необходимый напор

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 = 50 + 0,6 + 10 + 0,4 = 61 \text{ м}.$$

2. Расход воды

$$Q = VQ_1 = 400 \cdot 5 = 2000 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

По найденным значениям Q и H выбираем насос Д = 2500-62 со следующими паспортными характеристиками: подача $Q = 2500 \text{ м}^3/\text{ч}$, манометрический напор $H = 62$ м.

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать расход воды и выбрать тип насоса при гидромониторной разработке песчаных пород:

- 1) $h_1 = 60$ м, $h_2 = 0,5$ м, $h_3 = 15$ м, $h_4 = 0,5$ м, $Q_1 = 4 \text{ м}^3/\text{м}^3$, $V = 380 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- 2) $h_1 = 55$ м, $h_2 = 0,55$ м, $h_3 = 20$ м, $h_4 = 0,45$ м, $Q_1 = 4,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$, $V = 420 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- 3) $h_1 = 60$ м, $h_2 = 0,6$ м, $h_3 = 20$ м, $h_4 = 0,4$ м, $Q_1 = 5 \text{ м}^3/\text{м}^3$, $V = 500 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Пример 16. Установить наибольшую высоту забоя по условиям безопасной работы для экскаватора ЭКГ-8И, обладающего максимальной высотой черпания $H_{\text{max}} = 12,5$ м, при выемке:

- 1) связных пород без применения БВР;
- 2) крепких пород при одно- и двухрядном взрывании;
- 3) сыпучих мелкозсорванных пород при многорядном КЗВ;
- 4) связно-сыпучих мелкозсорванных и сыпучих пород средней кусковатости при многорядном КЗВ;
- 5) связных и крупнокусковатых пород при многорядном КЗВ.

Решение. 1. При условии безопасного ведения горных работ в связных породах максимальная высота забоя уступа H_{max} не должна превышать максимальную высоту черпания, т.е. $H_{\text{max}} = H_{\text{ч,max}}$, поэтому максимальную высоту забоя (уступа) принимаем $H_{\text{max}} = 12$ м.

2. При условии безопасного ведения горных работ после одно- и двухрядного взрывания уступа в крепких породах максимальная высота забоя не должна превышать более чем в 1,5 раза максимальную высоту черпания, т.е. $H_{\text{max}} \leq H_{\text{ч,max}}$. Принимаем $H_{\text{max}} = 18$ м.

3. При условии безопасного ведения работ после многорядного КЗВ в сыпучих мелкозсорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения $H_{\text{max}} = (2,5 \div 2,7) H_{\text{ч,max}}$. Принимаем $H_{\text{max}} = 32$ м.

4. В связно-сыпучих мелкозрывных и сыпучих породах средней кусковатости $H_{\max} = (1,05 \div 1,15)H_{\max}$. Принимаем $H_{\max} = 13$ м.

5. В связных и крупнокусковатых породах $H_{\max} \leq H_{\text{ч.макс}}$. Принимаем $H_{\max} = 12$ м.

Задание для самостоятельной работы.

1. Определить наибольшую высоту забоя по условиям безопасной работы для экскаватора ЭКГ-12,5 при выемке связных пород без применения БВР.

2. Рассчитать максимальную высоту уступа по условиям безопасной работы для экскаватора ЭКГ-5 при выемке крепких пород при одно- и двухрядном взрывании.

3. Установить наибольшую высоту уступа по условиям безопасности для экскаватора ЭКГ-20 при выемке сыпучих мелкозрывных пород при многорядном КЗВ.

Пример 17. Определить предельные размеры траншеи при проведении ее экскаватором ЭКГ-6,3 сплошным забоем с верхней погрузкой в думпкары ВС-85 при условии:

- ◆ максимальная высота разгрузки экскаватора ЭКГ-6,3 $H_{\max} = 24$ м;
- ◆ радиус разгрузки $R_p = 26$ м;
- ◆ радиус вращения кузова $R_k = 10$ м;
- ◆ просвет под поворотной платформой $z = 3$ м;
- ◆ максимальный радиус черпания ЭКГ-6,3 на горизонте его установки $R_{\text{ч.у}} = 20$ м;
- ◆ высота думпкара ВС-85 $h = 3,2$ м;
- ◆ минимальный зазор между ковшом экскаватора и транспортным сосудом $c_1 = 0,4$ м;
- ◆ расстояние от оси пути до бровки уступа $c_2 = 2,5$ м;
- ◆ расстояние безопасности до откоса $c = 2$ м;
- ◆ устойчивый угол откоса борта траншеи $\alpha = 70^\circ$.

Решение.

1. Максимальная глубина траншеи при верхней погрузке экскаватора, ограниченная максимальной высотой разгрузки,

$$h_{\max} = H_{\max} - (h + c_1) = 24 - (3,2 + 0,4) = 20,4 \text{ м.}$$

2. Максимальная глубина траншеи, ограниченная радиусом разгрузки экскаватора,

$$h_{\max} = (R_p \alpha R_k - c_1 + z \text{ctg} \alpha + c_2) \text{tg} \alpha = \\ = (26 - 10 \cdot 2 \cdot 0,4 + 3 \text{ctg} 70^\circ + 2,5) \text{tg} 70^\circ = 39 \text{ м.}$$

3. Минимальная ширина траншеи

$$B = 2(R_k + C - z \text{ctg} d) = 2(10 + 2 - 3 \text{ctg} 70^\circ) = 22 \text{ м.}$$

4. Максимальная ширина траншеи по условиям черпания породы

$$B = 2R_{\text{ч.у}} = 2 \cdot 20 = 40 \text{ м.}$$

5. Максимальная ширина траншеи по условию погрузки:

$$B = R_{\text{ч.у}} + R_p \cdot c_2 \cdot h_{\max} \text{ctg} \alpha = 20 + 26 \cdot 2,5 \cdot 20,4 \text{ctg} 70^\circ = 36,2 \text{ м.}$$

Таким образом, максимальная глубина траншеи $h_{\max} = 20,4$ м, минимальная ширина $B_{\min} = 22$ м.

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать предельные размеры траншеи при проведении её экскаватором ЭКГ-6,3 сплошным забоем с верхней погрузкой в думпкары: 1) 2ВС-60, $h_T = 2,7$ м; 2) 2ВС = 105, $h_T = 3,2$ м; 3) ВС = 145, $h_T = 3,7$ м.

Пример 18. Определить годовую эксплуатационную производительность экскаватора ЭКГ-8И, работающего в хорошо взорванной скальной породе при среднем угле поворота $\alpha = 90^\circ$.

Исходные данные:

- ◆ длительность рабочего цикла ЭКГ-8И $t_{\text{ц}} = 25,6$ с;
- ◆ вместимость ковша $E = 8 \text{ м}^3$;
- ◆ коэффициент экскавации $k_{\text{э}} = 0,6$;
- ◆ коэффициент использования экскаватора $k_{\text{и}} = 0,7$;
- ◆ продолжительность смены $T = 8$ ч;
- ◆ число рабочих смен в сутки $n = 3$;
- ◆ число рабочих дней экскаватора в году $N = 250$.

Решение.

1. Число рабочих циклов

$$v = \frac{3600}{t_{\text{ц}}} = \frac{3600}{25,6} = 140.$$

2. Эксплуатационная производительность экскаватора

$$Q_{\text{год}} = Evk_{\text{э}}k_{\text{и}}TnN = 8 \cdot 140 \cdot 0,6 \cdot 0,7 \cdot 8 \cdot 3 \cdot 250 = 2,8 \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Задание для самостоятельной работы.

1. Рассчитать годовую эксплуатационную производительность экскаватора ЭКГ-5, работающего во взорванной скальной породе при $\alpha = 90^\circ$, $t_{\text{ц}} = 22,8 \text{ с}$; $E = 5 \text{ м}^3$, $k_{\text{э}} = 0,65$, $k_{\text{и}} = 0,7$, $T = 8 \text{ ч}$, $n = 3$, $N = 250$.

2. Определить годовую эксплуатационную производительность экскаватора ЭВГ-4, работающего в песчано-глинистых породах при среднем угле поворота $\alpha = 135^\circ$, $t_{\text{ц}} = 24,4 \text{ с}$, $E = 4 \text{ м}^3$, $k_{\text{э}} = 0,67$, $k_{\text{и}} = 0,7$, $T = 8 \text{ ч}$, $n = 3$, $N = 250$.

3. Рассчитать годовую эксплуатационную производительность экскаватора ЭВГ-6, работающего в глинистых породах при среднем угле поворота $\alpha = 180^\circ$, $t_{\text{ц}} = 44,8 \text{ с}$, $E = 6 \text{ м}^3$, $k_{\text{э}} = 0,69$, $k_{\text{и}} = 0,7$, $T = 8 \text{ ч}$, $n = 3$, $N = 250$.

