

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра разработки месторождений полезных
ископаемых открытым способом

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Практикум по дисциплине “Процессы горного производства”
для студентов, обучающихся по направлению 550600 “Горное дело”
(специальность 090500 “Открытые горные работы”)

Составители **В.М. Мазаев**
С.И. Протасов
П.А. Самусев

Утвержден на заседании кафедры
Протокол № 4 от 24.11.99
Рекомендован к печати
методической комиссией по
направлению 550600
Протокол № 75 от 11.01.2000
Электронная копия находится в
библиотеке главного корпуса
КузГТУ

Кемерово 2000

УДК 622. 271. 3

Рецензенты

Доктор технических наук, профессор А.С. Ташкинов

Кандидат технических наук, доцент В.Ф.Воронков

Процессы открытых горных работ: Практикум по дисциплине “Процессы горного производства” для студентов, обучающихся по направлению 550600 “Горное дело” (специальность 090500 “Открытые горные работы”) / Сост.: В.М.Мазаев, С.И.Протасов, П.А.Самусев; Кузбас. гос. техн. ун - т.- Кемерово, 2000.- 110с.

Изложен материал по изучению и расчету основных производственных процессов на открытых горных работах: оценка сопротивляемости пород взрывному разрушению и их буровзрывная подготовка; выемочно-погрузочные работы; транспортирование горной массы; отвалообразование, а также взаимосвязь этих процессов.

В начале каждого раздела приведено краткое содержание базового материала, который студент должен знать для успешного выполнения лабораторной работы, а в конце – вопросы для самоконтроля и ссылки на литературные источники, в которых более подробно изложен материал по теме работы.

Практикум может быть также использован студентами при выполнении курсового проекта по дисциплине «Процессы горного производства».

Табл. 33. Ил. 22. Библиогр. 15 назв.

© Кузбасский государственный
технический университет, 2000

© В.М.Мазаев, С.И.Протасов,
П.А.Самусев, составление, 2000

СОДЕРЖАНИЕ

1	ОЦЕНКА ВЗРЫВАЕМОСТИ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	5
1.1	Общие положения	5
1.2	Прогнозирование структурных и прочностных свойств вскрышных пород	6
1.3	Строение вскрышных уступов	10
2	ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И ВЫБОР СРЕДСТВ И СХЕМ ИХ МЕХАНИЗАЦИИ	14
2.1	Выбор типа бурового станка	14
2.2	Выбор взрывчатых материалов	14
2.3	Обоснование проектной величины удельного расхода ВВ	18
2.4	Расчет параметров расположения скважинных зарядов ВВ	19
2.5	Особенности расчета удельного расхода ВВ и параметров сет- ки скважин для уступов сложного строения	21
2.6	Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления	27
2.7	Качество подготовки пород взрывом	29
2.8	Взрывное дробление негабаритных кусков породы	33
2.9	Взрывное рыхление мерзлых грунтов	35
2.10	Взрывная подготовка угля	36
2.11	Определение размеров опасных зон	37
2.11.1	Расчет радиуса сейсмически опасной зоны	37
2.11.2	Расчет радиуса опасной зоны по действию УВВ	39
2.11.3	Расчет радиуса опасной зоны по разлету отдельных кусков по- роды	39
2.12	Механизация взрывных работ	39
2.13	Составление проекта на массовый взрыв	45
2.14	Организация проведения массового взрыва	48
2.15	Расчет производительности буровых станков	50
3	ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЫЕМОЧНО- ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВА- ТОРАМИ	52
3.1	Общие сведения	52
3.2	Технологические параметры экскаваторов	52
3.3	Типы забоев	56
3.4	Типы заходов	57
3.5	Виды выемочно-погрузочных работ	58
3.6	Технологические схемы выемки пород мехлопатами в торце- вом забое	59
3.6.1	Схема работы мехлопаты с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке мягких пород	61
3.6.2	Схема работы механической лопаты с нижней погрузкой гор-	

	ной массы в средства транспорта при разработке взорванных пород	61
3.6.3	Схема работы мехлопаты с верхней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке мягких пород	62
3.6.4	Схема работы мехлопаты с нижней разгрузкой горной массы в отвал	63
3.7	Параметры рабочей площадки	63
3.8	Технологические схемы выемки пород мехлопатами в траншейном забое	64
3.8.1	Схема работы мехлопаты в траншейном забое с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта	66
3.8.2	Схема работы мехлопаты в траншейном забое с верхней погрузкой горной массы в средства транспорта	66
3.8.3	Схема работы мехлопаты в траншейном забое с верхней разгрузкой горной массы на борт траншеи	67
3.9	Технологические схемы выемки пород драглайнами	67
3.9.1	Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на кровле уступа	68
3.9.2	Схема работы драглайна в торцевом забое с расположением его на промежуточной площадке	68
3.9.3	Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на почве уступа	70
3.9.4	Схема работы драглайна в траншейном забое при установке его на кровле уступа	70
3.10	Производительность экскаваторов	70
4	ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ЦИКЛИЧНОГО ТРАНСПОРТА	73
4.1	Общие сведения	73
4.2	Расчет подвижного состава железнодорожного транспорта	74
4.3	Расчет автомобильного транспорта	85
5	ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ И АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ	93
5.1	Общие сведения	93
5.2	Отвалообразование при железнодорожном транспорте	93
5.3	Отвалообразование при автомобильном транспорте	98
6	ВЗАИМОСВЯЗЬ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ	102
6.1	Общие положения	102
6.2	Расчет необходимого количества горного оборудования	105
	СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	109

1. ОЦЕНКА ВЗРЫВАЕМОСТИ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1. Общие положения

Под взрываемостью горных пород понимают их способность сопротивляться взрывному разрушению. Она характеризуется расходом ВВ на 1 м³ раздробленного массива до кусков определенной крупности или на образование воронки выброса зарядом определенной формы.

Взрываемость вскрышного уступа определяют, главным образом, двумя характеристиками слагающих его пород: размером естественных блоков и сопротивляемостью этих блоков взрывному разрушению. Кроме этого, на взрываемость оказывают влияние диапазон изменения этих характеристик пород в уступе, координаты пространственного расположения слоев пород с неоднородными характеристиками и обводненность пород уступа.

Блочность массива вскрышных пород на угольных месторождениях оценивается средним диаметром естественной отдельности d_e , м. Непосредственной характеристикой сопротивляемости естественных блоков взрывному разрушению является величина энергии, затрачиваемой на образование единицы площади новой поверхности. Однако в настоящее время нет простых и надежных способов определения этой характеристики. На разрезах Кузбасса в качестве такой характеристики наибольшее распространение получило временное сопротивление пород сжатию $\sigma_{сж}$, МПа.

Диапазон изменения d_e и $\sigma_{сж}$ оценивается коэффициентом неоднородности структурных и прочностных свойств пород уступа K_n , пространственное расположение неоднородных по структурным и прочностным свойствам слоев пород - типом строения уступа T , обводненность пород уступа - высотой столба воды во взрывных скважинах h_e , м.

Прогнозируют взрываемость вскрышных пород на двух стадиях: при проектировании месторождения к разработке и в период его эксплуатации.

Цель прогноза взрываемости вскрышных пород на стадии проектирования месторождения к разработке - обоснование решений по выбору технологии и горнодобывающей техники. Результаты прогноза взрываемости на этой стадии также могут быть использованы для решения задач, возникающих при текущем и перспективном планировании горных работ в период эксплуатации месторождения.

Цель определения взрываемости пород вскрышных уступов на стадии

эксплуатации месторождения - обоснование параметров при составлении типового проекта буровзрывных работ и выполнении корректировочных расчетов к нему.

Наиболее полную и достоверную информацию о взрываемости пород на этой стадии можно получить непосредственными измерениями: d_e определяют по замерам трещиноватости на откосе уступа; $\sigma_{сж}$ - по данным лабораторных испытаний образцов горных пород; тип и строение уступа - по его откосу и данным процесса бурения скважин; обводненность - по замерам уровня воды во взрывных скважинах.

1.2. Прогнозирование структурных и прочностных свойств вскрышных пород

Процесс формирования состава и свойств пород угольных месторождений охватывает несколько стадий: образование осадков, их диагенез, последующие изменения при эпигенезе вплоть до настоящего метаморфизма и выветривания.

В процессе образования осадков формируются первичные признаки пород, определяющие их литологический тип: структурно - текстурные особенности, состав обломочного материала, характер переслаивания и др. При диагенезе осадки уплотняются, происходит перераспределение вещества и образуется цемент. Эту стадию считают началом формирования инженерно - геологических свойств пород. При эпигенезе происходят дальнейшее уплотнение пород, их литификация и вторичные изменения минералогического состава. Следовательно, свойства пород, которыми они обладают к моменту разработки месторождения, являются в большей степени эпигенетическими. Последующие геотектонические процессы изменили достигнутые при эпигенезе параметры естественной блочности и прочности пород, не оказав существенного влияния на другие свойства. В результате этих же процессов часть пород оказалась в зоне гипергенеза и была подвержена выветриванию, вследствие чего их свойства резко изменились.

Указанные предпосылки, а также статистический анализ экспериментальных данных позволили установить, что структурные и прочностные свойства пород определяются, прежде всего, следующими факторами: геолого-генетическим комплексом пород, определяющим их возраст; геотектоническими условиями формирования пород; эпигенезом; литологическим типом и глубиной залегания пород.

Из выделенных в Кузбассе семи геолого-генетических комплексов объектом буровзрывных работ на угольных месторождениях являются, в основном, вмещающие породы кольчугинской и балахонской серий.

По геотектоническим условиям угленосные районы бассейна разделены на четыре зоны: Приколывань-Томскую - на севере; Пригорношорскую - на юге; Центральную - в центре; Присалаирскую - на юго-западе (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Принадлежность угольных месторождений
и разрезов к геотектоническим зонам

Геотектоническая зона	Месторождение (разрез)
Приколывань-Томская	Кедровско-Крохалевское (Кедровский, Черниговский, Барзасский)
Пригорношорская	Томское, Сибиргинское, Курейское, Урегольское (Красногорский, Томусинский, Междуреченский, Сибиргинский); Ольжерасское (Ольжерасский); Алардинское (Осинниковский); Калтанское (Калтанский)
Центральная	Караканское (Караканский 1-2); Инское, Талдинское (Талдинский, Талдинский-Северный); Ерунаковское (Ерунаковский)
Присалаирская	Егозово-Красноярское (Моховский, Колмогоровский); Уропское (Сартаки); Прокопьевско-Киселевское (Краснобродский, Новосергеевский, Киселевский им. Вахрушева); Бачатское (Бачатский, Шестаки); Апанасовское (Листвянский)

Изучено шесть стадий эпигенеза, которым соответствуют определенные марки угля - от длиннопламенных до тощих (табл. 1.2).

Таблица 1.2

Марки угля и стадии эпигенеза осадочных пород

Марка угля	Длинно-пламенные (Д)	Газовые (Г)	Жирные (Ж)	Коксовые (К)	Отощенные слабоспекающие (ОС)	Тощие (Т)
Стадия эпигенеза	I	II	III	IV	V	VI

В соответствии с рекомендациями геологической службы бассейна и результатами проведенных исследований вскрышные породы угольных месторождений по размеру обломочного материала и составу цемента разделены на литологические типы: конгломераты (К) и гравелиты (Г); песчаники (П - на карбонатном и ПГ - глинистом цементах; ПК, ПС, ПМ - соответственно, крупно-, средне-, мелкозернистые); переслаивание песчаника с алевролитом (ПА); алевролиты (А - на карбонатном цементе, АК, АМ - соответственно,

крупно-, мелкозернистые); аргиллиты (*AP*); породы с большим содержанием углистых материалов (*APY*, *AMU*).

Указанные факторы являются входными параметрами в прогнозную модель естественной блочности и прочности пород, глубина залегания которых составляет 60 - 100 м (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Структурные и прочностные свойства пород

Индекс литотипа породы	Геологическая серия											
	Балахонская					Кольчугинская						
	Геотектоническая зона											
	Приколы- вань-Том- ская		Приса- лаирская			Пригорно- шорская			Приса- лаирская		Цент - ральная	
	Стадия эпигенеза											
	III	IV	IV	V	VI	IV	V	VI	I	II	I	II
К, Г	<u>70</u> 1,35	<u>74</u> 1,4	-	-	<u>84</u> 1,5	<u>76</u> 1,4	<u>82</u> 1,6	<u>88</u> 1,75	-	-	-	-
П	<u>130</u> 2,1	<u>140</u> 2,25	<u>123</u> 2,0	<u>136</u> 2,1	<u>147</u> 2,35	<u>141</u> 2,3	<u>150</u> 2,45	<u>165</u> 2,65	<u>79</u> 1,45	<u>96</u> 1,85	<u>70</u> 1,35	<u>84</u> 1,55
ПК	<u>84</u> 1,6	<u>76</u> 1,4	<u>72</u> 1,3	<u>81</u> 1,6	<u>89</u> 1,7	<u>84</u> 1,5	<u>89</u> 1,7	<u>94</u> 1,85	<u>47</u> 1,2	<u>75</u> 1,5	<u>42</u> 0,95	<u>60</u> 1,2
ПС	<u>89</u> 1,75	<u>80</u> 1,45	<u>76</u> 1,35	<u>84</u> 1,6	<u>90</u> 1,8	<u>86</u> 1,6	<u>92</u> 1,75	<u>98</u> 1,95	<u>49</u> 1,25	<u>78</u> 1,6	<u>43</u> 1,0	<u>61</u> 1,25
ПМ	<u>88</u> 1,7	<u>81</u> 1,45	<u>77</u> 1,35	<u>85</u> 1,6	<u>94</u> 1,75	<u>88</u> 1,65	<u>92</u> 1,85	<u>98</u> 2,1	<u>49</u> 1,15	<u>78</u> 1,65	<u>43</u> 1,0	<u>61</u> 1,25
ПГ	<u>74</u> 1,45	<u>66</u> 1,05	<u>60</u> 1,0	<u>71</u> 1,5	<u>79</u> 1,6	<u>72</u> 1,25	<u>83</u> 1,65	<u>89</u> 1,75	<u>42</u> 1,05	<u>57</u> 1,25	<u>38</u> 0,95	<u>50</u> 1,1
ПА	<u>67</u> 1,15	<u>58</u> 0,95	<u>51</u> 0,9	<u>62</u> 1,15	<u>71</u> 1,4	<u>66</u> 1,35	<u>76</u> 1,5	<u>78</u> 1,6	<u>40</u> 0,95	<u>52</u> 1,15	<u>53</u> 0,75	<u>46</u> 1,0
А	<u>75</u> 1,6	<u>87</u> 1,8	<u>73</u> 1,6	<u>84</u> 1,7	<u>95</u> 2,05	<u>89</u> 1,7	<u>98</u> 2,05	<u>118</u> 2,25	<u>50</u> 1,2	<u>69</u> 1,65	<u>47</u> 1,1	<u>61</u> 1,45
АК	<u>61</u> 1,1	<u>50</u> 0,85	<u>46</u> 0,7	<u>58</u> 1,2	<u>67</u> 1,6	<u>62</u> 1,35	<u>75</u> 1,6	<u>80</u> 1,75	<u>41</u> 1,1	<u>54</u> 1,25	<u>37</u> 1,0	<u>47</u> 1,05
АМ	<u>40</u> 0,7	<u>36</u> 0,65	<u>29</u> 0,5	<u>41</u> 0,7	<u>49</u> 1,05	<u>40</u> 0,75	<u>50</u> 1,15	<u>59</u> 1,35	<u>28</u> 0,6	<u>42</u> 1,0	<u>25</u> 0,6	<u>53</u> 0,75
АР	-	-	<u>24</u> 0,55	<u>32</u> 0,65	<u>37</u> 0,75	<u>28</u> 0,7	<u>37</u> 0,95	<u>45</u> 1,05	<u>22</u> 0,5	<u>28</u> 0,65	<u>20</u> 0,5	<u>25</u> 0,6

Примечание. В числителе приведено временное сопротивление пород сжатию (МПа), в знаменателе - средний диаметр естественной отдельности в массиве (м).

Структурные и прочностные свойства вне этого интервала залегания пород определяют с помощью поправочных коэффициентов (табл. 1.4).

Таблица 1.4

Значения поправочных коэффициентов

Индекс литотипа породы	Глубина залегания от - до, м					
	до 20	20 - 30	30 - 40	40 - 50	50 - 60	100 - 200
Балахонская серия						
П,А	0,7 / 0,55	0,76 / 0,6	0,9 / 0,8	0,96 / 0,9	1,0 / 1,0	1,08 / 1,05
ПК,ПС, ПМ	0,65 / 0,6	0,66 / 0,67	0,84 / 0,75	0,92 / 0,92	0,96 / 0,92	1,16 / 1,09
ПГ, ПА	0,56 / 0,56	0,6 / 0,82	0,81 / 0,7	0,86 / 0,81	0,93 / 0,94	1,21 / 1,14
АК, АМ, АР	0,6 / 0,6	0,65 / 0,65	0,68 / 0,7	0,81 / 0,85	0,91 / 0,94	1,26 / 1,2
Кольчугинская серия						
П, А	0,65 / 0,6	0,7 / 0,65	0,76 / 0,7	0,88 / 0,81	0,96 / 0,92	1,11 / 1,15
ПК, ПС, ПМ, ПГ, ПА	0,6 / 0,6	0,65 / 0,65	0,68 / 0,65	0,75 / 0,72	0,93 / 0,9	1,27 / 1,3
АК, АМ, АР	0,6 / 0,65	0,7 / 0,7	0,7 / 0,75	0,79 / 0,8	0,89 / 0,91	1,38 / 1,42

Примечание. В числителе приведены поправочные коэффициенты к определению $\sigma_{сж}$, в знаменателе - для d_e .

Прогнозировать структурные и прочностные свойства пород по данным табл. 1.3 и 1.4 можно как на стадии проектирования месторождения к разработке, так и в процессе его эксплуатации.

Исходной информацией для прогноза этих свойств на действующих разрезах являются геологический отчет о результатах разведки месторождения и инженерно-геологический разрез по подготавливаемому к взрыву блоку. Инженерно-геологический разрез строят по результатам геолого-маркшейдерской съемки блока. На нем должно быть указано наименование всех литотипов пород, составляющих этот блок, их нормальная мощность и глубина залегания. По геологическому отчету устанавливают геотектонические особенности месторождения (зону), принадлежность пород к геолого-генетическому комплексу (серии) и стадию их эпигенеза. Остальные факторы: литотип, координаты его расположения во взрывном блоке и глубину залегания от земной поверхности - определяют по инженерно - геологическому разрезу.

При прогнозе структурных и прочностных свойств вскрышных пород для перспективных месторождений, а также не вскрытых горными выработками полей действующих разрезов вместо инженерно-геологических разрезов используют геологические разрезы и журналы, которые ведут по каждой разведочной скважине, пробуренной на поле месторождения. В них поинтервально описывают однородный по составу каждый слой породы с указанием его названия, нормальной мощности, глубины залегания и др.

1.3. Строение вскрышных уступов

Вскрышные породы угольных месторождений сложены в большинстве случаев несколькими слоями различных литотипов пород, сопротивляемость взрывному разрушению которых неодинакова. Поэтому при определении параметров взрывной подготовки важно знать неоднородность структурных и прочностных свойств пород, слагающих взрывааемый уступ, а также закономерности смены литотипов пород по высоте этого уступа.