Пример 19. Рассчитать среднегодовую эксплуатационную производительность скрепера Д-567 при выемке песчано-глинистых пород отдельными заездами при условии:

- ◆ вместимость ковша скрепера $E = 10 \text{ м}^3$;
- ◆ длина участка движения скрепера с грузом до отвала $l_{\text{Г}} = 250 \text{ м}$;
- ◆ длина пути разгрузки ковша скрепера $l_{\text{Р}} = 10 \text{ м}$;
- ◆ длина порожнего хода скрепера $l_{\text{П}} = 260 \text{ м}$;
- ◆ скорость движения скрепера при заполнении ковша $v_3 = 1 \text{ км/ч}$;
- ◆ скорость движения скрепера с грузом $v_{\text{Г}} = 2,9 \text{ км/ч}$;
- ◆ скорость движения скрепера при разгрузке $v_{\text{Р}} = 3 \text{ км/ч}$;
- ◆ скорость движения порожнего скрепера $v_{\text{П}} = 6 \text{ км/ч}$;
- ◆ ширина полосы резания скрепера $b = 3,1 \text{ м}$;
- ◆ толщина срезаемого слоя $h = 0,3 \text{ м}$;
- ◆ коэффициент скреперования $k_{\text{С}} = 0,7$;
- ◆ продолжительность смены $T = 7 \text{ ч}$;
- ◆ число рабочих смен в сутки $n = 3$;
- ◆ число рабочих дней скрепера в году $N = 250$;
- ◆ коэффициент использования скрепера $k_{\text{И}} = 0,8$.

Решение.

1. Длина участка заполнения ковша

$$l_3 = \frac{Ek_{\text{С}}}{bh} = \frac{10 \cdot 0,7}{3,1 \cdot 0,3} = 7,5.$$

2. Число рабочих циклов

$$v = \frac{1}{t_{\text{ц}}} = \frac{1}{\frac{l_3}{v_3} + \frac{l_{\text{Г}}}{v_{\text{Г}}} + \frac{l_{\text{Р}}}{v_{\text{Р}}} + \frac{l_{\text{П}}}{v_{\text{П}}}} = \frac{1}{\frac{0,0075}{1} + \frac{0,25}{2,9} + \frac{0,01}{3} + \frac{0,26}{6}} = 7 \text{ циклов/ч}.$$

3. Годовая эксплуатационная производительность скрепера

$$Q_{\text{год}} = Evk_{\text{С}}Tk_{\text{И}}hN = 10 \cdot 7 \cdot 0,7 \cdot 0,8 \cdot 3 \cdot 250 = 205800 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать среднегодовую эксплуатационную производительность скрепера Д-567 при выемке песчано-глинистых пород отдельными заездами: 1) при $l_{\text{Г}} = 150 \text{ м}$; 2) при $l_{\text{Г}} = 200 \text{ м}$; 3) при $l_{\text{Г}} = 300 \text{ м}$.

Пример 20. Определить сменную эксплуатационную производительность бульдозера Д-581 при разработке песчаных пород. Применяется челноковый способ движения бульдозера, причем длина пути нагруженного и порожнего бульдозера $l_{\text{Г}} = l_{\text{П}} = 60 \text{ м}$, а уклон поверхности забоя составляет 15%.

Исходные данные:

- ◆ ширина отвала бульдозера Д-581 $B = 3,5 \text{ м}$;
- ◆ высота отвала бульдозера $h = 1 \text{ м}$;
- ◆ скорость движения грузовой машины $v_{\text{Г}} = 0,6 \text{ м/с}$;
- ◆ скорость движения порожней машины $v_{\text{П}} = 1,5 \text{ м/с}$;
- ◆ время заполнения отвала бульдозера $t_1 = 120 \text{ с}$;
- ◆ время на переключение скорости $h_2 = 10 \text{ с}$;
- ◆ коэффициент разрыхления породы перед отвалом $k_{\text{Р}} = 1,2$;
- ◆ угол откоса породы перед отвалом $\alpha = 45^\circ$;
- ◆ коэффициент влияния уклона поверхности $k_{\text{У}} = 2,25$;
- ◆ коэффициент использования бульдозера в течение смены $k_{\text{И}} = 0,8$.

Решение

1. Объем породы перед отвалом

$$V = \frac{Bh^2}{2\operatorname{tg}\alpha} = \frac{3,5 \cdot 1^2}{2\operatorname{tg}45^\circ} = 1,8 \text{ м}^3.$$

2. Коэффициент производительности бульдозера

$$k_{\text{п}} = \frac{k_{\text{y}}}{k_{\text{p}}} = \frac{2,25}{1,2} = 1,9.$$

3. Число рабочих циклов

$$\nu = \frac{3600}{t_{\text{п}}} = \frac{3600}{\frac{l_{\text{r}}}{v_{\text{r}}} + \frac{l_{\text{п}}}{v_{\text{п}}} + t_1 + t_2} = \frac{3600}{\frac{60}{0,6} + \frac{60}{1,5} + 120 + 10} = 13,3 \text{ цикла/ч.}$$

4. Производительность бульдозера Д-581

$$Q_{\text{см}} = V\nu k_{\text{п}} T k_{\text{u}} = 1,8 \cdot 13,3 \cdot 8 \cdot 1,9 \cdot 0,8 = 291,1 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать сменную эксплуатационную производительность бульдозера Д-581 при разработке песчано-глинистых пород. Применяется челноковый способ движения бульдозера, причем:

- 1) $l_{\text{r}} = l_{\text{п}} = 50$ м, уклон поверхности забоя 15%;
- 2) $l_{\text{r}} = l_{\text{п}} = 70$ м, уклон поверхности забоя 20%;
- 3) $l_{\text{r}} = l_{\text{п}} = 30$ м, уклон поверхности забоя 10%.

Остальные данные те же, что и в примере 19.

Пример 21.

Рассчитать техническую производительность ленточного конвейера КЛЖ-800 при транспортировании скальной горной породы, обладающей насыпной плотностью $\rho = 1,6 \text{ т/м}^3$, угол подъема конвейера составляет 12° .

Исходные данные:

- ◆ ширина ленты $B = 1,2$ м;
- ◆ скорость движения ленты $v = 2,58$ м/с;
- ◆ коэффициент, зависящий от угла откоса материала на ленте и угла наклона роликов, $k = 365$;

- ◆ коэффициент, зависящий от угла подъема конвейерной установки, $k_1 = 0,92$.

Решение.

Производительность конвейера

$$Q_t = B^2 \nu \rho k k_1 = 1,2^2 \cdot 2,58 \cdot 1,6 \cdot 365 \cdot 0,92 = 1996 \text{ т/ч.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать производительность ленточного конвейера КЛЖ-800 при транспортировании скальной горной породы:

- 1) при $\rho = 1,4 \text{ т/м}^3$, конвейер расположен горизонтально;
- 2) при $\rho = 1,8 \text{ т/м}^3$, угол подъема конвейера 10° ;
- 3) при $\rho = 2 \text{ т/м}^3$, угол подъема конвейера 14° .

Остальные данные те же, что и в примере 20.

Пример 22.

Произвести расчет эксплуатационной производительности гидротранспорта при следующих горнотехнических условиях разработки:

- ◆ высота забоя 5 м;
- ◆ производительность землесоса ЗГМ-3М по породе $v_{\text{п}} = 4000$ м/ч;
- ◆ разность отметок оси землесоса и выпуска пульпы на отвале $H_1 = 80$ м;
- ◆ разность отметок оси землесоса и горизонта пульпы в зумпфе $H_2 = 30$ м;
- ◆ потери напора на всасывающем трубопроводе $H_{\text{в}} = 2$ м;
- ◆ остаточный напор $H_{\text{ост}} = 1$ м;
- ◆ потери напора на 1 м пульповода $i_{\text{п}} = 0,062$;
- ◆ длина гидротранспортирования $L = 1000$ м;
- ◆ удельный расход воды на размыв и транспортирование 1 м породы при высоте забоя 5 м $q = 6 \text{ м}^3/\text{м}^3$;
- ◆ удельный вес породы $\gamma_{\text{r}} = 1,8 \text{ Н/м}^3$;
- ◆ пористость породы $m = 0,4$;
- ◆ удельный вес пульпы $\gamma_{\text{п}} = 1,1 \text{ Н/м}^3$;
- ◆ продолжительность смены $T = 8$ ч;
- ◆ коэффициент использования гидротранспорта в течение смены $k_{\text{и}} = 0,98$.

Решение.