Неоднородность структурных и прочностных свойств пород уступа определяют по формуле

$$K_n = \frac{d_{e\max} \sigma_{сж\max} - d_{e\min} \sigma_{сж\min}}{0,4(\sigma_{сж\max} + \sigma_{сж\min})}, \quad (1.1)$$

где K_n – коэффициент неоднородности структурно-прочностных свойств пород уступа; $d_{e\max}$, $d_{e\min}$ – соответственно максимальный и минимальный средний диаметр естественной отдельности пород уступа, м; $\sigma_{сж\max}$, $\sigma_{сж\min}$ – соответственно максимальный и минимальный предел прочности пород уступа на сжатие, МПа.

При $K_n \leq 1$ уступ принимают за однородный и рассчитывают для него параметры взрывной подготовки по средневзвешенным значениям d_e и $\sigma_{сж}$. В неоднородных уступах, когда $K_n > 1$, удельный расход ВВ и параметры расположения скважинных зарядов необходимо определять с учетом конкретного расположения неоднородных по d_e и $\sigma_{сж}$ слоев пород в уступе (см. 2.5).

В зависимости от строения угленосной толщи месторождения и принятой высоты уступа они могут быть представлены следующими типами (рис. 1.1).

Тип А. Строение уступа простое. Параметры d_e и $\sigma_{сж}$ изменяются в пределах интервала, величиной в одну категорию по блочности. Размещение зарядов ВВ в таких уступах не вызывает трудностей.

Тип Б. Уступы типа Б сложены породами, d_e и $\sigma_{сж}$ которых изменяются в пределах интервала величиной от первой до второй категорий по блочности. По характеру изменения сопротивляемости пород взрывному разрушению в зависимости от высоты уступа выделено 10 вариантов строений уступов этого типа.

Тип Б₁. Породы нескольких литотипов расположены во взрывном блоке так, что наиболее прочные и крупноблочные из них находятся в нижней части уступа. Для обеспечения качественного дробления таких пород необходимо бурить дополнительные скважины. Заряды в этих скважинах целесообразно размещать лишь в той их части, где находятся породы повышенной сопротивляемости взрыву. Возможна концентрация энергии взрыва в нижней части уступа за счет применения более мощных ВВ или увеличения их плотности, а также сочетание этих способов.

Тип Б₂. Взрываемый уступ сложен породами нескольких литотипов таким образом, что наиболее трудновзрываемые породы расположены в верхней части уступа. Это один из самых неблагоприятных вариантов строения вскрышных уступов, так как наиболее прочные и крупноблочные породы располагаются в зоне нерегулируемого дробления (в зоне забойки). Такие уступы следует выявлять на стадии проектирования месторождения к разработке и по возможности исключать их за счет изменения параметров системы разработки.

Типы Б₃, Б₅, Б₇, Б₉. Общим для уступов этих типов является то, что в верхней их части располагаются породы, имеющие меньшую сопротивляемость взрывному разрушению, чем в средней или нижней частях уступа. Поэтому способы регулирования энергии ВВ в уступах в принципе не будут отличаться от рекомендованных ранее, а параметры расположения скважинных зарядов ВВ будут в большей степени определяться параметрами пространственного расположения наиболее прочных и крупноблочных слоев пород во взрывном блоке.

Типы Б₄, Б₆, Б₈, Б₁₀. Характерная особенность строения этих типов состоит в том, что наиболее трудновзрываемые породы или часть их располагаются в верхней части уступа, т.е. в зоне нерегулируемого дробления. Поэтому в этом случае справедливы рекомендации указанные для уступов типа Б₂ с учетом конкретного расположения слоев пород во взрывном блоке.

Тип В. Уступ сложен породами с резко отличающимися параметрами структурных и прочностных свойств, диапазон изменения которых охватывает интервал, величиной более двух категорий по блочности ($K_n > 2$). Основная трудность при разрушении таких уступов заключается в своевремен-

ТИП СТРОЕНИЯ УСТУПА	ЗНАЧЕНИЕ K_H	СТРОЕНИЕ УСТУПА	ОЦЕНКА СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ПОРОД ВЗРЫВНОМУ РАЗРУШЕНИЮ
А	<1		
Б	1-2	Б1	
		Б2	
		Б3	
		Б4	
		Б5	
		Б6	
В	>2	Б7	
		Б8	
Г	>2	Б9	
		Б10	

Рис. 1.1. Типы строения уступов

ном обнаружении таких слоев пород и определении параметров их пространственного положения. Схемы размещения скважинных зарядов ВВ не отличаются от уступов типа Б.

Тип Г. Характерен для уступов высотой 15 - 50 м. Строение сложное. Возможно как последовательное повторение структур типа А, Б и В, так и различное их сочетание ($K_n > 2$). Схемы размещения скважинных зарядов ВВ в таких уступах необходимо рассматривать в каждом конкретном случае отдельно.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение взрываемости пород.
2. Назовите характеристики, определяющие взрываемость пород.
3. Назовите цели прогноза взрываемости пород на стадии проектирования месторождения к разработке и на стадии его эксплуатации.
4. Назовите основные факторы, определяющие параметры структурных и прочностных свойств пород угольных месторождений.
5. Как определяют неоднородность вскрышных уступов?
6. Назовите типы вскрышных уступов на угольных месторождениях Кузбасса и дайте им характеристику.

Литература: [4, с. 5 -16; 5, с. 5 - 42].

2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И ВЫБОР СРЕДСТВ И СХЕМ ИХ МЕХАНИЗАЦИИ

2.1. Выбор типа бурового станка

Тип бурового станка выбирают исходя из технологических свойств вскрышных пород и обеспечения их рациональной степени взрывного дробления. Такую степень взрывного дробления в зависимости от вместимости ковша экскаватора и категории пород по блочности обеспечивают применением следующих диаметров скважин (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Рациональные значения диаметров скважин

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Диаметр скважины, м				
	категория пород по блочности				
	I	II	III	IV	V
Транспортная технология					
4 - 5	0,216 - 0,269		0,160 - 0,244		
8 - 10	0,244 - 0,269		0,216 - 0,269		
12 - 16	0,269 - 0,320		0,244 - 0,320		
18 - 23	0,320 - 0,380		0,269 - 0,320		
Бестранспортная технология					
4 - 6	0,190 - 0,216		0,150 - 0,160		
8 - 10	0,244 - 0,269		0,190 - 0,216		
15 - 20	0,269 - 0,320		0,244 - 0,269		
25 - 30	0,269 - 0,320		0,244 - 0,269		
40 - 50	0,320 - 0,380		0,269 - 0,320		
80 - 100	0,320 - 0,380		0,320 - 0,380		

Скважины с указанными в табл. 2.1 диаметрами могут быть пробурены следующими типами буровых станков (табл. 2.2).

2.2. Выбор взрывчатых материалов

К взрывчатым материалам (ВМ) относят бризантные промышленные взрывчатые вещества (ВВ) и средства их инициирования (СИ).

Тип ВВ выбирают исходя из технологических свойств взрывааемых пород, их обводненности, опыта применения в аналогичных условиях, возможности механизированного или ручного заряжания и стоимости ВВ.

Таблица 2.2

Технологическая характеристика буровых станков

Тип бурового станка	Предел прочности буримых пород на сжатие, МПа	Диаметр скважины, м	Глубина бурения, м	Угол наклона скважины к горизонту, град
Ш а р о ш е ч н ы е				
СБШ-160-32	60 - 180	146; 160	до 32	60; 75; 90
2СБШ-200-32		190; 216; 245	до 32	
СБШ-250-55		245; 270	до 55	
СБШ-320-36		320	до 36	
РД-10		250; 270	до 60	
СБШ-400-55		400	до 55	90
Р е ж у щ и е				
2СБР-160-24	10 - 60	160	до 24	60; 75; 90
СБР-200-32		160; 200	до 32	
У д а р н ы е				
СБУ-100Г-35	100 - 200	105; 125	до 35	60; 75; 90
СБУ-125-52		125; 160	до 52	55 – 90

Выбранное ВВ должно быть разрешено к применению на открытых горных работах «Перечнем взрывчатых материалов ...» [1] (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Типы ВВ, рекомендуемых для применения на открытых горных работах

Условия размещения ВВ	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Способ приготовления ВВ	
		заводского изготовления	изготовленные на при- карьерных пунктах и передвижных установках
Сухие скважины	до 120	Гранулиты марок М; Д-5; АС-Д; АС-4; А-6; АС-6М; С-6М; АС8. Граммониты 79/21; 82/18.	Игданит. Сибириты 1000; 1200. Порэмтиты 1ИМК; 1ИМ-Н; 1МТ-К; 1МТ-Н; 1А; 4А; 8А. УП-1; УП-2
	более 120	Аммонит 6ЖВ. Граммониты 50/50; 30/70. Гранулотол. Алюмотол	Карботолы 10В; 15Т. Ифзаниты Т-20; Т-60; Т-80. Акватол Т-20Г

Условия размещения ВВ	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Способ приготовления ВВ	
		заводского изготовления	изготовленные на при- карьерных пунктах и передвижных установках
Обводненные скважины	до 120	Гранулиты АСД-М; АС-4В; АС-8В. Гранулотол	Порэммиты 1ИМК; 1ИМ-Н; 1МТ-К; 1МТ-Н; 1А; 4А; 8А. УП-1; УП-2
	более 120	Гранулотол. Аммонит скальный № 3. Алюмотол	Карботолы А; АТ-10; ФТ-10; ТМ. Ифзаниты Т-20; Т-60; Т-80. Акватолы Т-20Г; Т-20ГК; Т-20М.

Сравнение действия ВВ производят по переводному коэффициенту ВВ ($K_{\text{вв}}$):

$$K_{\text{вв}} = A_{\text{вв.э}} / A_{\text{вв}}, \quad (2.1)$$

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

Характеристика типов ВВ приведена в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Переводные коэффициенты $K_{\text{вв}}$ и плотность ρ ВВ

Тип ВВ	$K_{\text{вв}}$	ρ , кг/м ³	Тип ВВ	$K_{\text{вв}}$	ρ , кг/м ³
Акватол Т-20Г	1,2	1350	Граммонит 30/70	1,13	950
Алюмотол	0,83	1000	Гранулотол	1,2	1000
Аммонит 6ЖВ	1,0	1100	Игданит	1,13	900
Аммонит скальный №3	0,8	1050	Ифзанит Т-20	1,2	1360
Гранулит М	1,12	950	Ифзанит Т-60	1,1	1500
Гранулит АС-4	0,98	850	Ифзанит Т-80	1,08	1550
Гранулит С-6М	1,11	950	Карботол 10-В	1,39	1580
Гранулит АС-8; АС-8В	0,89	950	Карботол 15Т	1,42	1550
Порэммиты 4А; 8А	1,28	1300	Сибирит 1000	1,29	1250
Граммонит 79/21	1,0	900	Порэммит 1МК	1,25	1250
Граммонит 50/50	1,01	950			

К СИ, которые применяют на открытых горных работах, относят огнепроводный шнур (ОШ), средства его зажигания, капсули-детонаторы (КД), детонирующий шнур (ДШ), неэлектрическую систему инициирования типа «Нонель», пиротехнические реле-замедлители (РП) и промежуточные детонаторы (ПД). Характеристика СИ, допущенных к применению «Перечнем взрывчатых материалов...» [1], приведена в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Средства инициирования зарядов ВВ

Наименование изделия	Номер, дата разрешения	Группа совместимости	Условия применения, назначение
О г н е п р о в о д н ы е ш н у р ы			
ОША	302/84, 12.01.84	D	в сухих и обводненных условиях для инициирования КД
ОШП	88/71, 26.04.71		
ОШЭ-12	276/82, 07.09.82		
Средства огневого и электрического зажигания ОШ			
Зажигательный патрон ЗП-В	298/83, 29.12.83	G	для поджигания пучков ОШ
Электрозажигатель ОШ ЭЗ-ОШ (ЭЗ-ОШ-К)	299/83, 29.12.83		для поджигания ОШ
К а п с ю л и – д е т о н а т о р ы			
8УТС и 8УТБ в металлической и бумажной оболочках	307/84, 30.03.84	B	для инициирования боевиков (ПД)
Д е т о н и р у ю щ и е ш н у р ы			
ДША	88/71, 28.04.71	D	в сухих и обводненных условиях для инициирования боевиков (ПД)
ДШВ			
ДШЭ-12	128/74, 22.02.74		
Неэлектрическая система инициирования			
«Нонель»	08-10/88, 15.02.96	B	для инициирования боевиков (ПД)
Пиротехнические реле-замедлители			
РП-8	376/87, 23.09.87	B	Для миллисекундного замедления при использовании ДШ
РП-Н	21-55, 27.10.94		

Наименование изделия	Номер, дата разрешения	Группа совместимости	Условия применения, назначение
Промежуточные детонаторы (шашки)			
ТП-200 и ТП-400	188/76, 28.12.76	D	сухие и обводненные скважины, для инициирования ВВ
ТГ-500	13/66, 31.12.66		
Т-400Г	262/80, 22.12.90		
ТПП-500	11-22/106, 06.04.92		
Т-900Г	08/36, 24.01.96		

2.3. Обоснование проектной величины удельного расхода ВВ

Рациональную степень взрывного дробления определяют из выражений:

– при транспортной технологии

$$Z_p = 1 + d_e^2 (E^{0,25} + \Pi_{\text{вв}})^{-1}; \quad (2.2)$$

– при бестранспортной технологии

$$Z_p = 1 + (d_e^{2,1} + 0,3)(E^{0,25} + \Pi_{\text{вв}})^{-1}, \quad (2.3)$$

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

$$\Pi_{\text{вв}} = K_{\text{вв}} C_{\text{вв}} / C_{\text{эт}}, \quad (2.4)$$

где $K_{\text{вв}}$ - переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов; $C_{\text{эт}}$, $C_{\text{вв}}$ - стоимость соответственно эталонного и рассматриваемого ВВ, р.

Удельный расход ВВ, обеспечивающий Z_p :

$$q = 5d(Z_p - 1) / d_e, \quad (2.5)$$

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

Величину проектного удельного расхода ВВ определяют с учетом обводненности пород:

$$q_{np} = q[1 + 0,15(d_e - 1)h_g / H], \quad (2.6)$$

где q_{np} - проектный удельный расход ВВ, кг/м³; h_g - высота столба воды в скважине, м; H - высота уступа, м.

2.4. Расчет параметров расположения скважинных зарядов ВВ

К основным параметрам расположения скважинных зарядов относят длину скважин, величину перебура (недобура), размеры и конструкцию заряда, длину забойки, массу заряда ВВ в скважине, расстояния между скважинами и рядами скважин, линию сопротивления по подошве и число рядов.

Длина скважины:

$$l_{скв} = H / \sin \beta + l_n; \quad l_{скв} = H / \sin \beta - l_n, \quad (2.7)$$

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

$$l_n = 3d d_e; \quad l_n = 5d^{0,75} d_e^{-0,5}. \quad (2.8)$$

Минимальную длину забойки ($l_{заб}$, м) устанавливают из условия полного охвата взрываеваемого массива дробящим действием заряда сплошной конструкции:

– при ведении взрывных работ с перебуром

$$l_{заб} = l_n + 11,3d^{0,75} d_e^{-0,5} \rho_{вв}^{0,5}; \quad (2.9)$$

– при ведении взрывных работ без перебура и недобура

$$l_{заб} = 11,3d^{0,75} d_e^{-0,5} \rho_{вв}^{0,5}; \quad (2.10)$$

– при ведении взрывных работ с недобуром

$$l_{заб} = (20 - 25)d, \quad (2.11)$$

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

Длина колонки заряда ВВ:

$$l_{вв} = l_{скв} - l_{заб}, \text{ м.} \quad (2.12)$$

Для зарядов ВВ, рассредоточенных воздушными промежутками, суммарная длина интервалов рассредоточения составляет

$$\sum l_p = l_{вв} / (2,5d_e + 1), \text{ м.} \quad (2.13)$$

Длина отдельного воздушного промежутка:

$$l_{pi} = (13,5 - 2,5d_e)d, \text{ м.} \quad (2.14)$$

Количество интервалов рассредоточения определяют как целую часть

отношения:

$$n_p = [\sum l_p / l_p]. \quad (2.15)$$

Для рассредоточенных зарядов длины забойки и колонки ВВ составляют

$$l_{заб\ p} = l_{заб} (1 - \sum l_p / l_{скв}); \quad (2.16)$$

$$l_{вв\ p} = l_{скв} - l_{заб\ p} - \sum l_p. \quad (2.17)$$

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

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

$$l_{вв\ pв} = 0,35 l_{вв\ p}; \quad l_{вв\ pн} = 0,65 l_{вв\ p}, \quad (2.18)$$

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

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

– при вертикальном расположении скважин

$$l_{вв\ pн} = 0,5 l_{вв\ p}; \quad (2.19)$$

– при наклонном расположении скважин

$$l_{вв\ pн} = 0,35 l_{вв\ p}, \quad (2.20)$$

а оставшийся заряд делят на части пропорционально числу интервалов рассредоточения.

Масса скважинного заряда:

$$Q_{скв} = P l_{вв}, \quad (2.21)$$

где $Q_{скв}$ – масса скважинного заряда, кг; P - вместимость 1 м скважины, кг.

$$P = 0,25 \pi d^2 \rho_{вв}. \quad (2.22)$$

Линию сопротивления по подошве уступа (ЛСПП):

– при вертикальном расположении скважин определяют из условий безопасного бурения первого ряда скважин и качественной проработки подошвы уступа:

$$W_{\phi} \leq W \leq W_{\max}; \quad (2.23)$$

$$W_{\phi} = H \operatorname{ctg} \alpha + C_1; \quad W_{\max} = (50 - 8,5 d_e) d; \quad (2.24)$$

$$C_1 = H(ctg\alpha_y - ctg\alpha) \geq 3; \quad (2.25)$$

– при наклонном расположении скважин

$$W = b, \quad (2.26)$$

где W_6 - линия сопротивления по подошве уступа по условиям обеспечения безопасности бурения первого ряда скважин, м; W_{max} - максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа, м; α, α_y - соответственно рабочий и устойчивый углы откоса уступа, град; b - расстояние между рядами скважин, м.

Параметры сетки скважин:

– при вертикальном расположении скважин

$$n = [A_{BBP} / W]; \quad b = A / n; \quad (2.27)$$

– при наклонном расположении скважин

$$n = [A_{BBP} / b]; \quad b = a m; \quad (2.28)$$

$$m = 0,85 + 0,3d_e, \quad (2.29)$$

где n - число рядов скважин; m - коэффициент сближения скважин; a - расстояние между скважинами в ряду, м; A_{BBP} - ширина буровзрывной заходки, м.

$$a = Q_{скв} n [A_{BBP} q_{np} (H + h_n)]^{-1}; \quad a = Q_{скв} n [A_{BBP} q_{np} (H - h_n)]^{-1}, \quad (2.30)$$

где h_n, h_n - высота соответственно перебура и недобура, м.

$$h_n = l_n \sin \beta; \quad h_n = l_n \sin \beta. \quad (2.31)$$

Форму сетки скважин устанавливают с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа (α_0 , град). Если $30 \leq \alpha_0 \leq 60$, то следует принимать прямоугольную сетку скважин. В остальных случаях принимают шахматную сетку скважин.

2.5. Особенности расчета удельного расхода ВВ и параметров сетки скважин для уступов сложного строения

Из всех типов неоднородных уступов наибольшее распространение на разрезах Кузбасса получили уступы типа Б, которые в подавляющем большинстве сложены породами двух или трех категорий по блочности. При

этом двум смежным слоям пород отвечают смежные категории по блочности.

Если d_{e1}, d_{e2}, d_{e3} - средний диаметр естественной отдельности в слоях пород по направлению от верхней бровки уступа к его подошве, а H_1, H_2, H_3 - соответствующие мощности этих слоев пород (м), то при двух или трех-слойном строении уступа возможны следующие варианты чередования слоев:

$$\begin{aligned} 1) d_{e1} \succ d_{e2}; \quad 2) d_{e1} \prec d_{e2}; \quad 3) d_{e1} \prec d_{e2} \succ d_{e3}; \\ 4) d_{e1} \succ d_{e2} \prec d_{e3}; \quad 5) d_{e1} \prec d_{e2} \prec d_{e3}; \quad 6) d_{e1} \succ d_{e2} \succ d_{e3}. \end{aligned} \quad (2.32)$$

В 3 и 4 вариантах, в силу смежности категорий пород по блочности, по существу имеет место: $d_{e1} \cong d_{e3}$, т.е. тремя категориями пород по блочности уступы сложены лишь в вариантах 5 и 6.

В случае если уступ сложен породами двух смежных категорий по блочности (варианты 1 – 4), то общий удельный расход ВВ определяют как средневзвешенный по слоям:

– варианты 1 и 2

$$q_{cp} = (H_1 q_1 + H_2 q_2)(H_1 + H_2)^{-1}; \quad (2.33)$$

– варианты 3 и 4

$$q_{cp} = [(H_1 + H_3)q_1 + H_2 q_2](H_1 + H_2 + H_3)^{-1}, \quad (2.34)$$

где q_{cp} - средневзвешенный удельный расход ВВ для взрываемого уступа, кг/м³; q_1, q_2, q_3 - рациональные значения удельного расхода ВВ для соответствующих слоев пород с d_{e1}, d_{e2}, d_{e3} , кг/м³ (табл. 2.6).

Параметры сетки скважин определяют из выражения

$$ab = q_{cp} P. \quad (2.35)$$

Вариант строения уступа 5 является наиболее неблагоприятным с точки зрения использования выбуренного пространства скважины. Его особенность состоит в том, что все скважины бурят на полную глубину, а длина колонки ВВ для одной части скважин составляет $(H_1 + H_2)$, для другой $(H_1 + H_2 + H_3 - l_{заб})$.

Таблица 2.6

Рациональные значения удельного расхода ВВ (кг/м³)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Категория пород по блочности				
	I	II	III	IV	V
Транспортная технология					
4 - 5	0,25-0,35	0,45-0,65	0,6-0,8	0,7-0,95	0,8-1,05
8 - 10	0,25-0,3	0,3-0,45	0,55-0,75	0,7-0,85	0,8-0,9
12 - 16	0,2-0,25	0,3-0,4	0,55-0,6	0,65-0,75	0,75-0,85
18 - 23	0,2-0,25	0,3-0,4	0,5-0,55	0,6-0,7	0,7-0,8
Бестранспортная технология					
4 - 6	0,5-0,7	0,7-0,85	0,85-1,0	1,0-1,15	1,15-1,3
8 - 10	0,45-0,65	0,65-0,8	0,8-0,95	0,95-1,1	1,1-1,25
15 - 20	0,45-0,6	0,6-0,75	0,75-0,9	0,9-1,05	1,05-1,15
25 - 30	0,4-0,5	0,55-0,7	0,7-0,85	0,85-1,0	1,0-1,1
40 - 50	0,4-0,5	0,5-0,65	0,65-0,8	0,8-0,9	0,9-1,0
80 - 100	0,35-0,45	0,45-0,6	0,6-0,7	0,7-0,8	0,8-0,9

Примечание: минимальным значениям удельного расхода ВВ соответствуют минимальные значения диаметра скважин, приведенные в табл. 2.1, а максимальные - максимальным.

Значения удельного расхода ВВ, кг/м³:

— для первого слоя породы

$$q_1 = 0,5q_{23}; \quad (2.36)$$

— для двух нижних слоев пород

$$q_{23} = (H_2 q_2 + H_3 q_3)(H_2 + H_3)^{-1}; \quad (2.37)$$

— для всего взрываемого уступа

$$q_{cp} = [1 - 0,5H_1(H_1 + H_2 + H_3)^{-1}]q_{23}. \quad (2.38)$$

Параметры сетки скважин

$$ab = P / q_{23}. \quad (2.39)$$

Если $d_{e1} \succ d_{e2} \succ d_{e3}$ (вариант 6), то появляется необходимость применения скважин различной глубины. Часть скважин бурят на полную глубину по сетке, обеспечивающей рациональный удельный расход ВВ для нижнего слоя q_3 . На эту сетку налагают другую сетку скважин, которые

бурят на глубину $H_1 + h$, а удельный расход ВВ для этого слоя составляет $2 q_3$.

Значения удельного расхода ВВ, кг/м³:

– для второго слоя пород

$$q_2 = [2hq_3 + (H_2 - h)q_3]H_2^{-1}; \quad (2.40)$$

– для всего взрываемого уступа

$$q_{cp} = [1 - 0,5H_1(H_1 + H_2 + H_3)^{-1}]q_3, \quad (2.41)$$

где $h = H_2(q_2 / q_3 - 1)$, м.

Параметры сетки скважин:

$$a^2 = P / q_3; \quad b = 0,5a, \quad (2.42)$$

т.е. сетка скважин является шахматной с коэффициентом сближения, равным 2.

Расчетные формулы по определению удельного расхода ВВ и параметров сетки скважин для уступов типа *Б* приведены в табл. 2.7.

В уступах типа *В*, когда сопротивляемость взрывному разрушению одних слоев пород намного больше других, расчет параметров взрывной подготовки ведут в 3 этапа (рис. 2.1).

Первоначально определяют рациональное значение удельного расхода ВВ (q_T) и параметры сетки скважин ($a_T b_T$) для пород, обладающих наибольшей сопротивляемостью взрывному разрушению:

$$a_T b_T = P q_T^{-1}. \quad (2.43)$$

На втором этапе устанавливают тип строения уступа, сложенного оставшимися породами без наиболее трудновзрываемого слоя, и для него по формулам, приведенным в табл. 2.7, рассчитывают средний удельный расход ВВ (q_n) и параметры сетки скважин ($a_n b_n$).

После чего обе сетки скважин совмещают. Причем за базовую принимают сетку скважин для наиболее трудновзрываемых пород ($a_T b_T$), а сетку скважин ($a_n b_n$) корректируют в сетку скважин ($a_{TH} b_{TH}$) и уточняется удельный расход ВВ (q_{TH}) для всего взрываемого уступа:

$$q_{TH} = P(a_{TH} b_{TH})^{-1}. \quad (2.44)$$

Скважины по сетке ($a_{TH} b_{TH}$) бурят на полную высоту уступа, а по сетке ($a_T b_T$) – до почвы наиболее трудновзрываемого слоя пород.

Таблица 2.7

Расчетные формулы для уступов типа Б

Тип строения уступа	Вариант чередования слоев пород	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Сетка скважин, м
Б ₁ , Б ₇ , Б ₉ , Б ₂ , Б ₈ , Б ₁₀	$d_{e1} < d_{e2}$ $d_{e1} > d_{e2}$	$q_{cp} = (H_1 q_1 + H_2 q_2)(H_1 + H_2)^{-1}$	$ab = Pq_{cp}^{-1}$
Б ₃ , Б ₅ , Б ₄ , Б ₆	$d_{e1} < d_{e2} > d_{e3}$ $d_{e1} > d_{e2} < d_{e3}$	$q_{cp} = [(H_1 + H_2)q_1 + H_2 q_2](H_1 + H_2 + H_3)^{-1}$	$ab = Pq_{cp}^{-1}$
Б ₁ , Б ₇ , Б ₉	$d_{e1} < d_{e2} < d_{e3}$	$q_1 = 0,5q_{23};$ $q_{23} = (H_2 q_2 + H_3 q_3)(H_2 + H_3)^{-1};$ $q_{cp} = (0,5H_1 + H_2 + H_3)(H_1 + H_2 + H_3)^{-1} q_{23}$	$ab = Pq_{23}^{-1}$
Б ₂ , Б ₈ , Б ₁₀	$d_{e1} > d_{e2} > d_{e3}$	$q_1 = 2q_3;$ $q_{cp} = [1 - 0,5H_1(H_1 + H_2 + H_3)^{-1}]q_3;$ $h = H_2(q_2 q_3^{-1} - 1)$	$a = \sqrt{Pq_3^{-1}}$ $b = 0,5a$

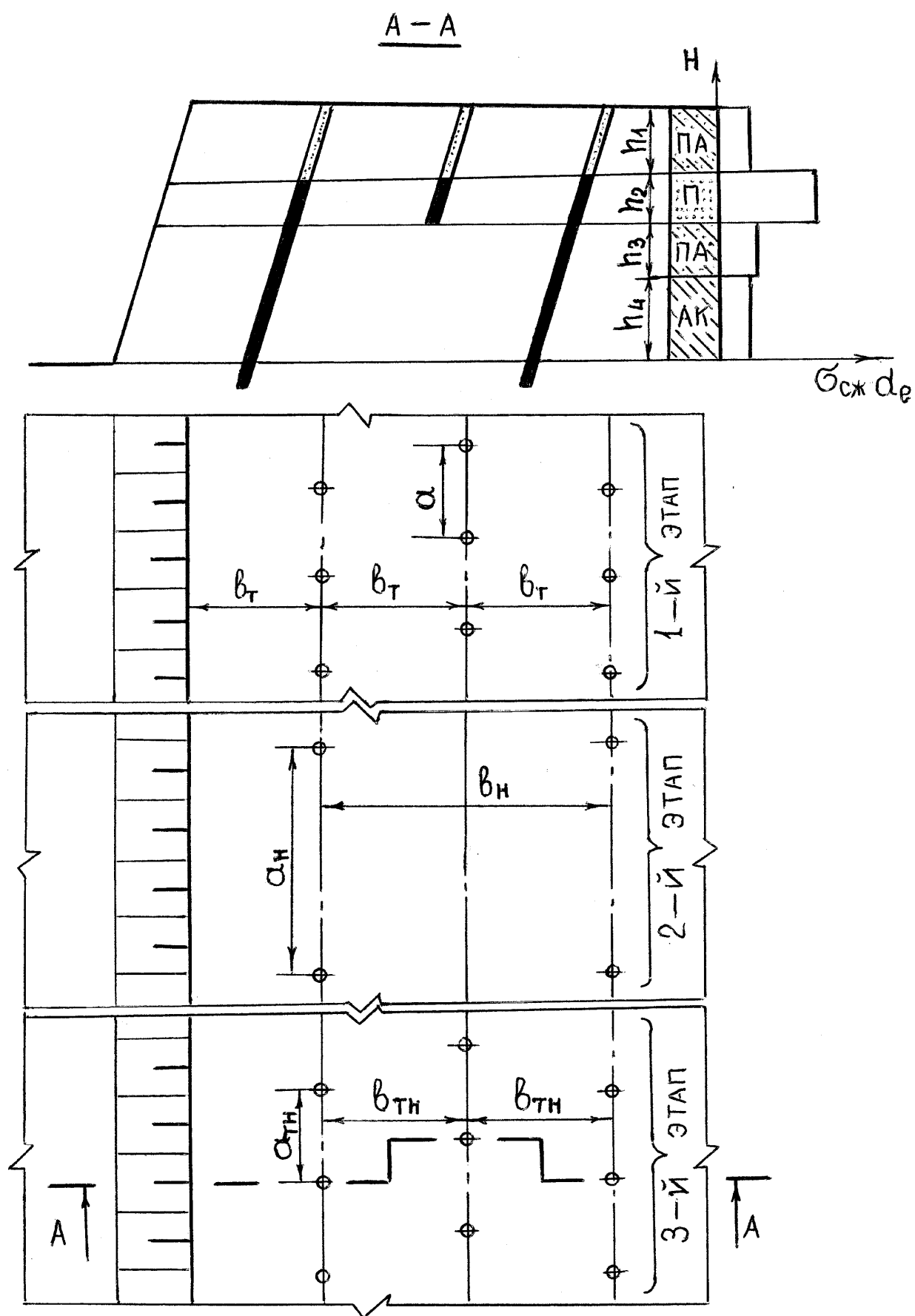


Рис. 2.1. Схема к расчету параметров сетки скважин в уступах типа В

В уступах типа Γ схему размещения скважинных зарядов ВВ, удельный расход ВВ и параметры расположения скважинных зарядов ВВ необходимо определять в каждом конкретном случае отдельно. При этом для этого типа уступа могут быть использованы методы определения параметров взрывной подготовки пород как для уступов типа A , B и B , так и для их комбинаций.

При взрывании сложноструктурных уступов средний диаметр куска взорванной горной массы определяют как средневзвешенный по отдельным слоям пород уступа:

$$d_{cp.y} = \sum_{i=1}^n d_{cp.i} H_i \left(\sum_{i=1}^n H_i \right)^{-1}, \quad (2.45)$$

где $d_{cp.y}$ – средневзвешенный диаметр куска в развале, м; $d_{cp.i}$ – средний диаметр куска взорванной горной массы в i -м слое породы мощностью H_i , м; n – число слоев пород в уступе.

2.6. Выбор схемы короткозамедленного взрывания и интервалов замедления

При многорядном (два и более рядов) взрывании скважин на угольных разрезах нашли практическое применение порядная, диагональная, поперечная и врубовые схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ) (рис. 2.2), которые принято считать базовыми.

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

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

Для бестранспортной технологии, когда следует максимально использовать эффект взрывного перемещения пород, рекомендуют принимать порядную схему КЗВ.

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

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

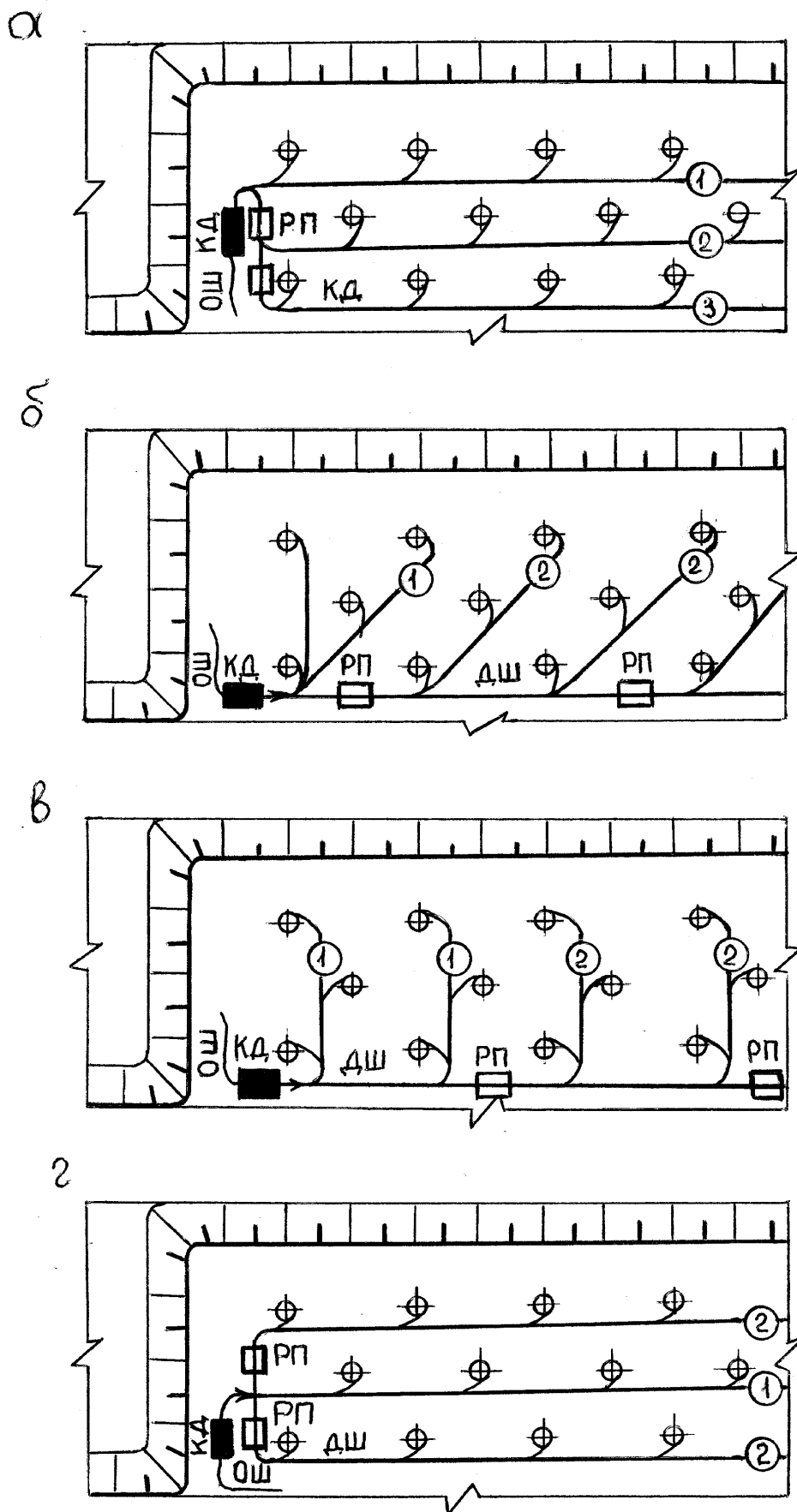


Рис. 2.2. Схемы КЗВ: а – порядная; б – диаганальная;
в – поперечная; г – врубовая

2.7. Качество подготовки пород взрывом

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

Проектную ширину развала взорванной породы (рис. 2.3) определяют как

$$B_p = A_{БВР} + \Delta B - h_0 \operatorname{ctg} \alpha, \quad (2.46)$$

где B_p – ширина развала взорванной породы, м; $A_{БВР}$ – ширина буровзрывной заходки по целику, м; ΔB – дальность взрывного перемещения породы, м; h_0 – высота откольной зоны над подошвой уступа, м.

Дальность взрывного перемещения породы зависит от схемы КЗВ, при порядной схеме КЗВ её определяют по формуле

$$\Delta B_0 = \cos \varphi^{-1} \left[P_1^2 + \left(P_1^2 + \frac{2h_0 V_0^2 \sin^2 \beta}{g \cos \varphi} \right)^{0,5} \right] - h_0 \operatorname{tg} \varphi; \quad (2.47)$$

$$P_1 = V_0^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{tg} \varphi) \sin^2 \beta g^{-1},$$

где ΔB_0 – дальность взрывного перемещения породы при порядной схеме КЗВ, м; φ – угол наклона плоскости, на которой формируется развал, град; g – ускорение свободного падения, м/с²; V_0 – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы, м/с; h_0 – высота откольной зоны, м.

$$h_0 = 0,5(h_z - h_n) + M; \quad h_0 = 0,5(h_z + h_n) + M, \quad (2.48)$$

где h_z, h_n, h_n – высота соответственно колонки ВВ, перебура и недобура, м; M – мощность нижележащей толщи, м (см. рис. 2.3).

$$h_z = l_{\text{вв}} \sin \beta; \quad (2.49)$$

$$V_0 = 2V_c [q_1 (\pi \rho_{\text{вв}})^{-1}]^{0,5n_1}, \quad (2.50)$$

где V_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с; q_1 – удельный расход ВВ для скважин первого ряда, кг/м³; n_1 – показатель степени.