1. Потери напора по длине пульповода

$$H_{\text{д}} = Li_{\text{п}} = 1000 \cdot 0,062 = 62 \text{ м.}$$

2. Коэффициент напора землесоса

$$k = \frac{\gamma_r - \gamma_n}{\gamma_r - 1} = \frac{1,8 - 1,1}{1,8 - 1} = 0,2.$$

3. Напор для создания необходимого давления в трубопроводе

$$H = H_1 + H_2 + H_d + 0,1H_d + H_B + H_{ост} = 80 + 30 + 62 + 0,1 \cdot 62 + 2 + 1 = 154,2 \text{ м.}$$

4. Напор землесоса

$$H_3 = H(1 - 0,25k) = 154,2(1 - 0,25 \cdot 0,2) = 146,3 \text{ м.}$$

5. Производительность одного землесоса

$$Q_t = V_{\Pi}(1 - m + q) = 400(12 - 0,4 + 6) = 2640 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

6. Эксплуатационная производительность землесоса

$$Q_{см} = Q \cdot t \cdot T \cdot k_{и} = 2640 \cdot 8 \cdot 0,98 = 20700 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать эксплуатационную производительность гидротранспорта с использованием землесоса:

1) ЗГМ-1М, $V_{\Pi} = 140 \text{ м}^3/\text{ч}$, $H_1 = 37 \text{ м}$;

2) 12ПЗУМ, $V_{\Pi} = 160 \text{ м}^3/\text{ч}$, $H_1 = 54 \text{ м}$;

3) 20Р-11М, $V_{\Pi} = 325 \text{ м}^3/\text{ч}$, $H_1 = 56 \text{ м}$

при условиях разработки, приведенных в примере 21.

Пример 23.

Рассчитать продолжительность рейса локомотивосостава, состоящего из тягового агрегата ПЭ-2М с $n = 10$ думпками 2ВС-105. Известно, что средневзвешенная длина грузопотока $L = 1 \text{ км}$, число экскаваторных блоков на фронте работ в карьере $n_6 = 1$; на погрузке взорванной породы используется экскаватор ЭКГ-8И.

Исходные данные:

♦ техническая производительность экскаватора ЭКГ-8И $Q = 3000 \text{ т/ч}$;

- ♦ грузоподъемность одного думпкара 2ВС-105 = 105 т;
- ♦ грузоподъемность моторных думпков тягового агрегата ПЭ-2М $G_0 = 90 \text{ т}$;
- ♦ длина пути от обменного пункта до рабочего горизонта $L_0 = 0,2 \text{ км}$;
- ♦ длина пути на рабочем горизонте $L_{ср} = 2 \text{ км}$;
- ♦ скорость движения состава по соединительным путям $v_0 = 20 \text{ км/ч}$;
- ♦ скорость движения состава по забойным путям $v_{\Phi} = 20 \text{ км/ч}$;
- ♦ скорость движения гружёного поезда $v_r = 30 \text{ км/ч}$;
- ♦ скорость движения порожнего поезда $v_{п} = 40 \text{ км/ч}$;
- ♦ время на железнодорожную связь при автоблокировке $\tau = 0$;
- ♦ продолжительность разгрузки вагона $t_p = 0,03 \text{ ч}$.

Решение.

1. Время погрузки состава

$$t_{п} = \frac{nG + G_0}{Q_t} = \frac{10 \cdot 105 + 90}{3000} = 0,38 \text{ ч.}$$

2. Продолжительность обмена поездов при однопутном пути:

$$t_0 = 2n_6 \left(\frac{L_{\Phi}}{v_{\Phi}} + \frac{0,5L_{\Phi}}{v} + \tau \right) = 2 \cdot 1 \left(\frac{0,2}{20} + \frac{0,5 \cdot 20}{20} + 0 \right) = 0,12.$$

3. Продолжительность рейса локомотивосостава

$$t_p = \frac{L(v_r + v_{п})}{v_r v_{п}} + t_r + t_{п} + t_p = \frac{7(30 + 40)}{30 \cdot 40} + 0,38 + 0,12 + 0,03 = 0,94.$$

Задание для самостоятельной работы. Используя условия примера 22, рассчитать продолжительность рейса локомотивосостава, состоящего из:

1) тягового агрегата ПЭ-2М с 8 думпками 2ВС-105, погрузка осуществляется экскаватором ЭКГ-8И;

2) тягового агрегата ПЭ-2М с 10 думпками 2ВС-105, погрузка осуществляется экскаватором ЭКГ-12,5; $Q_t = 3800 \text{ т/ч}$;

3) тягового агрегата ОПЭ-1 ($G = 80 \text{ т}$) с восемью думпками ВС-145 ($G = 145 \text{ т}$), погрузка горной массы осуществляется экскаватором ЭКГ-12,5.

Пример 24.

Установить эксплуатационную производительность локомотивосостава в смену и потребность в тяговых агрегатах ПЭ-2М и думпках 2ВС-105, если грузооборот карьера $Q = 16000$ т/см, руководящий уклон пути въездной траншеи $i_p = 40^\circ/00$, а радиус кривой $R = 300$ м.

Исходные данные:

- ♦ вес тягового агрегата ПЭ-2М $P = 368$ т;
- ♦ коэффициент тары думпкара 2ВС-105 $k_t = 0,43$;
- ♦ основное удельное сопротивление движению поезда на прямом горизонтальном участке пути $\omega_0 = 3$ Н/кН;
- ♦ дополнительное удельное сопротивление от уклона $\omega_i = i_p = 40$ Н/кН;
- ♦ дополнительное удельное сопротивление на криволинейных участках $\omega_r = 700/300 = 2,3$ Н/кН;
- ♦ дополнительное сопротивление при трогании поезда $\omega_{тр} = 4$ Н/кН
- ♦ коэффициент сцепления $k_{сц.} = 0,2$;
- ♦ продолжительность рейса $T_p = 2$ ч;
- ♦ длительность рабочего времени за смену $T_c = 7$ ч;
- ♦ коэффициент неравномерности работы транспорта $k_{н.р} = 1,1$;
- ♦ коэффициент резерва локомотива $k_p = 1,1$;
- ♦ коэффициент резерва вагонов $k_p^1 = 1,1$;
- ♦ коэффициент использования локомотивосоставов в смену $k_{и} = 1$.

Решение.

1. Грузоподъемность поезда

$$nG = \frac{P_{сц}}{1+k_t} \left(\frac{1000k_{сц}}{\omega_0 \pm \omega_i + \omega_r + \omega_{тр}} - 1 \right) = \frac{368}{1+0,43} \left(\frac{1000 \cdot 0,2 \cdot 10}{3+40+2,3+4} - 1 \right) = 786,6 \text{ т.}$$

2. Число рейсов одного локомотивосостава в смену

$$N_p^1 = \frac{T_c}{T_p} = \frac{7}{2} = 3,5 \text{ рейса.}$$

3. Число рейсов всех локомотивосоставов в смену

$$N_p = \frac{k_{н.р}Q}{nG} = \frac{1,1 \cdot 16000}{786,6} = 22,4 \approx 24 \text{ рейса.}$$

4. Необходимое число локомотивосоставов в грузопотоке

$$N_c = k_p \frac{N_p}{N_p^1} = 1,1 \frac{24}{3,5} = 6,9 \approx 7.$$

5. Необходимое число вагонов в составе

$$n = \frac{k_p^1 Q}{GN_p} = \frac{1,1 \cdot 16000}{105 \cdot 24} = 6,9 \approx 7 \text{ вагонов.}$$

6. Общее число вагонов

$$N_B = N_c n = 7 \cdot 7 = 49 \text{ вагонов.}$$

7. Производительность локомотивосостава в смену

$$Q_{см} = N_p^1 nq = 3,5 \cdot 786,6 = 2753,1 \text{ т/см.}$$

Задание для самостоятельной работы. При суточном грузообороте карьера $Q = 18000$ т/см, руководящем уклоне пути въездной траншеи $i_p = 40^\circ/00$ и радиуса кривой $R = 300$ м определить эксплуатационную производительность локомотивосостава в смену и потребность в:

- 1) тяговых агрегатах ПМ-2М и думпках 2ВС-105;
- 2) тяговых агрегатах ПЭ-2М и думпках 2ВС-180;
- 3) тяговых агрегатах ОПЭ-1 и думпках 2ВС-105.

Пример 25. Определить пропускную способность однопутного перегона, оборудованного жезловой связью, если длина ограничивающего перегона $L_{п} = 2,5$ км.

Исходные данные:

- ♦ расчетная скорость движения поезда по перегону в грузовом направлении $v_r = 30$ км/ч;
- ♦ скорость движения поезда по перегону в порожняковом направлении $v_{п} = 35$ км/ч;
- ♦ время сношения $\tau = 0,08$ ч;
- ♦ продолжительность смены $T_c = 7$ ч.

Пропускная способность перегона при равномерной подаче поездов

$$N = \frac{T_c}{\frac{L_{\Pi}}{v_r} + \frac{L_{\Pi}}{v_{\Pi} + 2\tau}} = \frac{7}{\frac{2,5}{30} + \frac{2,5}{35 + 2 \cdot 0,08}} = 22,6 \approx 23 \text{ пары поездов в смену.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать пропускную способность ограничивающего однопутного перегона, оборудованного автоматической связью, если длина ограничивающего перегона: 1) $L_{\Pi} = 2$ км; 2) $L_{\Pi} = 23$ км; 3) $L_{\Pi} = 3$ км.

Пример 26. Определить эксплуатационную производительность автосамосвала БелАЗ-549, работающего в комплексе с экскаватором ЭКГ-12,5, и необходимый парк автомашин для непрерывного обслуживания одного экскаватора ЭКГ-12,5.