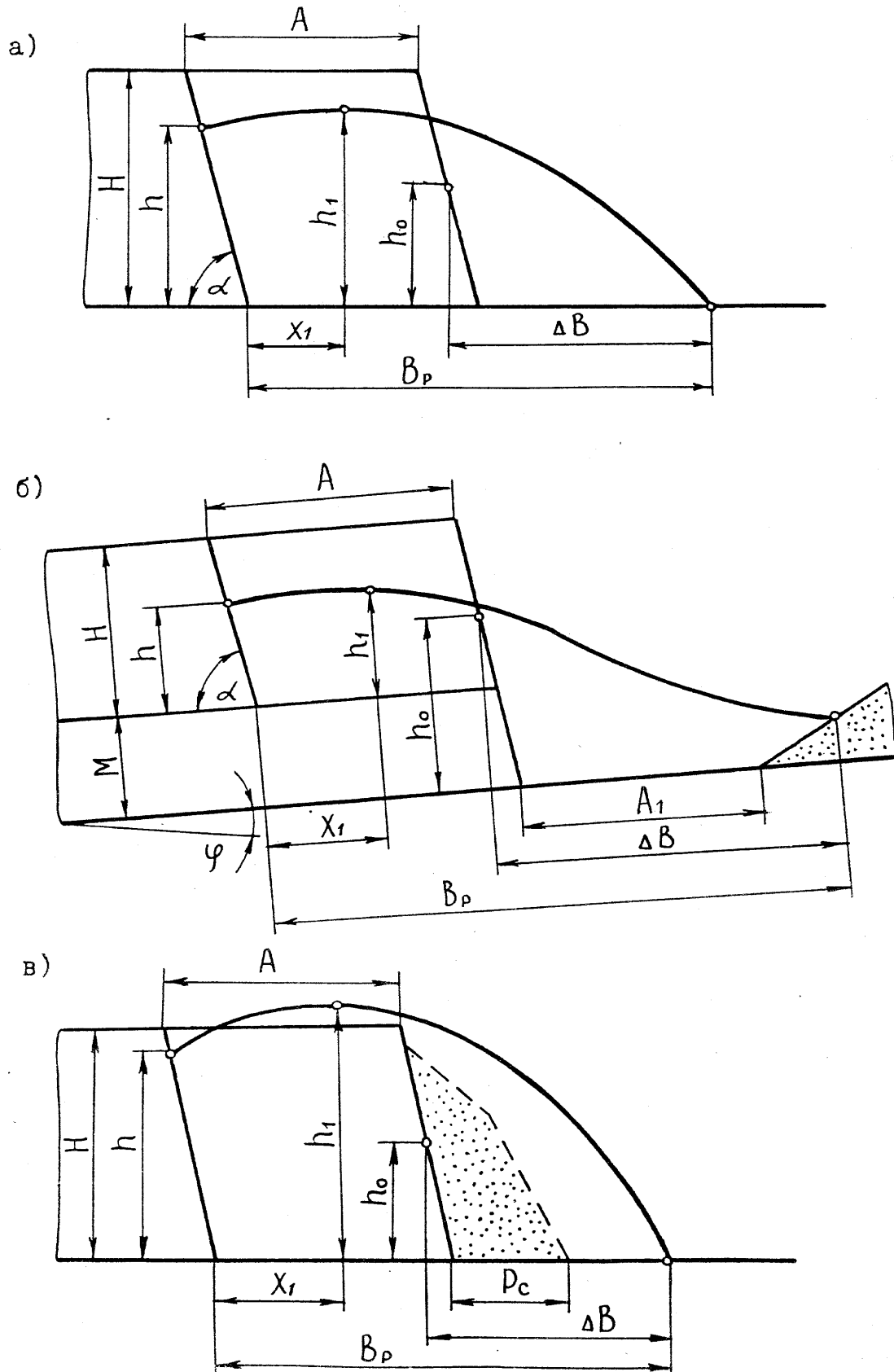


Рис. 2.3. Схемы к построению профиля развала: *а, б* – соответственно при транспортной и бестранспортной системах разработки; *в* – при взрывании на подпорную стенку

$$V_c = 4370 - 1050 d_e; \quad n_1 = 1,35 - 0,06 d_e; \quad q_1 = \eta q_{np}, \quad (2.51)$$

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

При бестранспортной системе разработки (см. рис. 2.3, б) значения ΔB_0 , определяемые по выражению (2.47), соответствуют условиям, когда развал взорванной горной массы не достигает откоса внутреннего отвала, т.е. $\Delta B_0 \leq A_1$. Если $\Delta B_0 > A_1$, то фактическое значение дальности взрывного перемещения породы устанавливают как

$$\Delta B_\phi = 0,5(\Delta B_0 + A_1), \quad (2.52)$$

где A_1 - ширина выработанного пространства, м.

Дальность взрывного перемещения породы при других схемах КЗВ определяют как

$$\Delta B_\psi = \Delta B_0 (0,73 + 0,27 \cos \psi), \quad (2.53)$$

где ψ - угол между линией верхней бровки уступа и линией расположения одновременно взрываваемых скважин, град.

Дальность взрывного перемещения породы, м:

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

$$\Delta B_\Delta = 0,73 \Delta B_0; \quad (2.54)$$

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

$$\Delta B_\Pi = 0,46 \Delta B_0. \quad (2.55)$$

При взрывании с подпорной стенкой (см. рис. 2.3, в) и поперечных схемах КЗВ дальность взрывного перемещения породы определяется из выражения

$$\Delta B_{\text{ПС}} = \begin{cases} 0,46 \Delta B_0 - 1,6 P_c; & P_c \leq 0,29 \Delta B_0; \\ 0; & P_c > 0,29 \Delta B_0; \end{cases} \quad (2.56)$$

где $\Delta B_{\text{ПС}}$ - дальность взрывного перемещения породы с подпорной стенкой, м; P_c - ширина подпорной стенки понижу, м.

$$P_c = 0,38(A_{\text{БВР}} + 0,46 \Delta B_0 - N_9 A_9), \quad (2.57)$$

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

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

– высота развала по линии последнего ряда скважин

$$h = 0,5m_1 H(3 - m_1^2)[(1 - m_1)^2 + 1]; \quad (2.58)$$

– высота развала в произвольной точке x по ширине развала

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

$$m_1 = A_{BBP} / B_p. \quad (2.59)$$

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

$$h = 0,5m_1 H(3 - m_1^2); \quad (2.60)$$

$$h(x) = h(1 + 2x - 3x^2)^{1-m_1}, \quad (2.61)$$

а максимум высоты развала определяют точкой $x_1 = 1/3B_p$ (см. рис. 2.3).

Среднее значение коэффициента разрыхления K_p :

– в профиле развала

$$K_p = 0,5(3 - m_1^2); \quad (2.62)$$

– во внутренней и внешней заходках соответственно

$$K_{p1} = K_p - 0,5m_1(1 - m_1) \left(1 - t^{\frac{m_1}{1-m_1}} \right); \quad (2.63)$$

$$K_{p2} = K_p + (K_p - K_{p1})t(1 - t)^{-1}; \quad (2.64)$$

- при взрывании в полном зажиме

$$K_{p3} = 1 + 0,5q(d_e + q)^{-1}, \quad (2.65)$$

где t - граничные значения аргумента.

При отработке развала:

- за один проход экскаватора ($N_9=1$) $t=1$;
- за два прохода ($N_9=2$) $t=2$.

(2.66)

Качество дробления:

- средний диаметр d_{cp} куска взорванной горной массы

$$d_{cp} = 5dd_e (5d + qd_e)^{-1}; \quad (2.67)$$

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

$$\varphi(x_n) = (x_n d_{cp}^{-1})^4 - 0,53(x_n d_{cp}^{-1})^5, \quad (2.68)$$

где x_n - линейный размер негабаритного куска, м.

$$x_n = 0,75E^{0,33}. \quad (2.69)$$

2.8. Взрывное дробление негабаритных кусков породы

Интервал изменения среднего негабаритного куска взорванной горной массы колеблется в пределах $x_n - d_e$. Доля негабаритных кусков в объеме взрываемого блока составляет $\varphi(x_n)$. При этом средневзвешенный объем негабаритного куска составляет, м³:

$$V_{cp.n} = 0,8d_{cp.n}^3; \quad (2.70)$$

а максимальный

$$V_{n.max} = 0,8d_e^3. \quad (2.71)$$

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

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

При дроблении негабаритных кусков породы методом шпуровых зарядов расход бурения и ВВ принимают по объему куска (табл. 2.8).

Таблица 2.8

Расход бурения шпуров и ВВ

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

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

Применение кумулятивных зарядов позволяет уменьшить удельный расход ВВ по сравнению с накладными рассыпными или патронированными в 5 - 8 раз, а их тип и количество принимают по данным табл. 2.9.

Таблица 2.9

Рекомендуемые типы кумулятивных зарядов

Тип заряда	Масса заряда, кг	Предельный объем негабаритного куска, м ³	Тип заряда	Масса заряда, кг	Предельный объем негабаритного куска, м ³
ЗКН - 180	0,26	0,9	ЗКП - 200	0,245	0,8
ЗКН - 500	0,5	1,0	ЗКП - 400	0,475	1,6
ЗКН - 1000	1,0	2,0	ЗКП - 1000	1,229	2,5
ЗКН - 2000	2,0	3,1	ЗКП - 2000	2,179	4,4
ЗКН - 4000	4,0	5,0	ЗКП - 4000	4,0	6,9

2.9. Взрывное рыхление мерзлых грунтов

Для рыхления мерзлых грунтов рекомендуют применять шпуровые заряды, если глубина их промерзания меньше 1,5 м, и скважинные заряды, если она больше 1,5 м.

Длину шпура или скважины принимают меньше глубины промерзания грунтов на 2 - 3 диаметра их заряда:

$$l_{шп} = h_m - (2 - 3)d_{шп}; \quad l_{скв} = h_m - (2 - 3)d, \quad (2.72)$$

где $l_{шп}$ и $l_{скв}$ – соответственно длина шпура и скважины, м; $d_{шп}$ – диаметр шпура, м; h_m – глубина промерзания грунта, м.

Значение удельного расхода ВВ для мерзлых грунтов принимают по данным табл. 2.10.

Таблица 2.10

Удельный расход ВВ при взрывании мерзлых грунтов (q_m , кг/м³)

Наименование мерзлых грунтов	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Растительные и песчаные	0,4 - 0,6
Суглинистые и глинистые	0,6 - 0,7
Глинистые	0,7 - 0,9

Длина колонки ВВ в скважине

$$l_{вв} = 0,67 l_{скв} . \quad (2.73)$$

Длина забойки в скважине

$$l_{заб} = 0,33 l_{скв} . \quad (2.74)$$

Масса заряда ВВ в скважине

$$Q_{скв} = P l_{вв} . \quad (2.75)$$

Параметры сетки скважин

$$a = (0,85 - 1,3)h_m; \quad b = (0,85 - 1,0)h_m . \quad (2.76)$$

2.10. Взрывная подготовка угля

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

Рекомендуемые значения удельного расхода ВВ и диаметра скважин в зависимости от блочности угля приведены в табл. 2.11.

Таблица 2.11

Рациональные значения удельного расхода ВВ и диаметра скважин

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

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

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

$$a = (33 - 35)d; \quad b = 30d. \quad (2.77)$$

Массу заряда в скважине определяют по выражению:

$$Q_{скв} = qH_y ab, \quad (2.78)$$

где $Q_{скв}$ - масса заряда ВВ в скважине, кг; H_y - высота угольного уступа, м.

Длину колонки ВВ $l_{вв}$ сплошного заряда находят по формуле:

$$l_{вв} = Q_{скв} / P. \quad (2.79)$$

Длину скважины $l_{скв}$ и забойки $l_{заб}$ определяют по формулам

$$l_{скв} = H_y / \sin \beta; \quad l_{заб} = l_{скв} - l_{вв}. \quad (2.80)$$

Величину линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП):

– для вертикальных скважин

$$W = (43 - 50)d; \quad (2.81)$$

– для наклонных скважин

$$W = b. \quad (2.82)$$

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

$$\sum l_p = (0,8 - 1,0)l_{вв}, \quad (2.83)$$

а максимальное их количество рекомендуют принимать не более двух.

В этом случае

$$\sum l_p = 2l_p. \quad (2.84)$$

Для рассредоточенных зарядов длину забойки и отдельных частей скважинного заряда рассчитывают по формулам 2.16 - 2.20.

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

2.11. Определение размеров опасных зон

Расчет размеров опасных зон и допустимой величины массы одновременно взрывающегося заряда производят в соответствии с требованиями «ЕПБ при ВР» [2]. Определяют радиусы следующих опасных зон: сейсмического действия взрыва; действия ударной воздушной волны (УВВ); разлета кусков породы при взрыве.

2.11.1. Расчет радиуса сейсмически опасной зоны

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

$$\tau_c = N^{1/6} K_\tau K_c Q_c^{0,5} \leq [\tau_c], \quad (2.85)$$

где τ_c - безопасное расстояние до охраняемого объекта, м; $[\tau_c]$ - допустимое безопасное расстояние до охраняемого объекта, м; K_τ - коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта (табл. 2.12); K_c - коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки (табл. 2.13).

Таблица 2.12

Значения коэффициентов K_τ

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

Таблица 2.13

Значения коэффициента K_c

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

Для конкретных условий K_τ , K_c и $[\tau_c]$ известны. Известна также и масса заряда в скважине. Поэтому для того, чтобы определить N и Q_c , надо последовательным умножением $Q_{скв} \times 1 = Q_{c1}$; $Q_{скв} \times 2 = Q_{c2} \dots Q_{скв} \times N = Q_{cN}$ подобрать такое значение N , при котором $\tau_c \approx [\tau_c]$, но всегда $\tau_c \leq [\tau_c]$. Определенное таким образом Q_c является предельной допустимой массой мгновенно взрывающегося заряда ВВ, а N - числом скважин в серии.

2.11.2. Расчет радиуса опасной зоны по действию УВВ

Безопасное расстояние по действию УВВ при взрыве для зданий и сооружений определяют как

$$\tau_{\text{в}} = \lambda_{\text{в}} Q_c^{0,5}, \quad (2.86)$$

где $\tau_{\text{в}}$ - безопасное расстояние по действию УВВ, м; $\lambda_{\text{в}}$ - коэффициент пропорциональности (при отсутствии повреждений $\lambda_{\text{в}} = 20 \div 50$; при случайных повреждениях застекления $\lambda_{\text{в}} = 5 \div 12$).

2.11.3. Расчет радиуса опасной зоны по разлету отдельных кусков породы

Расстояние, опасное для людей по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов ВВ, определяют по формуле

$$\tau_{\text{раз}} = 1250(0,05\sigma_{\text{сж}} d a^{-1})^{0,5} l_{\text{вв}} l_{\text{скв}}^{-1}. \quad (2.87)$$

где $\tau_{\text{раз}}$ - расстояние, опасное по разлету кусков породы, м.

Сравниваем полученное значение $\tau_{\text{раз}}$ с минимально допустимыми радиусами опасных зон для людей в соответствии с требованиями «ЕПБ при ВР»:

- при взрывании накладных зарядов – 300 м;
- при взрывании скважинных зарядов – 200 м

и принимаем проектную величину $\tau_{\text{раз}}$.

2.12. Механизация взрывных работ

К основным, наиболее трудоемким взрывным работам, требующим механизации, относят: подготовку ВВ заводского изготовления; подготовку компонентов и приготовление простейших и водосодержащих ВВ; изготовление забойки; погрузочно-разгрузочные работы и транспортирование на всех стадиях доставки их от изготовителя до применения; осушение; зарядание и забойку скважин.

Подготовка ВВ заводского изготовления и основных компонентов для приготовления простейших и водосодержащих ВВ заключается в оттаивании, сушке, измельчении, просеивании и наполнении оболочек. Осуществляют способами, средствами и механизмами, регламентированными «ЕПБ при ВР» [2].

Простейшие и водосодержащие ВВ, в зависимости от объема их потребления, приготавливают на стационарных прикарьерных пунктах или передвижных установках. Основным составляющим компонентом этих ВВ является аммиачная селитра (АС). Например, её доля в составе игданита достигает 94 %. Поэтому при приготовлении простейших ВВ наиболее трудоемкими являются работы, связанные с доставкой, хранением и переработкой АС.

В зависимости от вида транспорта и тары, в которой доставляется АС от завода-изготовителя, при приготовлении простейших ВВ на стационарных пунктах используют следующие схемы комплексной механизации взрывных работ (рис. 2.4).

Схема механизации при автомобильной доставке аммиачной селитры изображена на рис. 2.4, а.

Данную схему применяют, когда карьер находится на расстоянии не более 100 км от завода-изготовителя АС. АС на автомашинах типа «Цементовоз» доставляют в рассыпном виде к базисному складу. Из автомобиля сжатым воздухом селитру подают на ленточный конвейер и далее на склад для постоянного хранения. В здании склада селитру мостовым краном с бадьей перемещают в бункер с роторной дробилкой, а затем по ленточному конвейеру - в смесительную установку. Приготовленный в смесительной установке игданит через бункер-накопитель загружают в зарядную машину, которая доставляет его на взрывааемый блок и производит зарядку скважин.

Схема механизации при доставке АС железнодорожным транспортом в рассыпном виде изображена на рис. 2.4, б.

Выгрузку АС из вагона на конвейер можно производить одноковшовыми погрузчиками или вакуумной установкой. В случае применения для доставки селитры самовыгружающихся вагонов-хопперов она может быть разгружена непосредственно через бункер на ленточный конвейер. Последующие процессы осуществляют по схеме рис. 2.4, а.

Схема механизации при доставке АС железнодорожным транспортом в мешкотаре изображена на рис. 2.4, в.

Для выгрузки мешков из вагона используют машину с вакуумным захватом, которая перегружает их на ленточный конвейер, а он транспортирует их к растаривающему устройству. После растаривания АС хранят на базисном складе. Все дальнейшие процессы выполняют по схеме 2.4, а.

Схема механизации при хранении АС в специальных емкостях с пневматическими диафрагмами изображена на рис. 2.4, г.

Селитра поступает на базисный склад в вагонах в рассыпном виде или в мешках. С помощью вышеописанных средств механизации ее подают для постоянного хранения в специальных емкостях с пневматическими диафрагмами, которые периодически рыхлят АС, не давая ей слеживаться. При

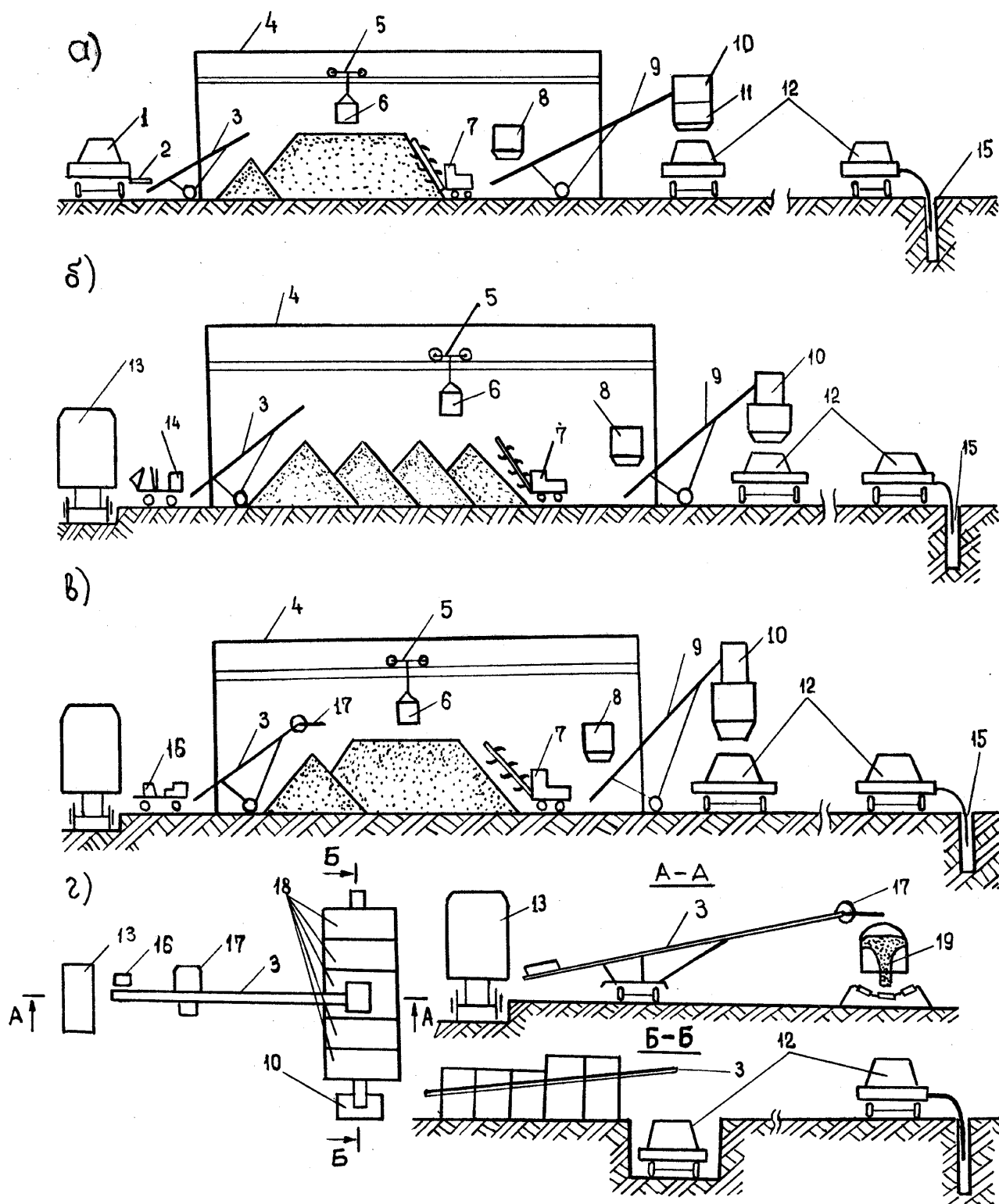


Рис. 2.4. Схемы комплексной механизации взрывных работ: 1 – автомашина типа «цементовоз»; 2 – подающий шланг; 3, 9 – ленточный конвейер; 4 – базисный склад; 5 – мостовой кран; 6 – бадья; 7 – ленточный погрузчик (рыхлитель); 8 – бункер с роторной дробилкой; 10 – смеситель; 11 – бункер-накопитель; 12 – зарядная машина; 13 – железнодорожный вагон; 14 – разгрузочная машина с вакуумным захватом; 15 – скважины; 16 – разгрузочная машина с игольчатым захватом; 17 – растаривающее устройство; 18 – емкости с пневмодиафрагмами; 19 – перегрузочный бункер

необходимости для приготовления игданита открывают затвор секции склада, и селитра по конвейеру поступает в смесительный бункер и далее как в схеме на рис. 2.4, а.

Для приготовления простейших гранулитов и игданитов типа АС-ДТ на передвижных установках, а также транспортирования и заряжания скважин, рекомендуются следующие типы машин (табл. 2.14).

Таблица 2.14

Технологическая характеристика зарядных шнековых машин

Показатели	Т и п м а ш и н			
	МЗД-1М	МЗ-4А	МЗ-3А	МЗ-3Б
Производительность при непрерывной работе, кг/мин	350	450	300	600
Грузоподъемность, т	10	25	10	10
Емкость бункера, м ³	11,5	26,6	11,3	11,3
Масса с ВВ, т	23,5	49,5	23,5	23,0

Сущность механизации взрывных работ с использованием водосодержащих ВВ типа ифзанит, карботол, порэмит и др. состоит в следующем. На стационарных пунктах производят предварительную подготовку исходных компонентов для приготовления этих ВВ, которые затем загружают в смесительно-зарядные машины. Смесительно-зарядные машины предназначены для приготовления, доставки и заряжания скважин водосодержащими ВВ (табл. 2.15).

Таблица 2.15

Технологическая характеристика смесительно-зарядных машин

Показатели	Т и п м а ш и н ы		
	Акватол IVГ	МЗВ-8	МЗВ-20
Производительность при непрерывной работе, кг/мин	840	150-180	150-180
Грузоподъемность, т	10	8	20
Масса с ВВ, т	23,5	23,5	49,0

В целях улучшения погрузочно-разгрузочных работ на складах взрывчатых материалов и применения полной механизации взрывных работ рекомендуется применять следующие схемы комплексной механизации с готовыми ВВ.

1. Вагоны с мешками ВВ поступают на базисный склад и остаются там в качестве хранилищ. За счет обменного фонда карьер возвращает МПС аналогичные дорожные вагоны. При необходимости вагоны с ВВ подают на площадку вблизи карьера, где производят механизированное растаривание с помощью передвижных погрузочно-растаривающих установок и погрузку в транспортно-зарядные машины.

2. В случае отсутствия обменного фонда вагонов они сразу поступают к передвижной или стационарной растаривающей установке. Мешки ВВ из вагонов с помощью погрузчиков или вакуумных машин подают на ленточный конвейер погрузочно-растаривающей установки и далее в секции хранилища с пневматическими диафрагмами. Из хранилища ВВ через специальные бункеры-дозаторы загружают в зарядные машины и транспортируют в карьер.

3. ВВ с завода-изготовителя поступают в насыпном виде в специальных секционных вагонах-цистернах с силовыми диафрагмами с последующим хранением в них на базисном складе. Для предотвращения слеживаемости ВВ силовые диафрагмы под действием сжатого воздуха периодически рыхлят и перемешивают его. Механизированная погрузка ВВ из вагонов-цистern в транспортно-зарядные машины происходит на расходных складах на специально оборудованных площадках, куда подают вагоны-цистерны с базисного склада.

4. ВВ с завода-изготовителя поставляют в специальных контейнерах с пневмодиафрагмами на базисный склад и разгружают краном на площадку для хранения. По мере необходимости контейнеры устанавливают на шасси зарядных машин и доставляют к месту зарядания.

Для механизации отдельных процессов в указанных схемах применяют серийно выпускаемые вибро- и ленточные конвейеры; разгрузочно-транспортные машины с игольчатым и вакуумным захватами; аккумуляторные погрузчики типов 5004 и ЭПВ-1; электропогрузчики серий 612 и 614; стационарные и передвижные пакетобразующие машины; погрузочно-растаривающие установки типов УРВ-2, РПП-1, ГУРП-30, МПР-30 и другие.

Для транспортирования и зарядки скважин взрывчатыми веществами заводского изготовления рекомендуются следующие зарядные машины (табл. 2.16).

В качестве забоечного материала используют песок, мелкий щебень, «хвосты» обогатительных фабрик и т.п. При большом расходе забоечного материала сооружают специальные комплексы по его приготовлению.

Таблица 2.16

Технологическая характеристика гравитационных зарядных машин

Показатели	Т и п м а ш и н ы	
	МЗ-8	МЗ-12
Производительность при непрерывной работе, кг/мин	650	650
Грузоподъемность, т	7,0	12,0
Вместимость бункера, м ³	9,0	14,0
Масса с ВВ, т	23,5	28,5

Для доставки забоечного материала и механизированной забойки скважин используют следующие серийно выпускаемые забоечные машины (табл. 2.17).

Таблица 2.17

Технологическая характеристика забоечных машин

Показатели	Тип машины	
	ЗС-1М	ЗС-2М
Диаметр заряжаемых скважин, м	0,19 и более	0,19 и более
Грузоподъемность, т	5,0	11,0
Производительность, кг/мин	1700	1700
Вместимость бункера, м ³	4,0	8,4
Масса машины с забойкой, т	13,3	23,5

Для осушения взрывных скважин используют осушающие машины (табл. 2.18).

Таблица 2.18

Технологическая характеристика осушающих машин

Показатели	Тип машины		
	УОС-250	МО-1	машина НИИКМА
Базовый автомобиль	ГАЗ-6602	МАЗ-509А	БелАЗ-540А
Производительность, скважин в смену	120-150	до 20	150-160
Осушаемые скважины:			
- глубина, м	25	23	до 40
- диаметр, м	0,2-0,23	0,16-0,22	0,16-0,22
Привод установки	гидронасос	компрессор	

2.13. Составление проекта на массовый взрыв

Массовые взрывы зарядов ВВ на карьерах необходимо производить в соответствии с требованиями «ЕПБ при ВР» и «Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности» [3].

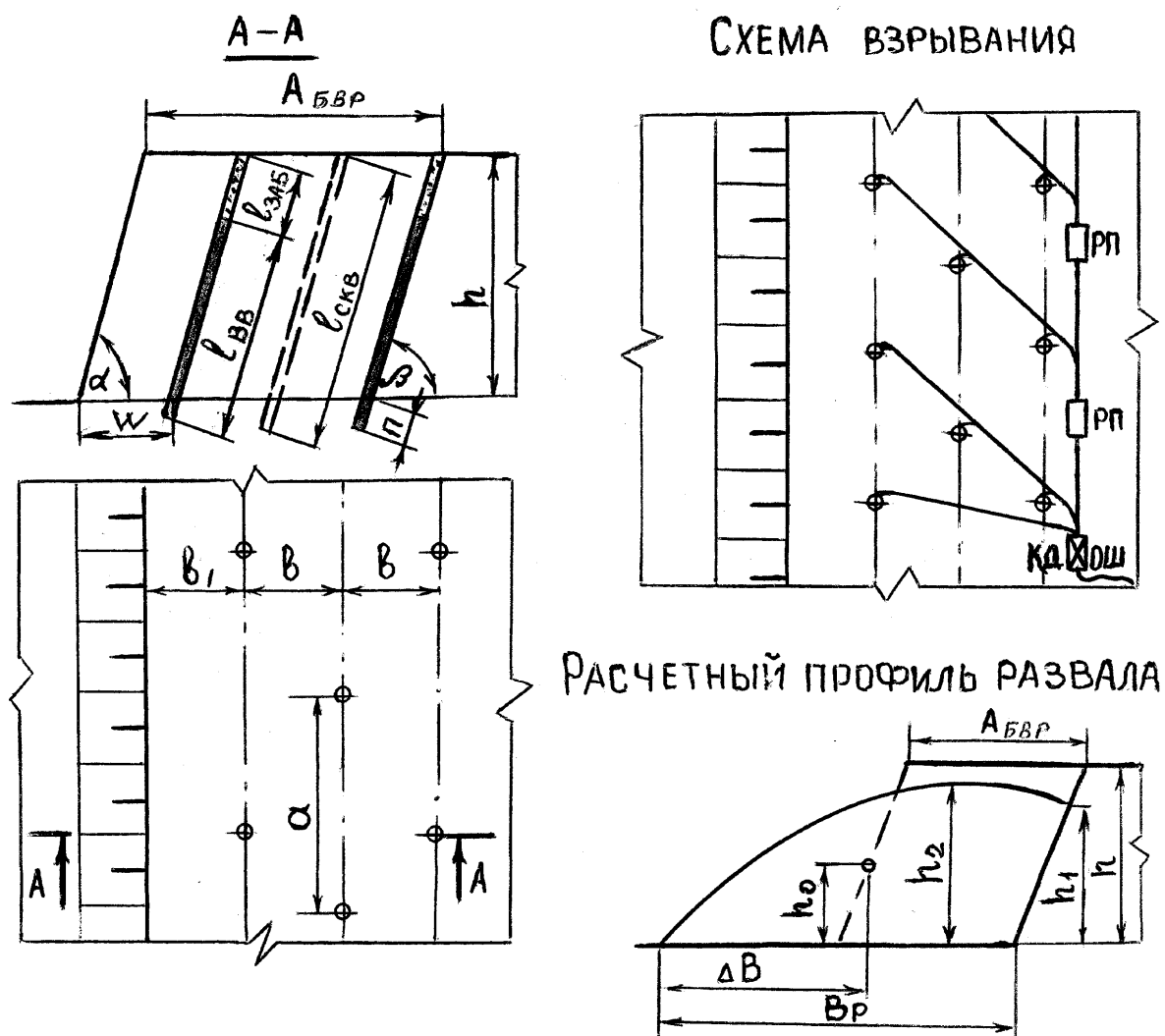
Массовые взрывы выполняют по проектам, состоящим из технического расчета (см. п. 2.1-2.11) и графического материала (рис. 2.5); таблицы параметров взрывных работ (табл. 2.19); распорядка проведения массового взрыва.

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

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

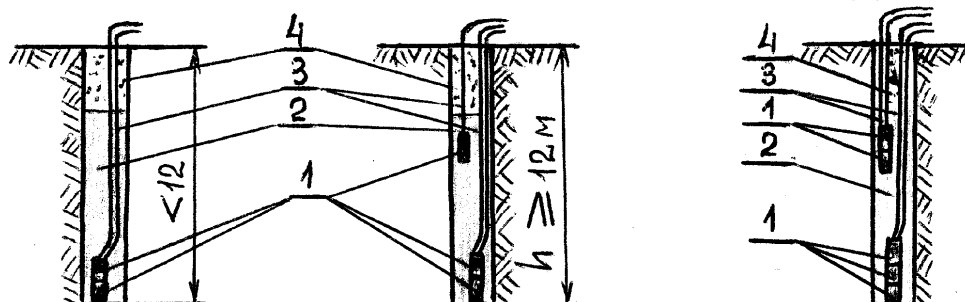
Распорядок проведения массового взрыва составляют для конкретного блока с указанием даты и времени его проведения [3].

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



КОНСТРУКЦИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Для гранулитов, граммонитов, Для водосодержащих
гранулола, алюмотола ВВ



1-ПРОМЕЖУТОЧНЫЙ ДЕТОНАТОР ТИПА ТП-400; 2-ЗАРЯД ВВ;
3-ДШ; 4-ЗАБОЙКА

Рис. 2.5. Технологическая схема взрывных работ
(графический материал проекта массового взрыва)

ТАБЛИЦА ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ на блоке № _____

горизонта _____ (наименование горного предприятия)

(дата и время проведения массового взрыва)

№ скважины	Диаметр скважины, м		Высота уступа, м		Глубина скважины, м		Перебур (недобур) скважины, м		Высота столба воды в скважине, м		Линия со-противления по подошве, м		Расстояние между скважинами, м		Расстояние между рядами скважин, м		Масса заряда в скважине, кг		Длина забойки м	
	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф	Р	Ф

Примечание. 1. Р – расчетная, Ф – фактическая величина показателя.

2. Фактические показатели указывают во время заряжания скважин

2.14. Организация проведения массового взрыва

Взрывчатые материалы (ВМ) на массовый взрыв выписывают по наряд-путевке на старшего взрывника (мастера-взрывника). Получение и доставку взрывчатых материалов осуществляют в соответствии с «ЕПБ при ВР».

Доставленные ВВ размещают по скважинам в количестве и ассортименте согласно проекту массового взрыва. Доставку ВВ и зарядание скважин механизированным способом проводят в соответствии с требованиями действующих на предприятии инструкций.

Находящиеся на блоке ВМ и заряженные скважины необходимо охранять вооруженной охраной или проинструктированными рабочими при обязательном искусственном освещении в тёмное время. ВМ, находящиеся на поверхности, должны быть защищены от атмосферных осадков. Охрану ВМ и заряженных скважин, оставленных на ночь, осуществляют согласно дислокации постов, разработанной по согласованию с органами внутренних дел лицом, ответственным за проведение массового взрыва. Несение службы по охране должно контролироваться в установленном порядке. Учёт сдачи и приём под охрану ВМ и заряженных скважин производят по книге произвольной формы, согласованной с местным РГТО.

Вывод людей за пределы опасной зоны и выставление постов охраны этой зоны осуществляют:

- при электрическом способе инициирования зарядов – перед началом укладки в заряды боевиков с электродетонаторами;
- при взрывании с помощью ДШ – перед началом монтажа взрывной сети.

При этом в общем случае началом монтажа считают соединение во взрывную сеть ДШ двух скважинных зарядов, а при производстве крупных массовых взрывов в зимний период времени согласно проекту, согласованному с Госгортехнадзором России.

После окончания монтажа взрывной сети ответственный руководитель массового взрыва, а при подготовке нескольких блоков – лица, специально назначенные ответственными за зарядание и монтаж взрывной сети отдельных блоков, лично проверяют соответствие монтажа взрывной сети проектным схемам коммутации, надёжность узлов и соединений, правильность установки замедлителей. Между ответственным руководителем массового взрыва и лицами, ответственными за зарядание и подготовку отдельных взрывов, должна обеспечиваться надёжная двухсторонняя связь.

Ответственный руководитель взрыва, получив письменные донесения лиц, ответственных за выполнение отдельных операций, и убедив-

шись в выполнении мероприятий, перечисленных в распоряжке проведения массового взрыва, даёт указание на взрыв.

При производстве массового взрыва обязательно применение звуковых сигналов, которые должны быть хорошо слышны на границах опасной зоны. Звуковые сигналы подаются сиреной старшим взрывником, а при одновременной работе нескольких взрывников – руководителем ВР в следующем порядке:

- первый сигнал – предупредительный (один продолжительный). Все люди, не занятые заряджанием и взрыванием, должны быть удалены за пределы опасной зоны, а у мест возможного входа в опасную зону должны быть выставлены посты охраны;
- второй сигнал – боевой (два продолжительных), по этому сигналу взрывник зажигает ОШ и удаляется в укрытие или за пределы опасной зоны, а при электровзрывании – включает ток.
- третий сигнал – отбой (три коротких) подают после осмотра места взрыва, а в случае обнаружения отказов - после их ликвидации. Этот сигнал означает окончание взрывных работ.

После выполнения взрыва ответственный руководитель организует осмотр взорванного блока с принятием мер, предотвращающих отравление газами проверяющего персонала. При отсутствии отказов ответственный руководитель взрыва даёт указание о подаче сигнала «отбой». По этому сигналу посты охраны опасной зоны снимаются.

Допуск людей в карьер и к месту взрыва производят согласно порядку, принятому на предприятии, утверждённому техническим руководителем карьера, но после рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости. При отработке глубоких горизонтов, где ранее отмечалось образование застойных зон, допуск рабочих к месту взрыва разрешается главным инженером или лицом, заменяющим его, после получения информации от постов ВГСЧ об анализе воздуха. Допуск постов ВГСЧ во внутрь зоны оцепления производится не раньше чем через 15 минут после взрыва.

Контроль за наличием отказов после массового взрыва, их регистрацию и ликвидацию необходимо осуществлять в соответствии с требованиями ЕПБ при ВР [2]. В целях своевременного обнаружения ранее не установленных дефектов взрыва (отказов неполной детонации ВВ, СИ, выгорания и др.) машинист экскаватора в процессе выемки горной массы должен следить за состоянием забоя, а в случае обнаружения дефектов взрыва немедленно прекратить работы и сообщить об этом лицу технического надзора для принятия соответствующих мер.

После уборки породы из взорванного блока все технико-экономические показатели по взрыву подлежат систематическому анали-

зу. При этом принимают решения по уточнению параметров расположения скважинных зарядов в аналогичных условиях с целью дальнейшего совершенствования буровзрывных работ.

Эксперименты по определению параметров массовых взрывов на предприятии в каждом отдельном случае можно проводить только по программе и методике, утверждённым техническим руководителем карьера.

2.15. Расчет производительности буровых станков

Сменная производительность бурового станка:

$$P_{см.б} = (T_{см} - T_{пз} - T_{лн})(T_o + T_в)^{-1}, \quad (2.88)$$

где $P_{см.б}$ – производительность бурового станка, м/см; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см}=8$), ч; $T_{пз}$ – время на выполнение подготовительно-заключительных операций в течение смены ($T_{пз}=0,5-0,7$), ч; $T_{лн}$ – время на личные надобности ($T_{лн}=0,15-0,3$), ч; $T_в$ – время на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 м скважины ($T_в=0,04-0,06$), ч; T_o – время на выполнение основных операций, приходящихся на 1 м скважины, ч.

$$T_o = 1/v_б, \quad (2.89)$$

где $v_б$ – скорость бурения скважины (для станков типа СБШ: $v_б=15-18$; СБР: $v_б=16-30$; СБУ: $v_б=6-9$), м/с.