Исходные данные:

- ◆ производительность экскаватора ЭКГ-12,5 на погрузке $Q_f = 750 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- ◆ грузоподъемность автосамосвала БелАЗ-549 $G = 75 \text{ т}$;
- ◆ вместимость кузова автосамосвала БелАЗ-549 $E_a = 41 \text{ м}^3$;
- ◆ коэффициент использования грузоподъемности $k_f = 0,9$;
- ◆ длительность смены $T = 7 \text{ ч}$;
- ◆ время разгрузки БелАЗ-549 $t_p = 0,02 \text{ ч}$;
- ◆ время маневров БелАЗ-549 $t_M = 0,05 \text{ ч}$;
- ◆ длина пути в грузовом направлении $L_{гр} = 2,5 \text{ км}$;
- ◆ длина пути в порожняковом направлении $L_{пор} = 2,5 \text{ км}$;
- ◆ среднетехническая скорость автосамосвала с грузом $V_{гр} = 20 \text{ км/ч}$;
- ◆ среднетехническая скорость порожнего автосамосвала $V_{пор} = 30 \text{ км/ч}$;
- ◆ коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала $k_p = 1,1$.

Решение.

1. Время погрузки автосамосвала БелАЗ-549

$$t_{\Pi} = \frac{E_a}{Q_f} = \frac{41}{750} = 0,05 \text{ ч.}$$

2. Время движения груженого автосамосвала

$$t_{гр} = \frac{L_{гр}}{V_{гр}} k_p = \frac{2,5}{20} \cdot 1,1 = 0,14 \text{ ч.}$$

3. Время движения порожнего автосамосвала

$$t_{пор} = \frac{L_{пор}}{V_{пор}} k_p = \frac{2,5}{30} \cdot 1,1 = 0,09 \text{ ч.}$$

4. Продолжительность рейса

$$t_p = t_{\Pi} + t_p + t_{гр} + t_{пор} + t_M = 0,05 + 0,02 + 0,14 + 0,09 + 0,05 = 0,35 \text{ ч.}$$

5. Число рейсов в час

$$n = \frac{1}{t_p} = \frac{1}{0,35} = 2,9.$$

6. Эксплуатационная производительность автосамосвала

$$Q_{см} = Gnk_f T = 75 \cdot 2,9 \cdot 0,9 \cdot 7 = 1370 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

7. Число автосамосвалов БелАЗ-549, необходимых для обслуживания экскаватора ЭКГ-12,5,

$$N = \frac{t_p}{t_{\Pi}} = \frac{0,35}{0,05} = 7 \text{ автосамосвалов.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать эксплуатационную производительность автосамосвала, работающего в комплексе с экскаватором ЭКГ-12,5, и необходимый парк машин для непрерывного обслуживания одного экскаватора ЭКГ-12,5:

- 1) БелАЗ-540 ($G = 40 \text{ т}$, $E_a = 21 \text{ м}^3$);
- 2) БелАЗ-7519 ($G = 110 \text{ т}$, $E_a = 44 \text{ м}^3$);
- 3) БелАЗ-7521 ($G = 180 \text{ т}$, $E_a = 90 \text{ м}^3$).

Составить программу для расчета производительности автосамосвала на ЭВМ.

Пример 27. Рассчитать необходимый парк автосамосвалов БелАЗ-540, обеспечивающих грузооборот карьера $W_{г.о} = 150000$ т/сут, при условии:

- ◆ производительность автосамосвала БелАЗ-540 $Q_{см} = 1500$ т/сут;
- ◆ коэффициент технической готовности автосамосвала $k_T = 0,8$;
- ◆ коэффициент работы автотранспорта $k_{и} = 1,1$;
- ◆ режим работы карьера – три смены в сутки $n_{см} = 3$.

Решение.

1. Рабочий парк автосамосвалов

$$N_p = \frac{W_{г.о} k_{и}}{Q_{см} n_{см}} = \frac{150000 \cdot 1,1}{1500 \cdot 3} = 3,7 \approx 4 \text{ машины.}$$

2. Инвентарный парк автосамосвалов

$$N_{и} = \frac{N_p}{k_T} = \frac{3,7}{0,8} = 4,6 \approx 5 \text{ машин.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать необходимое число автосамосвалов БелАЗ-540, обеспечивающих суточный грузооборот карьера: 1) $W_{г.о} = 100000$ т/сут; 2) $W_{г.о} = 120000$ т/сут; 3) $W_{г.о} = 200000$ т/сут.

Пример 28. Определить часовую производительность скиповой установки СНК-40, расположенной на нерабочем борту карьера, если:

- ◆ вместимость скипа $E_c = 27$ м³;
- ◆ длина трассы подъемника $L = 100$ м;
- ◆ скорость подъема груженого скипа $v_T = 4$ м/с;
- ◆ скорость движения порожнего скипа $v_X = 6$ м/с;
- ◆ время погрузки $t_{п} = 50$ с;
- ◆ время разгрузки $t_{р} = 40$ с.
- ◆ коэффициент производительности скипа $k_3 = 1$

Решение.

1. Время движения скипа с грузом

$$t_d = \frac{L}{v_T} = \frac{100}{4} = 25 \text{ с.}$$

2. Время холостого хода

$$t_x = \frac{L}{v_X} = \frac{100}{6} = 16,6 \text{ с.}$$

3. Время цикла

$$t_{ц} = t_n + t_p + t_d + t_x = 50 + 40 + 25 + 16,6 = 131,6 \text{ с.}$$

4. Число циклов в час

$$n = \frac{3600}{t_{ц}} = \frac{3600}{131,6} = 27,3 \text{ цикла.}$$

5. Часовая производительность скипа

$$Q_f = Enk_3 = 27 \cdot 27,3 \cdot 1 = 738,6 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Задание для самостоятельной работы. Рассчитать часовую производительность скиповой установки СНК-40, расположенной на нерабочем борту карьера, при длине трассы подъемника: 1) $L = 140$ м; 2) $L = 180$ м; 3) $L = 200$ м.

Пример 29. Рассчитать высоту наклонной части коленчатого рудоспуска при перепуске рудных кусков средней массой $m = 100$ кг. При падении на плиту кусков руды массой $M = 300$ кг происходит их дробление до степени $n = 4$.

Исходные данные:

- ◆ плотность кусков руды $\rho = 3000$ кг/м³;
- ◆ предел прочности при сжатии $\sigma_{сж.} = 55 \cdot 10^5$ Па;
- ◆ модуль упругости $E = 0,98 \cdot 10^{10}$ Па;
- ◆ угол наклонной части рудоспуска $\alpha = 40^\circ$;
- ◆ коэффициент трения $k = 0,67$;

Решение.

1. Коэффициент сопротивления движению

$$\mu = \sqrt{1 - k \text{ctg} \alpha} = \sqrt{1 - 0,67 \text{ctg} 40^\circ} = 0,45.$$

2. Высота наклонной части рудоспуска

$$H = \frac{v^2}{2\mu^2 g} = \frac{12^2}{2 \cdot 0,45^2 \cdot 9,8} = 36,3 \text{ м.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить высоту наклонной части коленчатого рудоспуска при перепуске рудных кусков:

- 1) при $m = 8$ кг, $M = 300$ кг; $n = 2$;
- 2) при $m = 6$ кг, $M = 75$ кг, $n = 3$;
- 3) при $m = 12$ кг, $M = 400$ кг, $n = 4$.

Пример 30. Определить вместимость отвального тупика при работе экскаватора ЭКГ-8, если:

- ◆ радиус черпания экскаватора ЭКГ-8И на уровне стояния $R_{ч.у} = 12$ м;
- ◆ радиус разгрузки $R_p = 15,6$ м;
- ◆ высота отвала $H_o = 30$ м;
- ◆ длина отвального тупика $L_T = 2000$ м;
- ◆ длина приемного бункера $l_6 = 20$ м.

Решение.

1. Шаг переукладки путей

$$z = \sqrt{R_{ч.у}^2 - \frac{l_6^2}{4}} + R_p = \sqrt{12^2 - \frac{20^2}{4}} + 15,6 = 22,2 \text{ м.}$$

2. Вместимость отвального тупика

$$V_o = z H_o L_T = 22,2 \cdot 30 \cdot 2000 = 1332000 \text{ м}^3.$$

Задание для самостоятельной работы. Определить вместимость отвального тупика при работе экскаватора:

- 1) ЭКГ-5 ($R_{ч.у} = 11,2$ м, $R_p = 13,6$ м);
- 2) ЭКГ-12,5 ($R_{ч.у} = 14,8$ м, $R_p = 19,9$ м);
- 3) ЭКГ-20 ($R_{ч.у} = 16$ м, $R_p = 19,6$ м).

Пример 31. Рассчитать суточную приемную способность отвального тупика, оборудованного под разгрузку железнодорожных составов, по условиям транспортирования при следующих данных:

- ◆ вместимость состава $nq = 300 \text{ м}^3$;
- ◆ продолжительность работы отвального тупика в сутки $T_c = 21$ ч;
- ◆ коэффициент неравномерности работы отвального тупика $f = 0,9$;
- ◆ длина отвального тупика $L = 2$ км;
- ◆ средняя скорость движения поезда по отвальным путям $v_{cp} = 15$ км/ч;
- ◆ время обмена поездов $\tau = 0,08$ ч;

- ◆ время разгрузки одного думпкара $t = 0,03$ ч.
- ◆ число думпкаров в поезде $n = 7$.

Решение.

1. Продолжительность обмена поездов

$$t_o = \frac{2L_o}{v_{cp}} + \tau = \frac{2 \cdot 2}{15} + 0,08 = 0,35 \text{ ч.}$$

2. Продолжительность разгрузки состава

$$t_p = tn = 0,03 \cdot 7 = 0,21 \text{ ч.}$$

3. Приемная способность отвального тупика

$$V_o = \frac{fT_c}{t_o + t_p} nq = \frac{0,9 \cdot 21}{0,35 + 0,21} \cdot 300 = 10125 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Задание для самостоятельной работы. Определить суточную приемную способность разгрузочного железнодорожного тупика при:

- 1) $nq = 350 \text{ м}^3$;
- 2) $nq = 400 \text{ м}^3$;
- 3) $nq = 500 \text{ м}^3$.

Пример 32.

Определить длину отвального уступа и их число при работе на отвале трех бульдозеров Д-585 ($nб = 3$) производительностью каждый $Q_{см} = 1100 \text{ м}^3/\text{смену}$. Разгрузка горных пород осуществляется автосамосвалами БелАЗ-540.

Исходные данные:

- ◆ вместимость кузова БелАЗ-540 $E_a = 15 \text{ м}^3$;
- ◆ ширина кузова БелАЗ-540 $b = 3,5$ м;
- ◆ коэффициент кратности разгрузки $k = 1,5$;
- ◆ объем вскрышного грузопотока $W = 2000 \text{ м}^3/\text{смену}$.

Решение.

1. Число отвальных участков

$$n = \frac{W}{n_6 \cdot Q_{см}} = \frac{2000}{3 \cdot 1100} = 0,61 \approx 1 \text{ участок.}$$

2. Приемная способность 1 м длины отвала

$$V = \frac{E_a k}{b} = \frac{15 \cdot 1,5}{3,5} = 6,4 \text{ м}^3.$$

3. Длина отвального участка

$$L = \frac{Q_{\text{см}}}{V} = \frac{1100}{6,4} = 172 \text{ м}.$$

Задание для самостоятельной работы. Определить число отвальных участков и их параметры при работе на отвале трех бульдозеров Д-585 ($Q_{\text{см}} = 1100 \text{ м}^3/\text{смену}$). Разгрузка пород осуществляется автосамосвалами:

- 1) БелЛ 3-548 ($E_a = 11 \text{ м}$, $b = 3,8 \text{ м}$);
- 2) БелАЗ-549 ($E_a = 42 \text{ м}$, $b = 4,9 \text{ м}$);
- 3) БелАЗ-7519 ($E_a = 44 \text{ м}$, $b = 6,1 \text{ м}$).

Глава 12

ПРИМЕР КУРСОВОЙ РАБОТЫ ПО ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССАМ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Задание

Расчитать параметры процессов добычного технологического потока на карьере.

Содержание пояснительной записки:

- I. Исходные данные.
- II. Расчет параметров выемочно-погрузочного процесса и составление паспорта забоя.
- III. Расчет параметров БВР по энергетической теории и составление паспорта БВР.
- IV. Расчет транспорта и параметров транспортных коммуникаций грузопотока.
- V. Расчет энергопоглощения по процессам и в целом по технологическому потоку.
- VI. Литература.

I. Исходные данные:

- ◆ наименование технологического потока добычной;
- ◆ наименование и свойства горной породы песчаник;
- ◆ предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 976 \cdot 10^5 \text{ Па}$;
- ◆ плотность горной породы $\rho = 2540 \text{ кг/м}^3$;
- ◆ трещиноватость горной породы $d_{\text{о.м}} = 0,6 \text{ м}$;
- ◆ модуль упругости $E = 1,09 \cdot 10^{10} \text{ Па}$;
- ◆ выемочно-погрузочное оборудование ЭКГ-4;
- ◆ вид транспорта автомобильный
- ◆ длина грузопотока $L_{\text{тр}} = 1,5 \text{ км}$.

II. Расчет параметров выемочно-погрузочного процесса и составление паспорта забоя.

1. Параметры ЭКГ-4:

- ◆ Вместимость ковша $E_k = 4 \text{ м}^3$;
- ◆ Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у} = 11,2 \text{ м}$;
- ◆ Максимальный радиус черпания $R_{ч.макс} = 15,5 \text{ м}$;
- ◆ Максимальная высота черпания $H_{ч.макс} = 11 \text{ м}$;
- ◆ Максимальный радиус разгрузки $R_{р.макс} = 13,6 \text{ м}$;
- ◆ Продолжительность рабочего цикла $t_{ц} = 25 \text{ с}$.

2. Производительность одноковшового экскаватора ЭКГ-4:

1) теоретическая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q_{т} = E_k \cdot \nu,$$

где ν – число рабочих циклов в час ($1/\text{ч}$)

$$\nu = \frac{3600}{t_{ц}} = \frac{3600}{25} = 144 \text{ ч}^{-1};$$

$$Q_{т} = 4 \cdot 144 = 576 \text{ м}^3/\text{ч};$$

2) техническая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q_t = Q_{т} \cdot k_3 = Q_{т} \cdot \left(\frac{k_n}{k_p} \right),$$

где k_3 – коэффициент экскавации;

k_n – коэффициент наполнения ковша механической лопатой ($k_n = 1$);

k_p – коэффициент разрыхления породы в ковше ($k_p = 1,4$)

$$Q_t = 576 \cdot \left(\frac{1}{1,4} \right) = 411,3 \approx 411 \text{ м}^3/\text{ч};$$

3) эксплуатационная производительность в смену ($\text{м}^3/\text{смену}$)

$$Q_{см} = Q_t \cdot T \cdot k_{и},$$

где T – длительность смены ($T = 8$ часов);

$k_{и}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены ($k_{и} = 0,7$);

$$Q_{см} = 4 \cdot 118 \cdot 0,7 = 2301,6 \approx 2300 \text{ м}^3/\text{смену};$$

4) эксплуатационная производительность в сутки ($\text{м}^3/\text{сутки}$)

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n,$$

где n – число рабочих смен в сутки ($n = 3$);

$$Q_{сут} = 2300 \cdot 3 = 6900 \text{ м}^3/\text{сут};$$

5) эксплуатационная производительность в год ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$Q_{г} = Q_{сут} \cdot N,$$

где N – число рабочих дней экскаватора в году с учетом плановых простоев на ремонт ($N = 305$ дней);

$$Q_{г} = 6900 \cdot 305 = 2104500 \approx 2,1 \text{ млн м}^3/\text{год}.$$

3. Параметры забоя:

- ◆ высота уступа $h = 15 \text{ м}$;
- ◆ угол откоса уступа $\alpha = 80^\circ$;
- ◆ безопасное расстояние от верхней бровки $c = 5 \text{ м}$;
- ◆ коэффициент разрыхления горной породы в развале $k_p = 1,3$;
- ◆ высота развала от первого ряда скважин $h_p = 1 \cdot H_{ч.макс} = 11 \text{ м}$;
- ◆ количество заходов экскаватора в развале $n' = 4$;
- ◆ расстояние от массового взрыва до охраняемого объекта .. $L = 1000 \text{ м}$.

Результаты расчетов параметров выемочно-погрузочного процесса представлены на *рис. 12.1*.

III. Расчет параметров БВР по энергетической теории и составление паспорта БВР.

1. Ширина ковша

$$B = 1,2 \cdot \sqrt[3]{E_k} = 1,2 \cdot \sqrt[3]{4} = 1,9 \text{ м}.$$

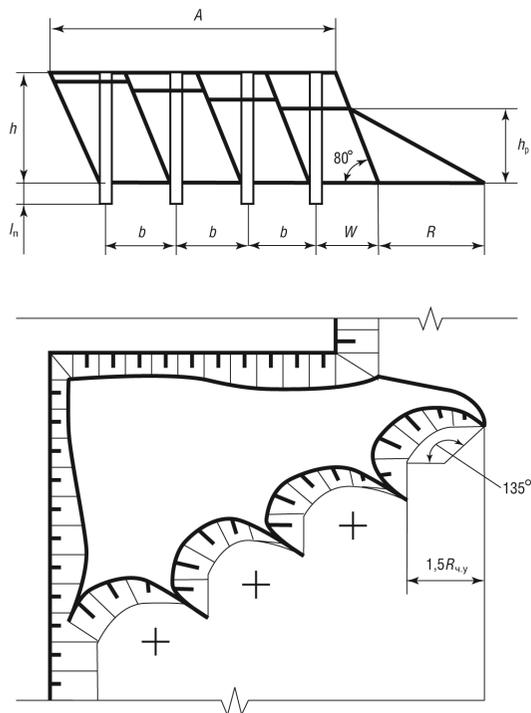


Рис.12.1. Паспорт забоя механической лопаты

2. Необходимый состав горной массы по крупности для экскаватора

$$d_{cp} = \frac{B}{6,5} = \frac{1,9}{6,5} = 0,29 \text{ м.}$$

3. Необходимая степень дробления массива

$$n = \frac{d_{ом}}{d_{cp}} = \frac{0,6}{0,29} = 2,07.$$

4. Коэффициент динамичности для породы $k_d = 1,04$ (табл. 2.9).