Сменная производительность может быть рассчитана на основе опыта работы на угольных разрезах:

$$P_{см.б} = 65 - 0,56\sigma_{сж} + 700d - 3d\sigma_{сж}. \quad (2.90)$$

Суточная производительность бурового станка, м/сут:

$$P_{сут.б} = P_{см.б}n_{см}, \quad (2.91)$$

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

Годовая производительность бурового станка, м/год:

$$P_{год.б} = P_{сут.б}n_{год}, \quad (2.92)$$

где $n_{год}$ – число рабочих дней в году ($n_{год}=250$).

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите основные принципы выбора буровых станков.
2. Назовите основные промышленные ВВ, применяемые на открытых горных работах, и средства их инициирования.
3. Назовите основные факторы, определяющие проектный удельный расход ВВ.
4. Назовите основные параметры расположения скважинных зарядов.
5. За счет чего можно регулировать ширину развала взорванной горной массы?
6. Дайте определение «качеству» подготовки пород взрывом.
7. По каким факторам определяют параметры опасных зон.
8. Назовите состав проекта на массовый взрыв.
9. Приведите примеры схем комплексной механизации взрывных работ.
10. Назовите последовательность работ при организации проведения массового взрыва.
11. Как определяют производительность буровых станков?

Литература: [1, с. 10-16, 18-19, 25-51; 2, с. 4-43, 81-214; 3, с. 17-70; 4, с. 43-69; 8, с. 48-109; 6, с.141-230; 9, с. 65-150].

3. ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

3.1. Общие сведения

Непосредственная разработка горных пород в карьере, представляющая собой выемку и погрузку в средства транспорта или отвал, называется выемочно-погрузочными работами или экскавацией горной массы. Для механизации этого процесса наиболее часто используют одноковшовые экскаваторы циклического действия.

Экскавационные машины являются, как правило, определяющими в комплекте горных и транспортных машин технологического потока. Поэтому выбор основного выемочно-погрузочного оборудования, от которого в значительной степени зависят технико-экономические показатели разработки месторождения, является важным этапом при проектировании карьера.

Производительность экскавационных машин зависит от качества подготовки экскавируемых пород, транспортного оборудования, климатических условий и др. Но особое влияние на производительность выемочно-погрузочных машин оказывают параметры экскаваторного забоя и принятой технологии разработки месторождения.

3.2. Технологические параметры экскаваторов

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются: вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, удельное давление и рабочие параметры. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус и высоту черпания и разгрузки, глубину копания (рис.3.1).

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

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

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

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

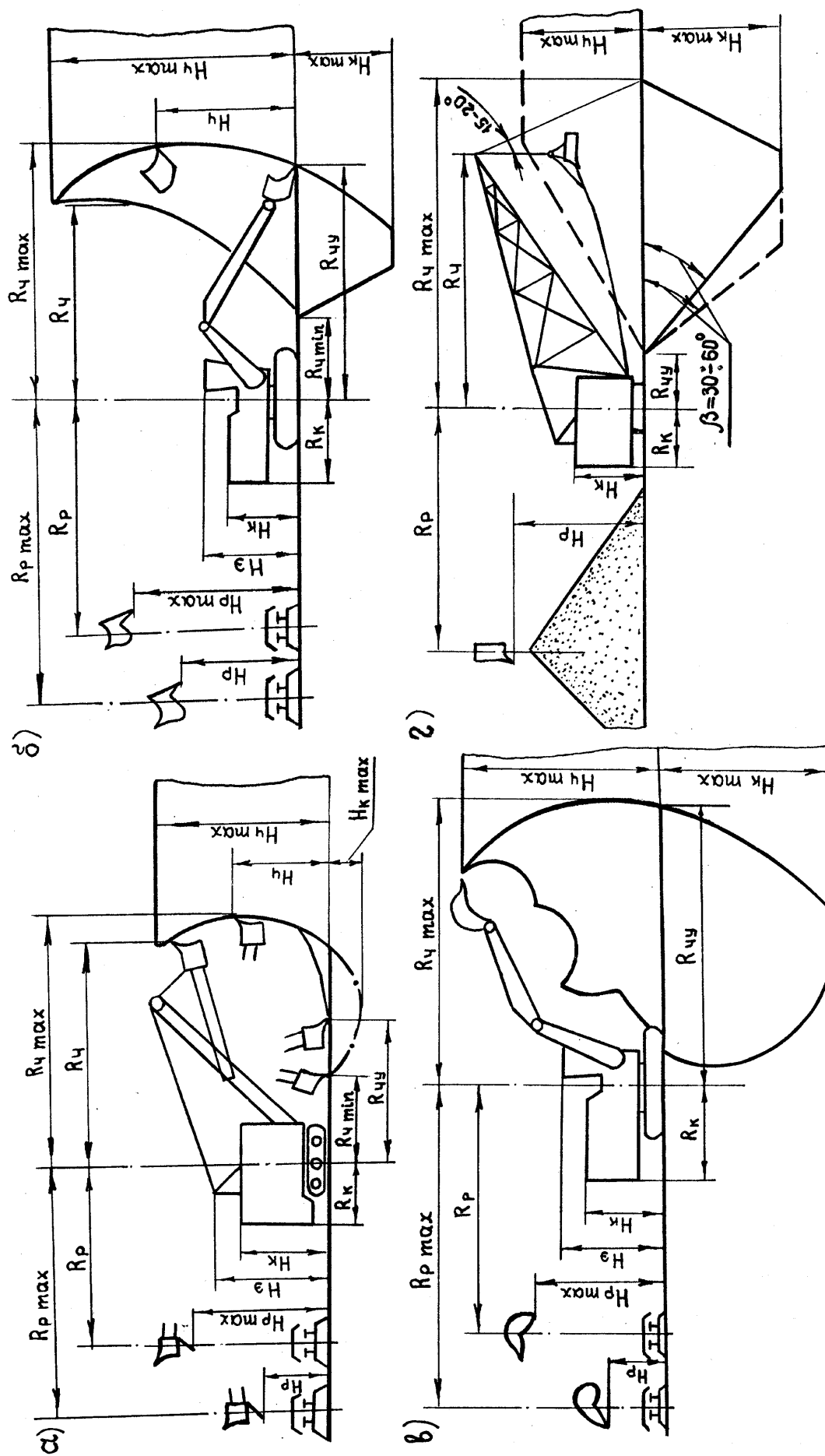


Рис. 3.1. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов: а — прямая мехлопата; б — прямая гидравлическая лопата; в — обратная гидравлическая лопата; г — драглайн

Параметры одноковшовых экскаваторов

Показатели	Т и п					
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у
Вместимость ковша, м^3	5,2	8	6,3	4	12,5	6,3
Длина стрелы, м	-	-	-	-	-	-
Наибольший радиус черпания на гори - зонте установки экскаватора $R_{\text{чy}}$, м	9,04	12,2	13,5	14,49	14,8	21,4
Радиус черпания $R_{\text{чmax}}$, м	14,5	18,4	19,8	23,7	22,5	35
Высота черпания $H_{\text{чmax}}$, м	10,3	13,5	17,1	22,2	15,1	30
Глубина копания $H_{\text{кmax}}$, м	-	-	-	-	-	-
Радиус разгрузки $R_{\text{рmax}}$, м	12,3	16,3	17,9	22,1	19,9	33
Высота разгрузки $H_{\text{рmax}}$, м	6,7	8,6	12,5	17,5	10	25
Высота напорного вала $H_{\text{нв}}$, м	8,6	8,6	8,6	8,6	8,4	8,4
Радиус разгрузки при $H_{\text{рmax}}$, м	11,8	15,6	16,5	18,6	19,5	26,5
Радиус вращения кузова $R_{\text{к}}$, м	5,25	7,78	7,78	7,78	10	10
Скорость передвижения, км/ч	0,55	0,42	0,42	0,42	0,43	0,43
Масса экскаватора, т	190	370	380	365	658	676
Паспортная продолжительность рабочего цикла $t_{\text{цп}}$, с, при угле поворота экскаватора: - на 90 град - на 120 град	23	26	28	30	28	35

Таблица 3.1

экскаватора							
ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-20	ЭШ - 10/70у	ЭШ - 15/90	ЭШ - 20/90	ЭШ - 40/85	ЭШ - 100/100
10	15	20	10	15	20	40	100
			70	90	90	85	100
12,6	15,6	15,2	-	-	-	-	-
18,4	22,6	22,1	66,5	83	83	82	97
13,5	16,4	17,9	-	-	-	-	-
			35	42,5	42,5	40	47
16,3	20	20	66,5	83	83	82	97
8,6	10	11,5	27,5	39,3	38,5	33	43
8,6	8,4	-	-	-	-	-	-
15,4	19,5	18,2	-	-	-	-	-
7,7	10	9,6	15	18,5	19,7	27,5	27,8
0,42	0,43	0,9	0,2	0,08	0,08	0,08	0,08
395	672	1060	740	1695	1740	3200	10300
26	28	28	52	60	60	60	60

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

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

Рабочие параметры экскаватора зависят от длины и угла наклона стрелы и рукояти (см. табл. 3.1) и могут быть минимальными (*min*) и максимальными (*max*).

3.3. Типы забоев

Различают три типа забоев: *торцевой* (боковой), *тупиковый* (траншейный), *фронтальный* (продольный).

Наибольшее распространение получил *торцевой* забой, при котором обеспечивается максимальная производительность экскаваторов. Это объясняется небольшим средним углом поворота экскаватора к разгрузке (не более 90 градусов), удобной подачей транспортных средств под погрузку и минимальными простоями при перемещении и наращивании транспортных коммуникаций.

Тупиковый забой применяют при проведении траншей.

Фронтальный забой используют редко, в основном при разработке разнородных забоев. При этом типе забоев из-за большого среднего угла поворота экскаватора к разгрузке, малой ширины заходки, частого перемещения экскаватора и транспортных коммуникаций производительность экскаватора является низкой.

По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают следующие способы выемки: с верхним черпанием (а, б); с нижним черпанием (в); смешанным черпанием (г) (рис.3.2).

Аналогично различают и способы погрузки: нижнюю (рис.3.2, а, в); верхнюю (рис.3.2, б) и смешанную (рис.3.2, г). Смешанная погрузка одновременно или поочередно включает нижнюю и верхнюю погрузку на промежуточный горизонт.

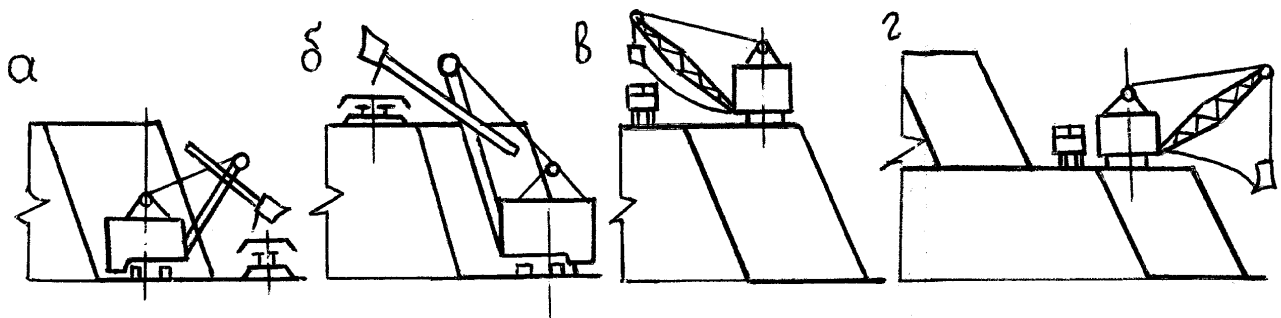


Рис. 3.2. Способы выемки и погрузки

3.4. Типы заходок

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала взорванной горной массы или массива последовательно отрабатывают породные полосы, которые называют заходками.

По расположению относительно фронта работ на уступе заходки разделяют на продольные (рис. 3.3, а), ориентированные вдоль фронта работ уступа; поперечные (рис. 3.3, б), ориентированные вкрест фронта работ уступа; диагональные (рис. 3.3, в), ориентированные под углом, меньшим 90 градусов к фронту работ уступа (рис. 3.3).

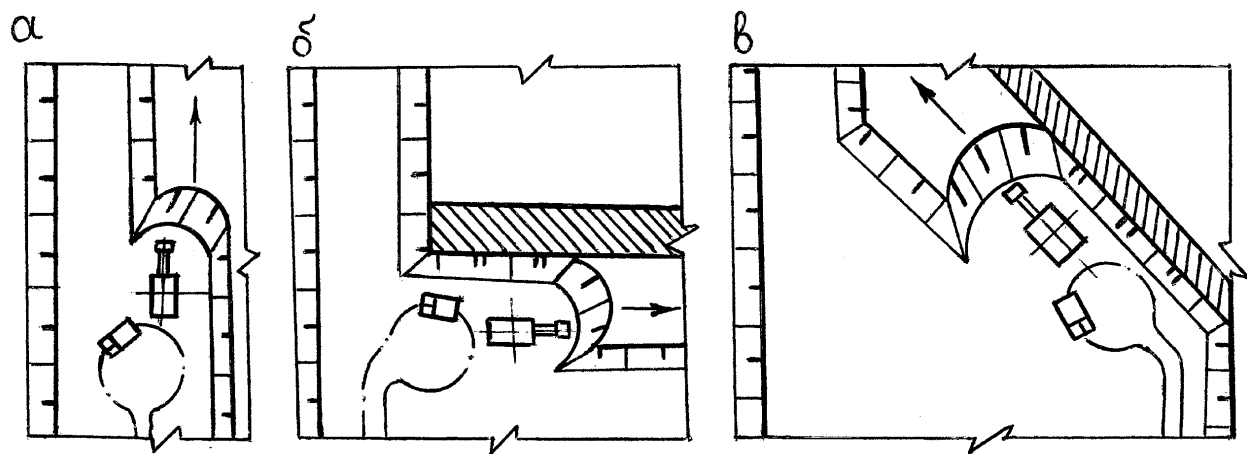


Рис. 3.3. Типы заходок по отношению к фронту работ на уступе:
а – продольные; б – поперечные; в - диагональные

Продольные заходки применяют при всех видах транспорта, поперечные - при автомобильном и конвейерном, диагональные - при железнодорожном и автомобильном транспорте.

По ширине заходки делятся на узкие (рис. 3.4, а), широкие (рис. 3.4, б) и нормальные (рис. 3.4, в).

$$A_y = (0,5 \div 1,0)R_{cy}; \quad A_{ш} > 1,7R_{cy}; \quad A = (1,5 \div 1,7)R_{cy}. \quad (3.1)$$

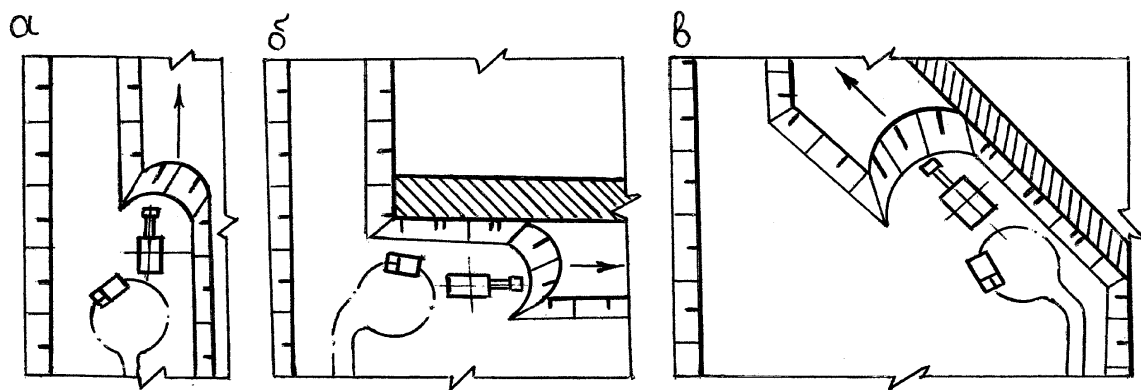


Рис. 3.4. Типы заходок в зависимости от их ширины:
а – узкие; б – широкие; в - нормальные

В нормальных заходках выемку породы производят при постоянном положении оси движения экскаватора по длине заходки и рациональном использовании их рабочих параметров. Узкие заходки, когда $A_y < A$, отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров экскаваторов. Широкие заходки ($A_{ш} > A$) характеризуются переменным положением оси движения экскаватора в плане по длине заходки.

3.5. Виды выемочно-погрузочных работ

В процессе эксплуатации месторождения полезного ископаемого выполняют следующие виды выемочно-погрузочных работ согласно заданию (рис.3.5).

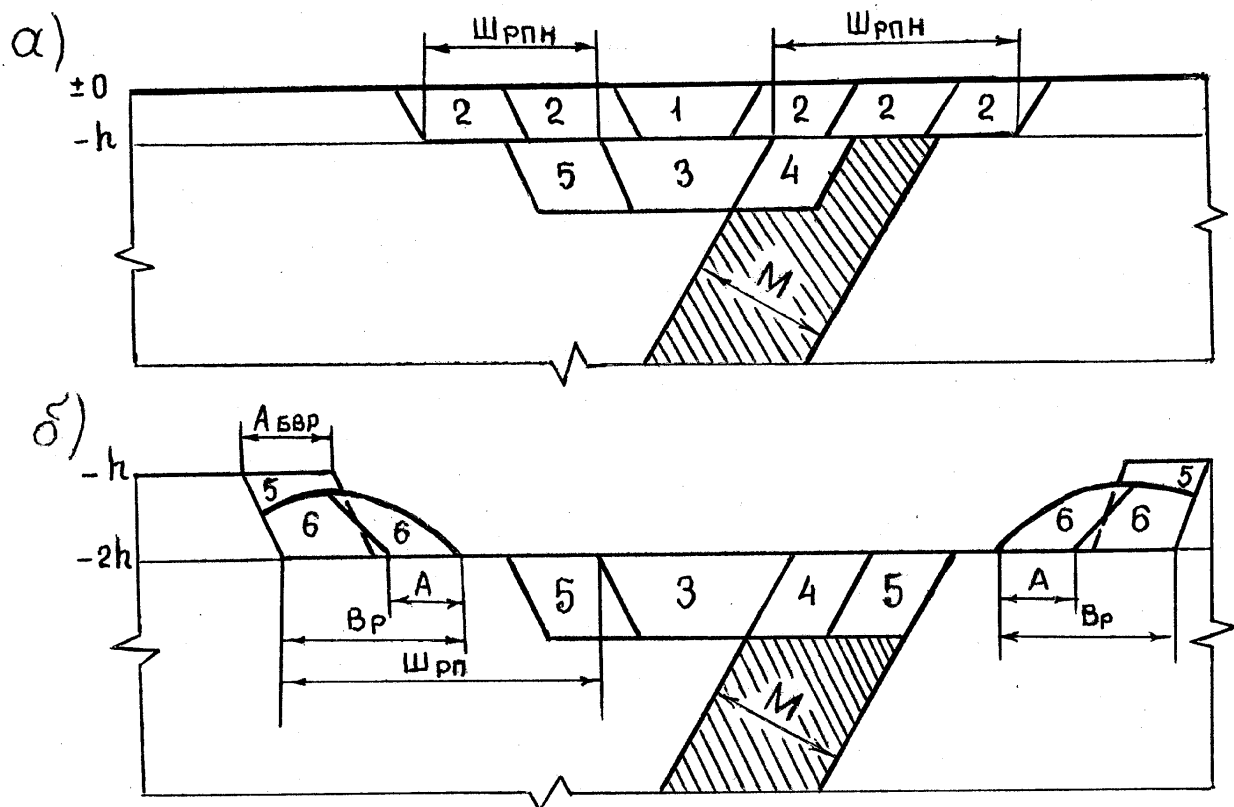


Рис. 3.5. Последовательность выполнения вскрышных работ в карьере

В начале разработки предстоит проведение разрезной траншеи по наносам тупиковым забоем 1 (рис.3.5, а). Затем осуществляют отгон борта по наносам боковым забоем 2. При создании достаточного опережения этих работ начинают работы по проведению разрезной траншеи 3 по коренным породам, с этой целью осуществляют их предварительное рыхление буровзрывным способом. При применении железнодорожного транспорта экскаватор в разрезной траншее работает, как правило, с верхней погрузкой, при автомобильном транспорте – с нижней.