5. Удельная энергия дробления в необходимой степени

$$F_{др} = \frac{0,12 \cdot \sigma_{сж}^2 \cdot k_d^2}{2 \cdot E} \cdot \lg n = \frac{0,12 \cdot (976 \cdot 10^5)^2 \cdot 1,04^2}{2 \cdot 1,09 \cdot 10^{10}} \lg 2,07 = 17919,97 \approx 17920 \text{ Дж/м}^3.$$

6. Удельная энергия формирования развала, необходимого по технологии

$$F_p = \left(\frac{v_0^2 \cdot \rho}{2} \right) \cdot \left[\lg k_p + \lg \frac{(c+h \cdot \text{ctg} \alpha)(h \cdot k_p - h_p)}{2 \cdot h_p} \right],$$

где v_0 – начальная скорость движения горной массы при взрыве ($v_0 = 10$ м/с);

$$F_p = \left(\frac{10^2 \cdot 2540}{2} \right) \cdot \left[\lg 1,3 + \lg \frac{(5+15 \cdot \text{ctg} 80^\circ)(15 \cdot 1,3 - 11)}{2 \cdot 11} \right] \approx 7416 \text{ Дж/м}^3.$$

7. Расчетный удельный расход ВВ для выполнения технологических условий (кг/м³)

$$q = \frac{F_{др} + F_p}{\eta \cdot F_{ВВ}}$$

где η – коэффициент полезного использования энергии ВВ ($\eta = 0,05$), тип ВВ – граммонит 50/50-В;

$F_{ВВ}$ – полная идеальная работа взрыва ($F_{ВВ} = 3524000$ Дж/кг);

$$q = \frac{17920 + 74168}{0,05 \cdot 3524000} \approx 0,52 \text{ кг/м}^3.$$

8. Линия сопротивления по подошве (м)

$$W = c + h \cdot \text{ctg} \alpha = 5 + 15 \cdot \text{ctg} 80^\circ = 7,6 \approx 8 \text{ м.}$$

9. Расстояние между скважинами (м)

$$a = W \cdot 0,85 = 8 \cdot 0,85 = 6,8 \approx 7 \text{ м.}$$

10. Расстояние между рядами (м)

$$b = W = 8 \text{ м.}$$

11. Длина перебура

$$l_{\text{п}} = 0,5 \cdot q \cdot W = 0,5 \cdot 0,52 \cdot 8 = 2,08 \approx 2 \text{ м.}$$

12. Длина скважины

$$l_{\text{скв}} = h + l_{\text{п}} = 15 + 2 = 17 \text{ м.}$$

13. Минимальная величина забойки

$$l_3 = l_{\text{п}} = 2 \text{ м.}$$

14. Максимальная длина заряда

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{скв}} - l_3 = 17 - 2 = 15 \text{ м.}$$

15. Масса заряда в скважине

$$P = a \cdot W \cdot h \cdot q = 7 \cdot 8 \cdot 15 \cdot 0,52 = 436,8 \approx 437 \text{ кг.}$$

16. Диаметр заряда (м)

$$d_3 = 2 \cdot \sqrt{\frac{P}{\pi \cdot l_{\text{зар}} \cdot \Delta}},$$

где Δ – плотность заряжения ($\Delta = 930 \text{ кг/м}^3$);

$$d_3 = 2 \cdot \sqrt{\frac{437}{3,14 \cdot 15 \cdot 930}} \approx 0,199 \approx 0,2 \text{ м.}$$

17. Диаметр скважин $d_{\text{скв}} \geq d_3$; $d_{\text{скв}} = 0,2 \text{ м}$

Следовательно, диаметр скважины соответствует диаметру заряда.

Выбираем буровой станок ЗСБШ-200-60.

18. Необходимая длина заряда (м)

$$l'_{\text{зар}} = \frac{P}{e},$$

где e – вместимость 1 м скважины (кг/м)

$$e = \frac{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot \Delta \cdot \alpha}{4},$$

где α – коэффициент заполнения ($\alpha = 1$);

$$e = \frac{3,14 \cdot 0,2^2 \cdot 930 \cdot 1}{4} = 29,2 \text{ кг/м,}$$

$$l'_{\text{зар}} = \frac{437}{29,2} \approx 15 \text{ м,}$$

$$l_{\text{зар}} \leq l'_{\text{зар}} 15 \text{ м} = 15 \text{ м}$$

Так как $d_{\text{скв}} = d_3$, то заряд будет сплошным.

19. Объем взрываемого блока

$$V_{\text{бл}} = 15 \cdot Q_{\text{сут}} = 15 \cdot 6900 = 103500 \text{ м}^3.$$

20. Ширина развала при однорядном взрывании

$$R = \frac{2 \cdot (c + \text{ctg} \alpha) \cdot (h \cdot k_p - h_p)}{h_p} = \frac{2 \cdot (5 + 15 \cdot \text{ctg} 80^\circ) \cdot (15 \cdot 1,3 - 11)}{11} \approx 11,8 = 12 \text{ м.}$$

21. Ширина взрываемого блока по целику, исходя из количества заходок экскаватора в развале

$$A = 1,5 \cdot R_{\text{ч.у}} \cdot n' - R = 1,5 \cdot 11,2 \cdot 4 - 12 = 55,2 \approx 55 \text{ м.}$$

22. Количество рядов скважин:

а) из технологических условий работы экскаваторов в забое

$$n = \frac{1,5 R_{\text{ч.у}} \cdot n' - W - R}{b} + 1 = \frac{1,5 \cdot 11,2 \cdot 4 - 8 - 12}{8} + 1 = 6,9 \approx 7 \text{ рядов;}$$

б) из условий техники безопасности максимальная высота развала не должна превышать максимальную высоту черпания, т.е. $h_{\text{р.мах}} = 1,5 H_{\text{ч.мах}}$. при высоте развала от первого ряда $h_{\text{р}} = H_{\text{ч.мах}}$

$$n = \frac{0,5 \cdot H \cdot b}{h \cdot (k_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2 = \frac{0,5 \cdot 11 \cdot 8}{15 \cdot (1,3 - 1)} - \frac{8^2}{8 + 8} - 2 = 3,8 \approx 4 \text{ ряда.}$$

Принимаем минимальное значение $n = 4$ ряда.

Следовательно, необходимо откорректировать параметры забоя экскаватора:

ширина забоя по целику

$$A = b \cdot (n - 1) + W = 8 \cdot (4 - 1) + 8 = 32 \text{ м;}$$

количество заходов экскаватора в развале

$$n' = \frac{A + R}{1,5 \cdot R} = \frac{32 + 12}{1,5 \cdot 11,2} = 2,6.$$

Принимаем $n' = 3$.

23. Длина взрываемого блока

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{h \cdot A} = \frac{103500}{15 \cdot 32} = 215,6 \approx 216 \text{ м.}$$

24. Количество скважин во взрываемом блоке

$$n_{\text{скв}} = \frac{A \cdot L_{\text{бл}}}{a \cdot b} = \frac{32 \cdot 216}{7 \cdot 8} = 123,4.$$

Принимаем $n_{\text{скв}} = 4 \cdot 31 = 124$.

25. Общая длина буровых скважин в блоке

$$L_{\text{скв}} = l_{\text{скв}} \cdot n_{\text{скв}} = 17 \cdot 124 = 2108 \text{ м.}$$

26. Время бурения блока (сутки)

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{скв}}}{P_{\text{б.ст}}},$$

где $P_{\text{б.ст}}$ – техническая производительность бурового станка ЗСБШ-200–60 ($P_{\text{б.ст.}} = 23 \text{ м/ч}$);

$$t_{\text{бур}} = \frac{2108}{23} \approx 91,7 \text{ часа} \approx 3,8 \text{ суток.}$$

27. Количество ВВ для разрушения блока

$$P_{\text{ВВ}} = q \cdot V_{\text{бл}} = 0,52 \cdot 103500 = 53820 \text{ кг} \approx 53,8 \text{ т.}$$

28. Количество серий в массовом взрыве, безопасном по сейсмическому воздействию на охраняемом объекте

$$N = \frac{29^3 \cdot P_{\text{ВВ}}}{L^3} = \frac{29^3 \cdot 53820}{1000^3} = 1,13 \approx 2.$$

Результаты расчетов параметров буровзрывных работ представлены на рис. 12.2.