В результате подготавливают к выемке пласт полезного ископаемого, отработку которого осуществляют боковым забоем 4. Одновременно начинают работы (рис.3.5, б) по отгону борта по коренным породам 5. При этом в результате обуривания и взрывания буровзрывной заходки шириной $A_{бвр}$ формируется развал взорванной горной массы шириной B_p , который отрабатывают экскаватором боковым забоем 6. При достаточном опережении работ по очередному уступу вновь начинают работы по проведению разрезной траншеи 3 на нижележащем горизонте и т.д.

Заданием предусматривается либо использование на отгоне борта по скальным породам в боковом забое 6 по взорванной горной массе конкретной модели экскаватора, либо задается высота уступа по скальным породам. Соответственно студент должен либо обосновать высоту уступа по массиву скальных пород для заданной марки экскаватора, либо подобрать марку экскаватора для работы на уступе по скальным породам при заданной высоте уступа.

При этом обосновывают ширину буровзрывной заходки по массиву скальных пород и необходимую ширину развала, при которой обеспечивается эффективная работа экскаватора. На основании этого по методике, изложенной в разд. 2, определяют параметры буровзрывных работ, обеспечивающие качественную подготовку пород. Рассчитывают требуемую ширину рабочей площадки по скальным породам.

Затем выбирают марку экскаватора для проведения разрезной траншеи 3 и ведения добычных работ в забое 4. Устанавливают параметры траншеи и добычного забоя.

Принимают экскаватор для разработки рыхлых отложений, устанавливают параметры торцевого 2 и тупикового 1 забоев экскаватора по этим породам. При выборе марки экскаватора для различных типов пород стремятся к унификации оборудования. Определяются параметры рабочей площадки по наносам.

С учетом принятого оборудования, особенностей работы экскаваторов в различных забоях и свойств пород определяют часовую, сменную и годовую производительности экскаваторов.

Ниже приведена методика расчета параметров забоев для механических лопат и драглайнов.

3.6. Технологические схемы выемки пород мехлопатами в торцевом забое

Расчет параметров забоев технологических схем, указанных на рис. 3.6, заключается в определении высоты уступа, ширины заходки, углов откоса уступа и параметров места расположения экскаватора.

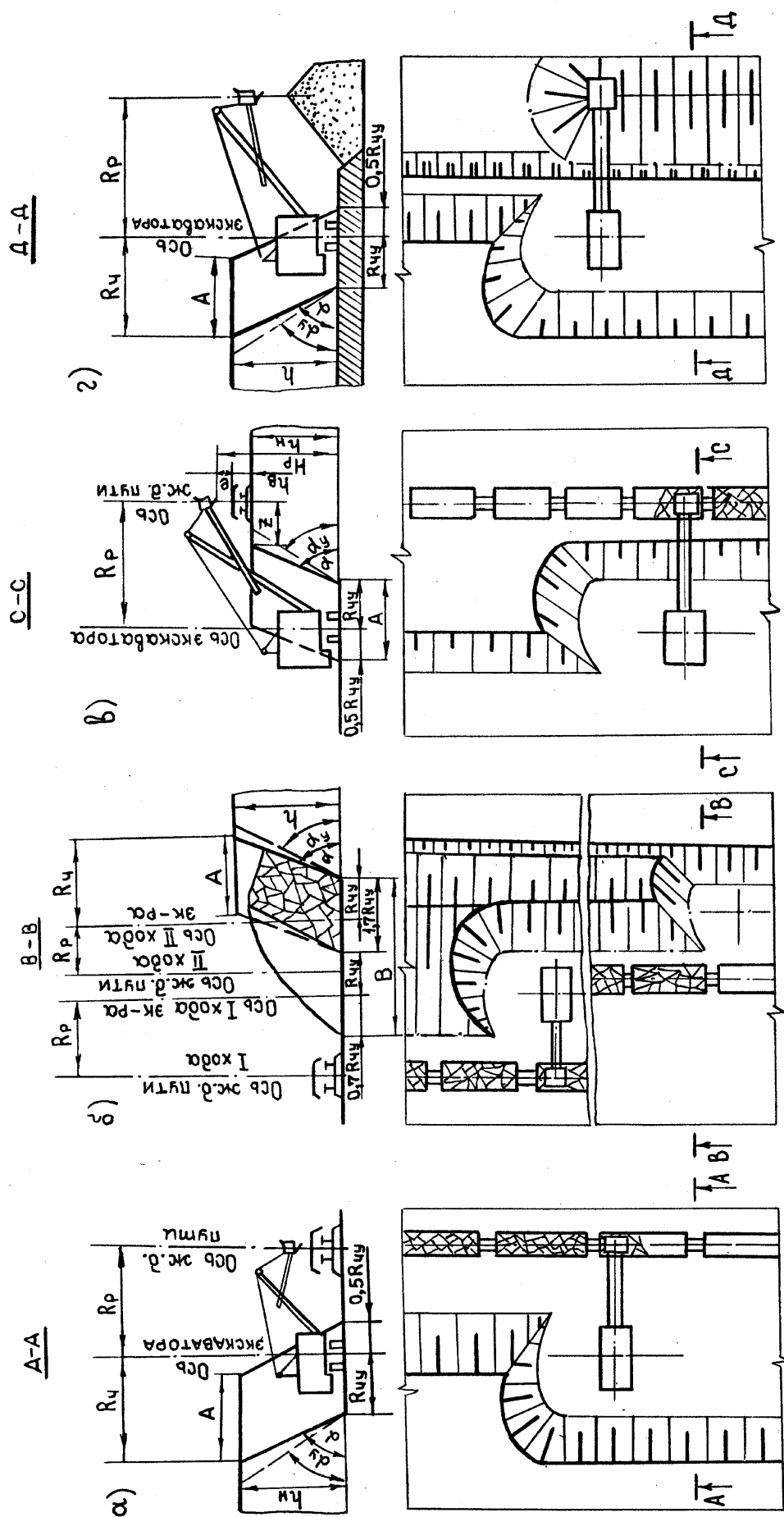


Рис. 3.6. Технологические схемы выемки пород мехлопатами в боковом забое с погрузкой горной массы

Для всех приведенных технологических схем фактические радиус черпания и радиус разгрузки определяют по формулам:

$$R_q = (0,7-0,8) R_{q \max}; \quad R_p = (0,8-0,9) R_{p \max}. \quad (3.2)$$

При этом экскаватор устанавливают на расстоянии R_{qu} от нижней бровки уступа.

3.6.1. Схема работы мехлопаты с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке мягких пород (рис. 3.6, а)

Высота уступа, м:

- максимальная по условию предупреждения образования нависей и козырьков

$$h_{\max} \leq H_{\max}. \quad (3.3)$$

- минимальная по условию наполнения ковша экскаватора

$$h_{\min} \geq 2/3 H_{нв}, \quad (3.4)$$

где $H_{нв}$ – высота расположения напорного вала экскаватора (см. табл. 3.1), м.

Ширина заходки экскаватора:

$$A_z = 1,5 R_{qu}. \quad (3.5)$$

где A – ширина заходки экскаватора, м.

Углы откоса уступа, град:

- устойчивый $\alpha_{ну} = 35 - 45$; рабочий $\alpha_n = 70 - 80$. (3.6)

3.6.2. Схема работы механической лопаты с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке взорванных пород

Параметры забоя экскаватора зависят от высоты и ширины развала взорванной горной массы. Обычно развал убирают в один или два прохода экскаватора.

Высота уступа, м:

- в массиве коренных пород $h \leq 1,5 H_{\max}$; (3.7)

- в развале $h = h_p \leq H_{\max}$, (3.8)

где h_p – высота развала, м.

Ширину заходки в массиве принимают такой, чтобы ширина развала взорванной горной массы была равной или кратной ширине заходки экскаватора по развалу, которую определяют по формуле (3.1).

Углы откоса уступа, град:

- в массиве коренных пород - устойчивый $\alpha_y = 60^0$,
- рабочий $\alpha = 75^0$;
 - в развале - устойчивый $\alpha_y = 35 - 40$,
- рабочий $\alpha = 50^0$.
- (3.9)

3.6.3. Схема работы мехлопаты с верхней погрузкой горной массы в средства транспорта при разработке мягких пород (рис. 3.6, в)

Высота уступа, м:

- максимальная по условию использования максимальной высоты разгрузки экскаватора

$$h_{max} \leq H_{p.max} - h_e - e ; \quad (3.10)$$

- минимальная по условию наполнения ковша экскаватора

$$h_{min} \geq 2/3 H_{нв} , \quad (3.11)$$

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

Радиус разгрузки, м:

$$R_p \geq R_{cy} + h_n \operatorname{ctg} \alpha_n + Z_m , \quad (3.12)$$

где Z_m – расстояние от верхней бровки уступа до оси транспортной полосы, м.

$$Z_m = h_n (\operatorname{ctg} \alpha_{ny} - \operatorname{ctg} \alpha_n) + 0,5T , \quad (3.13)$$

где T – ширина транспортной полосы, м (см. разд. 4).

Причем если R_p меньше, чем правая часть выражения (3.12), то необходимо уменьшить высоту уступа или заменить экскаватор.

Ширину заходки и углы откосов уступа определяют соответственно по формулам (3.5) и (3.6).

Данную технологическую схему можно также применять для разработки взорванных пород. В этом случае высоту уступа в массиве определяют по формулам (3.10) и (3.11), ширину заходки – по (3.1), углы откоса уступа – по (3.9).

3.6.4. Схема работы мехлопаты с нижней разгрузкой горной массы в отвал (рис. 3.6, г)

Схему применяют как при разработке мягких пород, так и разрушенных пород.

Высота уступа:

- по наносам $2/3 H_{нв} \leq h_n \leq H_{чmax}$; (3.14)

- по взорванным коренным породам $h = h_p \leq H_{чmax}$. (3.15)

Ширину заходки и углы откоса уступа по наносам определяют соответственно по формулам (3.5) и (3.6), по коренным породам – по формулам (3.1) и (3.9).

3.7. Параметры рабочей площадки

При определении параметров рабочей площадки следует исходить из того, чтобы ее ширина была минимальной. Чем меньше ширина рабочей площадки, тем меньше текущий коэффициент вскрыши, а значит и меньше себестоимость добычи единицы полезного ископаемого.

Ширина рабочей площадки (рис.3.7):

- по наносам (рис. 3.7, а)

$$Ш_{pнн} = Z_{нл} + П + Т + С + A_n; \quad (3.16)$$

- по взорванным скальным породам (рис. 3.7, б)

$$Ш_{pn} = Z_l + П + Т + С + B_p, \quad (3.17)$$

где $Z_{нл}$, Z_l – берма безопасности соответственно по наносам и скальным породам, м; $П$ – ширина рабочей площадки для размещения дополнительного оборудования ($П = 5-6$), м; $Т$ – ширина транспортной полосы (для автотранспорта $Т = 7$; для железнодорожного транспорта $Т = 5$), м; $С$ – расстояние от нижней бровки развала (уступа) до транспортной полосы ($С = 0,5-1,0$), м; B_p – ширина развала (см. разд. 2), м.

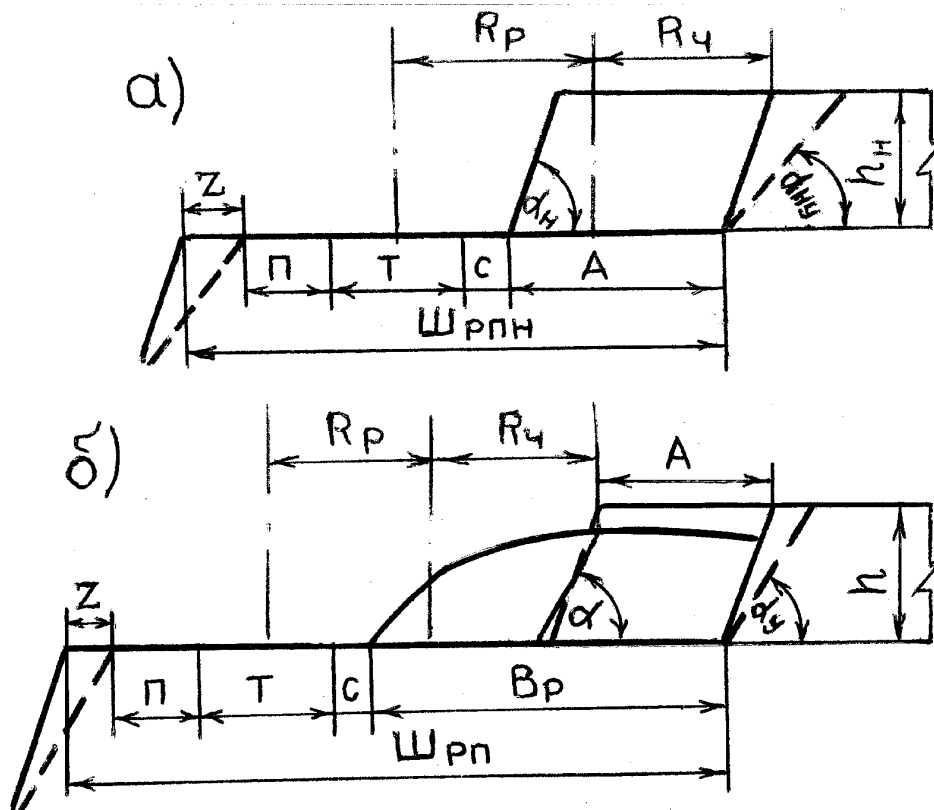


Рис. 3.7. Схема к определению ширины рабочей площадки

Берма безопасности:

- по наносам

$$Z_{нл} = h_n(\operatorname{ctg} \alpha_{yn} - \operatorname{ctg} \alpha_n) \geq 3; \quad (3.18)$$

- по коренным породам

$$Z_l = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq 3. \quad (3.19)$$

3.8. Технологические схемы выемки пород мехлопатами в траншейном забое

При проведении траншей используют следующие схемы работы механических лопат (рис. 3.8).

Данные технологические схемы можно применять как при проведении траншей по наносам, так и по коренным породам. Основными параметрами траншейного забоя являются: ширина траншеи по низу, ее глубина и углы откоса, а также место расположения экскаватора в траншее.

Как правило, экскаватор устанавливают посередине траншеи, а фактические радиус черпания и радиус разгрузки находятся в пределах, определяемых по формуле (3.2).

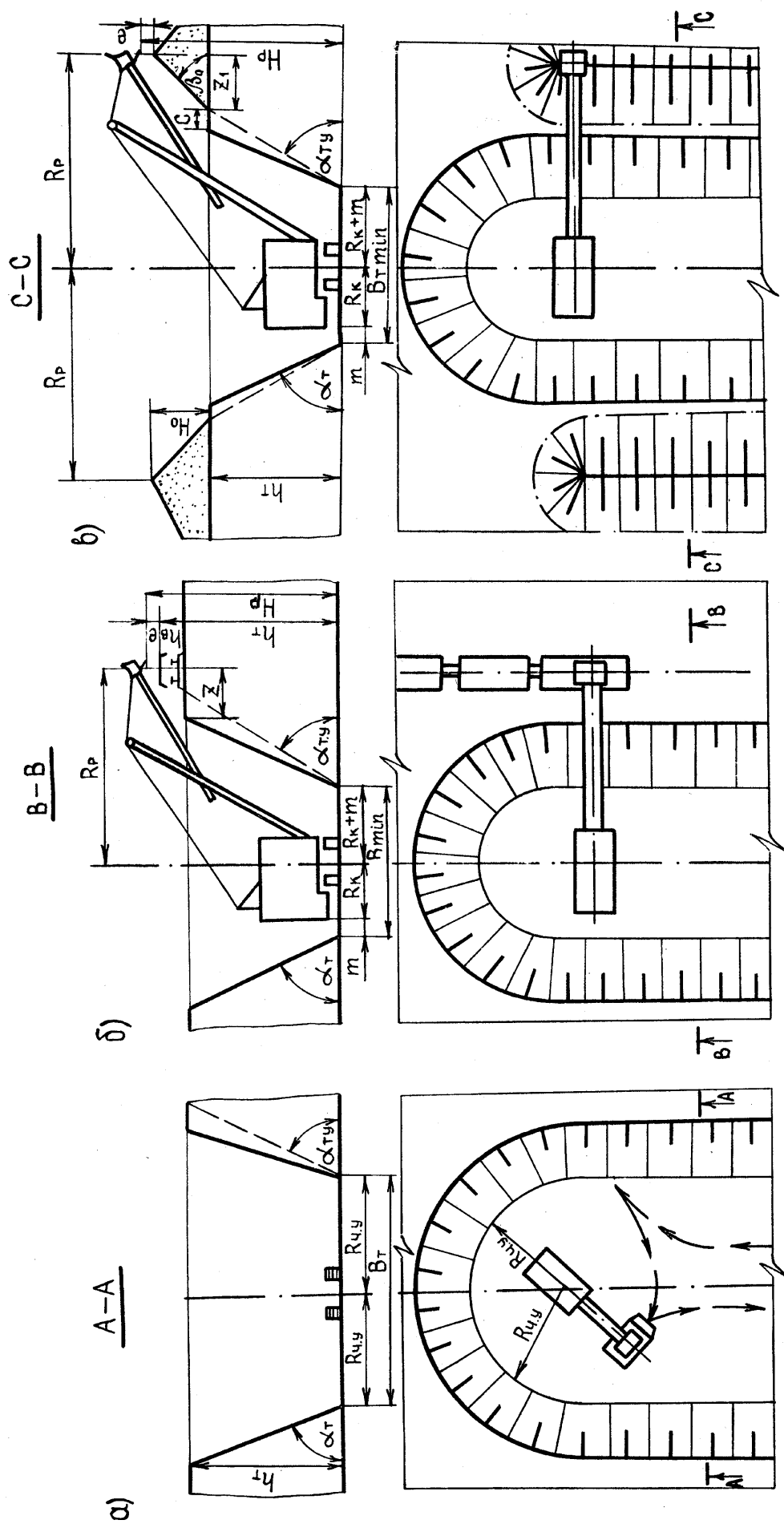


Рис. 3.8. Технологические схемы выемки пород мехлопатами в траншейном забое с погрузкой горной массы:
а – в средства транспорта на горизонте установки экскаватора; б – в средства транспорта выше горизонта уста-
новки экскаватора; в – на борт траншеи

3.8.1. Схема работы мехлопаты в траншейном забое с нижней погрузкой горной массы в средства транспорта (рис. 3.8, а)

Схему применяют в основном с использованием автомобильного транспорта, реже – с применением конвейерного и железнодорожного (рис.3.8, а).

При проведении траншеи по наносам ее глубину и углы откоса определяют по формулам (3.3) и (3.6), по коренным породам – по формулам (3.7) – (3.9).