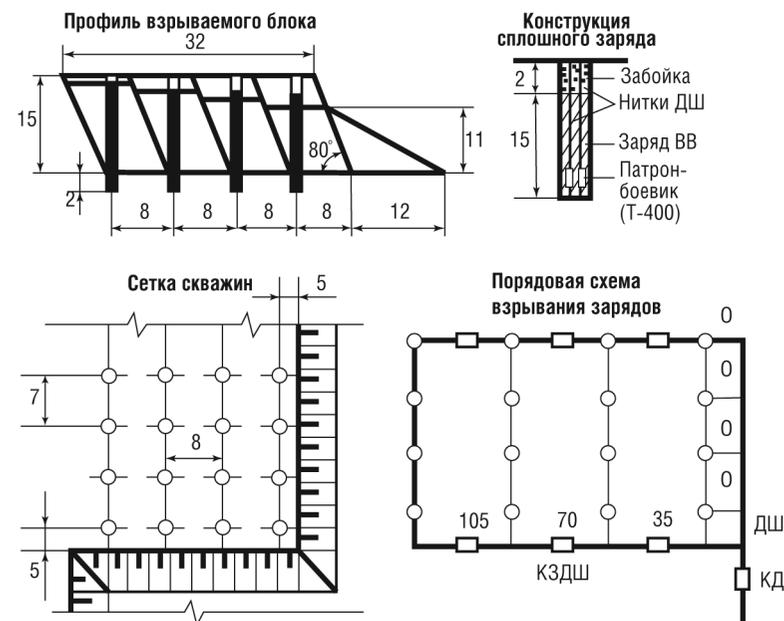


Рис. 12.2. Паспорт буровзрывных работ

IV. Расчет транспорта и параметров транспортных коммуникаций грузопотока.

1. Насыпная плотность транспортируемой породы (т/м³)

$$\gamma = \frac{\rho}{k_p} = \frac{2,54}{1,4} \approx 1,8 \text{ т/м}^3.$$

2. Принимаем БелАЗ-540А.

3. Параметры БелАЗа-540А:

грузоподъемность $q = 27 \text{ т}$;

емкость кузова $V_k = 15 \text{ м}^3$;

Основные размеры:

длина $L_M = 7350 \text{ мм}$;

ширина $b = 3480 \text{ мм}$;

высота $H_k = 4500 \text{ мм}$.

4. Средняя скорость движения автомобиля

$$V_{cp} = 25 \text{ км/ч.}$$

5. Продолжительность рейса (ч)

$$T = t_{п} + t_{р} + \frac{2 \cdot L_{rp}}{V_{cp}} + t_{м},$$

где $t_{п}$ – время погрузки экскаватором одного автосамосвала (ч)

$$t_{п} = \frac{V_k}{Q_t} = \frac{15}{411} \approx 0,037 \text{ ч},$$

$t_{р}$ – время разгрузки автосамосвала ($t_{р} = 0,017 \text{ ч}$);

$t_{м}$ – время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки ($t_{м} = 0,017 \text{ ч}$);

$$T = 0,037 + 0,017 + \frac{2 \cdot 1,5}{25} + 0,017 \approx 0,19 \text{ ч.}$$

6. Техническая производительность автосамосвала (т/ч)

$$Q_t = q \cdot n_p \cdot k_{Г},$$

где n_p – число рейсов в час

$$n_p = \frac{1}{T} = \frac{1}{0,19} \approx 5,3;$$

$k_{Г}$ – коэффициент использования грузоподъемности ($k_{Г} = 0,95$);

$$Q_t = 27 \cdot 5,3 \cdot 0,95 \approx 136 \text{ т/ч.}$$

7. Эксплуатационная производительность автосамосвала (т/см)

$$Q_{см} = Q_t \cdot T \cdot k_{и},$$

где $k_{и}$ – коэффициент использования автосамосвала в смену ($k_{и} = 0,7$);

$$Q_{см} = 136 \cdot 8 \cdot 0,7 = 761,6 \approx 762 \text{ т/см};$$

8. Годовая производительность автосамосвала (т/год)

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot N \cdot k_{т.Г},$$

где $k_{т.Г}$ – коэффициент технической готовности по суточному режиму эксплуатации ($k_{т.Г} = 0,9$)

$$Q_{год} = 762 \cdot 305 \cdot 0,9 = 209169 \text{ т/год.}$$

9. Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора

$$N = \frac{T}{t_{п}} = \frac{0,19}{0,037} \approx 5,1.$$

Принимаем $N = 6$.

10. Рабочий парк автосамосвалов

$$N_p = \frac{W_{г.о} \cdot k_H}{Q_{см} \cdot n}$$

где $W_{г.о}$ – грузооборот карьера в сутки (т/сут)

$$W_{г.о} = Q \cdot n \cdot \gamma \cdot n_{экс},$$

где $n_{экс}$ – число экскаваторов на карьере ($n_{экс} = 1$);

$$W_{г.о} = 2300 \cdot 3 \cdot 1,8 \cdot 1 = 12420 \text{ т/сут};$$

k_H – коэффициент работы транспорта ($k_H = 1,1$);

$$N_p = \frac{12420 \cdot 1,1}{762 \cdot 3} \approx 6.$$

Принимаем $N_p = 6$.

11. Инвентарный парк автосамосвалов

$$N_{и} = \frac{N_p}{k_T},$$

где k_T – коэффициент технической готовности автопарка ($k_T = 0,9$);

$$N_{и} = \frac{6}{0,9} = 6,66.$$

Принимаем $N_{и} = 7$.

12. Пропускная способность полосы автодороги в одном направлении (рейсов)

$$\Pi = \frac{1000 \cdot V_{ср}}{k_d \cdot S},$$

где k_d – коэффициент неравномерности движения ($k_d = 1,5$);

S – интервал между автосамосвалами (м)

$$S = 0,278 \cdot V_{ср} \cdot t_{реак} + \frac{3,9 \cdot (1-\gamma) V_{ср}^2}{(1000 \cdot \psi_T + \omega_0 - i)} + L_M,$$

где $t_{реак}$ – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие ($t_{реак} = 1,5$ с);

γ – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией $\gamma = 0,02$);

ω_0 – удельное основное сопротивление движению автомобиля ($\omega_0 = 60$ Н/кН);

ψ_T – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении ($\psi_T = 0,25$);

i – уклон автодороги ($i = 60\%$);

$$S = 0,278 \cdot 254 \cdot 1,5 + \frac{3,9(1-0,02)25^2}{(1000 \cdot 0,25 + 60 - 60)} + 7,3 \approx 27 \text{ м};$$

$$\Pi = \frac{1000 \cdot 25}{1,5 \cdot 27} \approx 618 \text{ рейсов.}$$

13. Провозная способность дороги (т/сут)

$$M_{пр} = \frac{\Pi_{о.у} \cdot q}{f_p},$$

где f_p – коэффициент резерва пропускной способности ($f_p = 2$);

$\Pi_{о.у}$ – пропускная способность ограничивающего участка дороги (автомобилей/сут)

$$\Pi_{о.у} = \Pi \cdot T \cdot n = 618 \cdot 8 \cdot 3 = 14832 \text{ автомобилей/сут};$$

$$M_{пр} = \frac{14832 \cdot 27}{2} = 200232 \text{ т/сут.}$$

14. Ширина проезжей части при двухполосном движении (м)
(рис. 12.3)

$$B = 2 \cdot b \cdot k_v + G,$$

где k_v – коэффициент, учитывающий суммарную скорость встречных автомобилей ($k_v = 1,75$);

G – величина, учитывающая габариты автомобиля ($G=1$)

$$B = 2 \cdot 3,48 \cdot 1,75 + 1 \approx 14 \text{ м.}$$

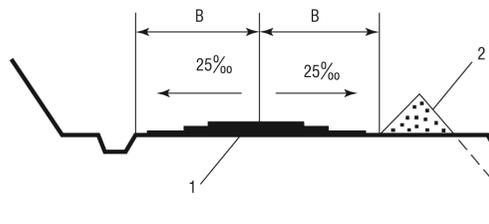


Рис.12.3. Профиль автодороги на уступе:
1 – транспортная полоса;
2 – предохранительный вал

Общая схема добычного технологического потока представлена на рис. 12.4.

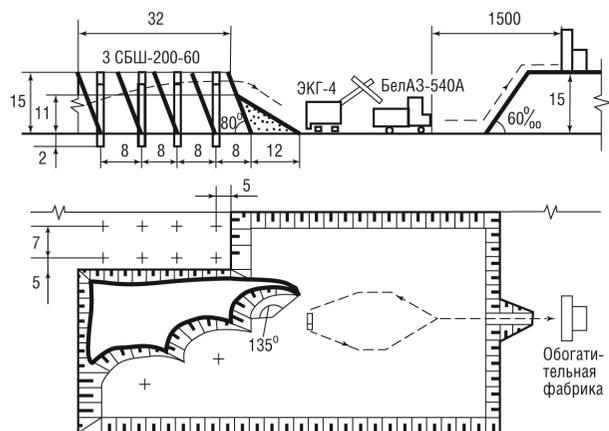


Рис.12.4. Схема добычного технологического потока

V. Расчет энергопоглощения по процессам и в целом по технологическому потоку.

1. Общее удельное энергопоглощение в технологическом потоке (Дж/кг)

$$\varepsilon = \varepsilon_0 + \varepsilon_{в.д} + \varepsilon_3 + \varepsilon_T.$$

2. Энергопоглощение на бурение (Дж/кг)

$$\varepsilon_0 = \left[\frac{\sigma_{сж}^2}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg n' + \frac{l_{скв}}{2} \right] \cdot N,$$

где n' – степень измельчения породы при бурении

$$n' = \frac{d_{скв}}{d},$$

где d_q – диаметр частиц продуктов разрушения при бурении ($d_q = 2$ мм)

$$n' = \frac{200}{2} = 100;$$

N – часть энергопоглощения при бурении, приходящаяся на единичный объем взрываемого блока

$$N = \frac{V_{бур}}{V_{бл}}$$

где $V_{бур}$ – объем бурения (m^3)

$$V_{бур} = n_{скв} \cdot S_{скв} \cdot l_{скв},$$

где $S_{скв}$ – площадь взрывной скважины (m^2)

$$S_{скв} = \frac{\pi \cdot d_{скв}^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,2^2}{4} \approx 0,03 \text{ м}^2,$$

$$V_{бур} = 124 \cdot 0,03 \cdot 17 = 63,24,$$

$$N = \frac{63,24}{103500} \approx 6,1 \cdot 10^{-4};$$

$$\varepsilon_0 = \left[\frac{97,6^2 \cdot \lg 100}{2 \cdot 10900 \cdot 2,54} + \frac{17}{2} \right] \cdot 6,1 \cdot 10^{-4} \approx 5,4 \cdot 10^{-3} \text{ Дж/кг}.$$

3. Энергопоглощение на взрывном дроблении (Дж/кг)

$$\varepsilon_{в.д} = \frac{\sigma_p^2}{2 \cdot E \cdot \rho} \cdot \lg n'' + \Delta + l_{ц},$$

где σ_p – предел прочности материала на растяжение (МПа)

$$\sigma_p = 0,2 \cdot \sigma_{сж} \cdot k_d = 0,2 \cdot 97,6 \cdot 1,04 = 20,3 \text{ МПа};$$

n'' – степень дробления горной породы при взрывном разрушении ($n'' = n = 2,07$);

Δ – степень разрыхления горной породы (м)

$$\Delta = d_{ср} \cdot (k_p - 1) = 0,29 \cdot (1,3 - 1) = 0,087 \text{ м};$$

$l_{ц}$ – расстояние, на которое перемещается центр тяжести развала при взрывной подготовке горной породы (м)

$$l_{ц} = \frac{[c + b \cdot (n - 1) + h \cdot \text{ctg} \alpha] \cdot (h \cdot k_p - h_p)}{2 \cdot h_p} = \frac{[5 + 8 \cdot (4 - 1) + 15 \cdot \text{ctg} 80^\circ] \cdot (15 \cdot 1,3 - 11)}{2 \cdot 11} \approx 12,2 \text{ м};$$

$$\varepsilon_{в.д} = \frac{20,3^2}{2 \cdot 10900 \cdot 2,54} \cdot \lg 2,07 + 0,087 + 12,2 \approx 12,3 \text{ Дж/кг.}$$

4. Энергопоглощение при выемке–погрузке одноковшовым экскаватором (Дж/кг)

$$\varepsilon_3 = \frac{F \cdot \delta}{G} + \frac{v_{п}^2}{2 \cdot g} + h_p,$$

где F – сопротивление перемещению ковша (H);

$$F = k_T \cdot B \cdot c',$$

где k_T – удельное сопротивление породы копанью ($k_T = 0,9 \text{ Н/м}^2$);
 c' – толщина стружки

$$c' = 0,33 \cdot B = 0,33 \cdot 1,9 = 0,627 \text{ м};$$

$$F = 0,9 \cdot 10^6 \cdot 1,9 \cdot 0,627 \approx 1,07 \cdot 10^6 \text{ Н};$$

δ – длина пути, на котором происходит заполнение ковша

$$\delta = \frac{2 \cdot H}{3} = \frac{2 \cdot 11}{3} = 7,33 \text{ м};$$

G – масса горной породы за цикл погрузки

$$G = \frac{E \cdot \rho}{k_p} = \frac{4 \cdot 2540}{1,4} = 7257 \text{ кг};$$

$v_{п}$ – скорость перемещения горной массы к месту разгрузки (м/с)

$$v_{п} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{вп}}{t_{вп}},$$

где $R_{вп}$ – радиус перемещения ($R_{вп} = 15 \text{ м}$);

$t_{вп}$ – время перемещения ($t_{вп} = 10 \text{ с}$);

$$v_{п} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 15}{10} \approx 9,4 \text{ м/с};$$

h_p – высота разгрузки горной породы от уровня стояния выемочно-погрузочной машины (м)

$$h_p = H_k + 2 = 4,5 + 2 = 6,5 \text{ м},$$

где H_k – высота транспорта ($H_k = 4,5 \text{ м}$)

$$\varepsilon_3 = \frac{1,07 \cdot 10^6 \cdot 7,33}{7257} + \frac{9,4^2}{2 \cdot 9,81} + 6,5 = 1091,76 \text{ Дж/кг.}$$

5. Энергопоглощение при перемещении (Дж/кг)

$$\varepsilon_{т} = \frac{V_{ср}^2}{2 \cdot g} + \omega_o \cdot L_{тр} + H,$$

где $V_{ср}$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке ($V_{ср} = 25 \text{ км/ч} = 6,9 \text{ м/с}$);

H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке ($H = 15 \text{ м}$)

$$\varepsilon_{т} = \frac{6,9^2}{2 \cdot 9,81} + 60 \cdot 1500 + 15 = 90017,43 \text{ Дж/кг.}$$

6. Общее удельное энергопоглощение в технологическом потоке

$$\varepsilon_{т} = 5,4 \cdot 10^{-3} + 12,3 + 1091,76 + 90017,43 \approx 91121,5 \text{ Дж/кг.}$$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. — М.: Недра, 1995.
2. Беляков Ю.И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. — М.: Недра, 1977.
3. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. и др. Охрана окружающей среды — М.: Высшая школа, 1985.
4. Васильев М.В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. — М.: Недра, 1986.
5. Винницкий К.Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. — М.: Недра, 1984.
6. Вольфсон Ф.И., Дружинин А.В. Главнейшие типы рудных месторождений. — М.: Недра, 1982.
7. Горная энциклопедия, тома 1–5. — М.: Сов. энциклопедия, 1984–1991.
8. Единые правила безопасности при взрывных работах. — М.: Недра, 1976.
9. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. — М.: Недра, 1969.
10. Иофин С.Л. Интенсификация горного производства. — М.: ЦЭП, 1992.
11. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. — Ташкент, 2003.
12. Малышева Н.А., Сиренко В.Н. Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. — М.: Недра, 1977.
13. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. — М.: Недра, 1982.
14. Мосинец В.И., Латышев В.А. Разрушение горных пород. — М.: Недра, 1975.
15. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1971.
16. Подерни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. — МГГУ, 2003.
17. Ржевский В.В. Открытые горные работы. — М.: Недра, 1985.
18. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1978.
19. Смирнов В.И. и др. Курс рудных месторождений. — М.: Недра, 1986.
20. Справочник механика открытых горных работ. — М.: Недра, 1989.
21. Спиваковский А.О., Потапов М.Г. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. — М.: Недра, 1983.

22. Технология и механизация добычи пильного камня. — М.: Недра, 1981.
23. Техника и технология добычи гранитных блоков. — М.: Недра, 1989.
24. Трубецкой К.Н., Леонов Е.Р., Панкевич Ю.Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. — М.: Недра, 1990.
25. Шехурдин В.К., Холобаев Е.Н., Несмотряев В.И. Проведение подземных горных выработок. — М.: Недра, 1991.
26. Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ. — МГГУ, 2003.

Анистратов Юрий Иванович

**Технологические процессы
открытых горных работ**

Учебник для вузов

Редактор Литунова Л.Ф.

Компьютерная верстка: Волков А.А., Волкова М.К.

Рисунки: Марчев А.С.

ООО «Научно-технический центр «Горное дело»

Подписано в печать

Формат 60×88 1/16

Печать офсетная. Бумага офсетная. Гарнитура «NewtonС»

Печ. л. 28. Тираж 700 экз.

Отпечатано в типографии

ООО «ГЕО-ТЭК»

г. Красноармейск Московской области

Тел: (495) 584-1623

ISBN 5-24-703477-5



9 795247 034772