Ширина траншеи по низу, м:

- по возможностям экскаватора:
минимальная

$$B_{T.min} = 2 (R_k + m); \quad (3.20)$$

нормальная

$$B_T = 2 R_{чy}; \quad (3.21)$$

- по требованию автотранспорта:
при петлевой схеме подачи автосамосвалов

$$B_{T.петл} = 2 (R_a + 0,5b_a + m); \quad (3.22)$$

при тупиковой схеме подачи автосамосвалов

$$B_{T.туп} = R_a + 0,5b_a + 0,5l_a + 2m, \quad (3.23)$$

где R_k – радиус вращения кузова экскаватора (см. табл.3.1), м; m – безопасный зазор между кузовом экскаватора или автосамосвала и нижней бровкой уступа ($m = 0,5-1,0$), м; R_a – радиус поворота автосамосвала (см. табл. 4.1), м; b_a – ширина автосамосвала, м (см. табл. 4.1); l_a – длина автосамосвала, м (см. табл. 4.1).

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

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

3.8.2. Схема работы мехлопаты в траншейном забое с верхней погрузкой горной массы в средства транспорта (рис. 3.8, б)

Данная схема наиболее эффективна с использованием железнодорожного транспорта.

Ширину траншеи понизу определяют по формулам (3.19) – (3.22), глубину траншеи и ее углы при проходке по наносам – по формулам (3.3), (3.6), при проведении траншеи по коренным породам – по (3.7) и (3.9).

3.8.3. Схема работы мехлопаты в траншейном забое с верхней разгрузкой горной массы на борт траншеи

В данной схеме экскаватор может разгружать породу на один или два борта траншеи (рис. 3.8, в).

Глубина траншеи по условиям размещения породы

$$h_T = H_{pmax} - H_o - e_o, \quad (3.24)$$

где h_T – глубина траншеи, м; H_o – высота отвала, м; e_o – безопасный зазор между открытым днищем ковша экскаватора и отвалом ($e_o=0,7-1,0$), м.

Высота отвала:

- при разгрузке на один борт траншеи

$$H_o = \sqrt{h_T K_p \operatorname{tg} \beta_o (B_T + h_T \operatorname{ctg} \alpha_T)}; \quad (3.25)$$

- при разгрузке на два борта траншеи

$$H_o = \sqrt{h_T K_p \operatorname{tg} \beta_o 0,5 (B_T + h_T \operatorname{ctg} \alpha_T)}, \quad (3.26)$$

где β_o – угол откоса отвала ($\beta_o = 30 - 40$), град; K_p – коэффициент разрыхления породы в развале (в мягких породах $K_p = 1,1$; в разрушенных $K_p = 1,35$).

Ширину траншеи определяют по формулам (3.19) и (3.20), углы откоса бортов траншеи при проведении ее по наносам – по формуле (3.6), по коренным породам – по (3.9).

3.9. Технологические схемы выемки пород драглайнами

Выемку мягких и мелкозсорванных пород драглайнами производят в основном в торцевом и траншейном забоях (рис. 3.9).

Расчет технологической схемы выемки пород драглайнами заключается в определении ширины заходки, высоты вскрышного уступа, углов откоса и места установки экскаватора.

3.9.1 Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на кровле уступа

Данная схема обеспечивает максимальную производительность драглайна. Это достигается за счет того, что угол поворота экскаватора (рис. 3.9, а) от места черпания породы до места ее разгрузки является минимальным.

Высоту уступа устанавливают по глубине копания с учетом расположения драглайна на кровле за пределами призмы обрушения при угле наклона плоскости забоя к горизонту $\beta = 30-60^\circ$ (см. рис.3.1, г):

$$h \leq H_q, \quad (3.27)$$

Ширина заходки экскаватора:

$$A_3 = R_q(\sin \varphi_1 + \sin \varphi_2), \quad (3.28)$$

где φ_1, φ_2 - углы поворота драглайна от оси его хода соответственно в сторону массива и выработанного пространства ($\varphi_1 \approx \varphi_2 = 30 \div 45$), град.

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

$$A_3 = R_q \sin \varphi_2. \quad (3.29)$$

Углы откоса уступа, град:

- по наносам - рабочий $\alpha_n = 60^\circ$, устойчивый $\alpha_{ny} = 40^\circ$; (3.30)

- по взорванной породе - рабочий $\alpha = 50^\circ$,
- устойчивый $\alpha_y = 35-40^\circ$, (3.31)

- по коренным породам - рабочий $\alpha = 75^\circ$,
- устойчивый $\alpha_y = 60^\circ$. (3.32)

3.9.2. Схема работы драглайна в торцевом забое с расположением его на промежуточной площадке

Применяют с целью более полного использования параметров экскаватора и увеличения высоты уступа (рис. 3.9, б).

Высота уступа, м:

$$h \leq h_n + h_e, \quad (3.33)$$

где h_e, h_n - соответственно высота верхнего и нижнего подуступов, м.

$$h_n = (0,7-0,8) H_k; \quad h_e = (0,4-0,8) H_p. \quad (3.34)$$

Ширину заходки определяют по формуле (3.27), а углы откоса уступа по формулам (3.29) – (3.31). При этом угол откоса забоя верхнего подустапа для предотвращения скольжения ковша не должен превышать 25 градусов.

При расчете производительности драглайна, работающего по данной схеме, следует помнить, что при верхнем черпании производительность экскаватора на 10 - 15% ниже, чем при нижнем черпании.

3.9.3. Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на почве уступа

Из-за низкой производительности драглайна данную схему применяют редко, в основном при разработке неустойчивых пород (рис. 3.9, в).

Высота уступа, м:

$$h = (0,7-0,8) H_p . \quad (3.35)$$

Ширину заходки определяют по формуле (3.27), а углы откоса уступа - по формулам (3.29) – (3.31).

3.9.4. Схема работы драглайна в траншейном забое при установке его на кровле уступа

При проведении траншей драглайн в зависимости от его параметров и параметров траншеи располагают либо по оси траншеи, либо ближе к одному из ее бортов. При этом отвалы могут располагаться как на одном, так и на двух бортах траншеи (рис. 3.9, г).

Глубина траншеи, м:

$$h_T \leq H_{k \max} . \quad (3.36)$$

Ширину траншеи по низу определяют по формуле (3.27) или (3.28), а углы откоса траншеи – по формулам (2.29) и (2.31).

3.10. Производительность экскаваторов

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

Паспортную производительность экскаватора определяют только конструктивными параметрами машины:

$$Q_{\text{эн}} = 3600 E / t_{\text{цн}} , \quad (3.37)$$

где E – вместимость ковша, м³; $t_{цп}$ – паспортная продолжительность цикла (см. табл.3.1), с.

Технической производительностью является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях:

$$Q_{эч} = 3600 E K_э K_з / t_ц, \quad (3.38)$$

где $Q_{эч}$ – техническая производительность экскаватора, м³/ч; $K_з$ – коэффициент влияния параметров забоя (для торцевого забоя $K_з=0,9$; для тупикового $K_з=0,8$); $K_э$ – коэффициент экскавации; $t_ц$ – время цикла экскаватора в конкретных горно-геологических условиях, с:

$$t_ц = (1,1-1,2) t_{цп}. \quad (3.39)$$

$$K_э = K_{нк} / K_{рк}, \quad (3.40)$$

где $K_{нк}$ – коэффициент наполнения ковша (для наносов $K_{нк}= 9,5-1,1$; для взорванных пород $K_{нк}= 0,7-0,95$); $K_{рк}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (для наносов $K_{рк}=1,1-1,2$; для взорванных пород $K_{рк}=1,3-1,45$).

Сменная производительность характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы:

$$Q_{э.см} = Q_{эч} T_{см} K_{иэ}, \quad (3.41)$$

где $Q_{э.см}$ – сменная производительность экскаватора, м³/смену; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 8$), ч; $K_{иэ}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены (табл.3.2).

Таблица 3.2

Значения коэффициента $K_{иэ}$

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

Суточная производительность экскаватора, м³/сутки:

$$Q_{э.сут} = n_{см} Q_{э.см}, \quad (3.42)$$

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

Годовая производительность экскаватора, м³/год:

$$Q_{э.год} = n_{год} Q_{э.сут}, \quad (3.43)$$

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

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение выемочно –погрузочным работам.
2. Назовите технологические параметры экскаваторов.
3. Дайте определение рабочим параметрам экскаваторов.
4. Назовите типы забоев экскаваторов и дайте им характеристику.
5. Назовите типы заходов экскаваторов и дайте им характеристику.
6. Дайте технологическую характеристику схемам работы механической лопаты в боковом забое, в траншейном забое.
7. Назовите основные параметры забоя мехлопаты, драглайна.
8. Назовите формулы для определения высоты уступа и ширины заходки бокового забоя механической лопатой по наносам, по коренным породам.
9. Назовите основные параметры траншеи, сооружаемой мехлопатой при погрузке горной массы в средства транспорта на уровне стояния экскаватора, как они определяются?
10. Дайте определение паспортной (теоретической), технической и эксплуатационной производительности экскаваторов.

Литература: [8, с. 110-129, 151-189; 7, с. 70-236; 6, с. 231-243; 9, с. 170-175, 185-189].

4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ЦИКЛИЧНОГО ТРАНСПОРТА

4.1. Общие сведения

Карьерный транспорт предназначен для перевозки горной массы от забоев к пунктам разгрузки и является связующим звеном в общем технологическом процессе. Ему присущи следующие особенности: значительный объем и сосредоточенная направленность перемещения карьерных грузов при относительно небольшом расстоянии транспортирования; периодический перенос забойных и отвальных путей в процессе работы карьера; значительная крутизна преодолеваемых подъемов в груженом направлении.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется *грузооборотом карьера*, который определяется *количеством груза, перемещаемого в единицу времени*. Различают часовой, сменный, суточный и годовой грузообороты карьера:

$$P_{cp} = V / T, \quad (4.1)$$

где V – объем горной массы, перевозимой за время T .

Грузооборот (или его часть), характеризуемый устойчивым во времени направлением, называется грузопотоком. Грузопоток может быть *сосредоточенным*, когда все грузы перемещают из карьера в одном направлении по одним транспортным коммуникациям, и *рассредоточенным*, когда не соблюдается это условие.

Транспортные коммуникации характеризуются планом и профилем трассы. *План трассы* (горизонтальная проекция трассы) состоит из прямых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми. *Продольный профиль* (вертикальная проекция) трассы состоит из подъемов и спусков и горизонтальных участков. Величина подъема (уклона) i измеряется тангенсом его угла, выраженным в тысячных долях (*промиллях* ‰)

$$i = 1000 \operatorname{tg} (h_n / l), \quad (4.2)$$

где h_n – высота подъема (спуска) на участке длиной l , м.

Максимальный уклон i_p в грузовом направлении *называется ограничивающим (руководящим)*. Обычно этот уклон находится в выездной траншее.

По принципу действия весь карьерный транспорт делится на два вида: *непрерывный* (конвейерный, трубопроводный, канатные дороги);

циклический (железнодорожный, автомобильный, скиповый, конвейерные поезда, пневмоконвейерный, гравитационный). Из всех этих видов в настоящее время наибольшие объемы горной массы на карьерах перевозят автомобильным и железнодорожным транспортом, предпочтительные условия которых приведены в табл. 4.1, а характеристика подвижного состава железнодорожного транспорта в табл. 4.2-4.4.

4.2. Расчет подвижного железнодорожного транспорта

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

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

$$Q_B = \frac{P_{cy} g (1000\psi - \omega'_o \pm \omega_{ip} - \omega_R)}{\omega''_o \pm \omega_{ip} + \omega_R}; \quad (4.3)$$

$$Q_T = \frac{P_{cy} g (1000\psi_{mp} - \omega'_o \pm \omega_{i np} - \omega_{mp} - 108a)}{\omega''_o \pm \omega_{i np} + \omega_{mp} + 108a}, \quad (4.4)$$

где Q_B , Q_T - масса прицепной части поезда соответственно для условия равномерного движения и трогания, т; P_{cy} - сцепная масса локомотива, т; g - ускорение свободного падения, $9,81 \text{ м/с}^2$; ψ , ψ_{mp} - коэффициент сцепления приводных колес локомотива с рельсами соответственно при равномерном движении поезда и при трогании с места ($\psi = 0,22-0,24$ и $\psi_{mp} = 0,24-0,28$ - для электровозов постоянного тока, работающих от сети напряжения 3000 В; $\psi = 0,25-0,26$ и $\psi_{mp} = 0,3-0,35$ - для электровозов переменного тока и электровозов постоянного тока, работающих от сети напряжения 1500 В); ω'_o и ω''_o - основное удельное сопротивление движению на прямом горизонтальном участке пути соответственно локомотива и вагона (в приближенных расчетах допускается принимать $\omega_o \approx \omega'_o \approx \omega''_o = 20-30 \text{ Н/кН}$ для постоянных путей, для передвижных - на 20-25% больше), Н/кН; ω_{ip} - дополнительное удельное сопротивление движению от уклона пути (численно равно величине уклона пути, выра-

Таблица 4.1

Предпочтительные условия применения основных видов колесного транспорта

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

Таблица 4.2

Технологические параметры карьерных электровозов и тепловозов

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

Таблица 4.3

Технологические параметры тяговых агрегатов

Показатели	Тяговые агрегаты постоянного тока		Тяговые агрегаты переменного тока				
	ПЭ-2М	ПЭ-3Т	ОПЭ-1	ОПЭ-1А	ОПЭ-1Б	ОПЭ-2	EL-20
Сцепной вес, кН	3680	3720	3600	3720	3720	3720	3720
Состав тягового агрегата	ЭУ+МД+ +МД(БС)	ЭУ+ДС+ +МД(БС)	ЭУ+ДС+МД(БС)				
Часовой режим: мощность, кВт сила тяги, кН скорость, км/ч	5460/2570	5410/2160	6480	5325	5325	5325	5520
	694	662	810	662,4	662,4	662,4	690
	28,9/3,6	29,5	26,5	29,8	29,8	29,8	28,0
Наибольшая скорость, км/ч	65,0	65,0	65,0	65,0	65,0	65,0	50,0
Номинальное напряжение сети, кВ	3,0/1,5	3,0/1,5	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Нагрузка от оси на рельсы, кН	310	310	300	310	310	310	310
Длина по осям автосцепок, мм	51306	51306	59900	51300	51300	51300	52300
Минимальный радиус кривой, м	80	80	80	80	80	80	80

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

Таблица 4.4

Техническая характеристика вагонов для перевозки карьерных грузов

Показатели	Д у м п к а р ы						Универсальные полувагоны		
	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-136	ВС-145	2ВС-180	ПС-63	ПС-94	ПС-125
Грузоподъемность, т	60,0	85,0	105,0	136,0	145,0	180,0	63,0	94,0	125,0
Вместимость, м ³	30,0	38,0	48,5	68,0	68,0	58,0	73,0	106,0	140,0
Масса, т	27,0	35,0	48,0	67,5	78,0	68,0	22,7	32,9	46,9
Коэффициент тары	0,45	0,41	0,46	0,5	0,54	0,38	0,36	0,35	0,375
Число осей	4	4	6	8	8	8	4	6	8
Нагрузка на рельсы от оси, кН	212,7	294,0	256,0	249,0	273,17	304,0	213,0	201,0	215,0
Ширина кузова наружная, мм	3210	3520	3750	3460	3500	3460	3130	3200	3130
Высота от поверхности рельса, мм	2860	3236	3241	3620	3635	3285	3482	3790	3970
Длина по осям автосце- пок, мм	11830	12170	14900	17630	17630	17580	13920	16400	20240

женного в *промилях*, например, при уклоне пути $i = 25\text{‰}$ $\omega_i = 25$), Н/кН; ω_R - дополнительное удельное сопротивление движению от кривизны пути (для кривой с радиусом $R \geq 300$ м на постоянных путях $\omega_{RCT} = 700/R$, на передвижных - $\omega_{RП} = 1300/R$; для кривой с радиусом $R < 300$ м на постоянных путях $\omega_{RCT} = 900/(100 + R)$; на руководящем уклоне, выполняемом, как правило, прямолинейным, $\omega_R = 0$), Н/кН; ω_{mp} - удельное сопротивление при трогании поезда с места для подвижного состава (на подшипниках скольжения $\omega_{mp} = 800 / q'_o$, на подшипниках качения $\omega_{mp} = 200 / q'_o$, здесь q'_o - нагрузка от оси на рельсы, кН), Н/кН; ω_{inp} - удельное сопротивление от приведенного уклона, Н/кН; $\alpha = 0,025 \div 0,05$ - ускорение при трогании, м/с².

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

$$\omega_{inp} = \omega_{imp} + \omega_R, \quad (4.5)$$

где ω_{imp} - удельное сопротивление от уклона трогания, Н/кН.

Число вагонов (думпкаров) в составе поезда находят по меньшему из значений прицепной массы поезда Q_B , Q_T (см. формулы (4.3) и (4.4) по выражению:

$$n_q = Q / (q_T + q_{zp}), \quad (4.6)$$

где n_g - число думпкаров в составе поезда, шт.; q_T - собственная масса думпкара, т; q_{zp} - фактическая грузоподъемность думпкара, т.

При полном использовании вместимости думпкара его грузоподъемность определяют по выражению

$$q_{zp}^V = V_n K_{ш} \rho_{\Gamma} / K_{РД}, \quad (4.7)$$

где V_n - паспортная геометрическая вместимость думпкара, м³; $K_{ш}$ - коэффициент наполнения думпкара «с шапкой» ($K_{ш} = 1,12 - 1,17$); ρ_{Γ} - плотность транспортируемой горной массы в целике, т/м³; $K_{РД}$ - коэффициент разрыхления породы в кузове думпкара ($K_{РД} = 1,25 - 1,35$).

Возможны два случая, когда при

$$q_{zp}^V \leq q_{П}, \quad V_{\partial} = V_n K_{ш} / K_{РД}, \quad q_{zp} = q_{zp}^V, \quad (4.8)$$

$$q_{zp}^V > q_{П}, \quad V_{\partial} = q_{П} K_{РД} / \rho_{\Gamma}, \quad q_{zp} = q_{П}, \quad (4.9)$$

где q_{Π} – паспортная грузоподъемность думпкара, т; V_{∂} – фактическая вместимость думпкара, м³.

В первом случае (формула 4.8) загрузку думпкара осуществляют по объему, а во втором (формула 4.9) – по паспортной грузоподъемности с недоиспользованием вместимости думпкара.

Фактический коэффициент тары думпкара определяют по выражению:

$$K_T = q_T / q_{ГР}. \quad (4.10)$$

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

Тогда полезная масса груза в прицепной части поезда будет равна:

$$Q_{ГР} = n_{\partial} q_{ГР}. \quad (4.11)$$

где $Q_{ГР}$ – полезная масса груза, перевозимого поездом, т.

Объем породы, перевозимой одним локомотивосоставом составит

$$V_{ГР} = n_{\partial} V_{\partial}. \quad (4.12)$$

Длина локомотивосостава:

$$L_{лс} = n_{\partial} l_{\partial} + L_{л}, \quad (4.13)$$

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

Число рейсов локомотивосостава за час:

$$N_p = 60 / T_p, \quad (4.14)$$

где T_p – продолжительность рейса, мин.

$$T_p = t_{ног} + t_{зр} + t_{раз} + t_{нор} + t_{ожс}, \quad (4.15)$$

где $t_{ног}$, $t_{раз}$ – соответственно время погрузки и разгрузки локомотивосостава, мин; $t_{зр}$, $t_{нор}$ – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; $t_{ожс}$ – время простоев локомотивосостава в ожидании погрузки, разгрузки и на остановках на отдельных пунктах за один рейс ($t_{ожс}=5-10$), мин.

$$t_{ног} = V_{зр} t_{\psi} / 0,9 E K_n 60, \quad (4.16)$$

или

$$t_{ног} = 60 V_{зр} / Q_{\psi\psi}, \quad (4.17)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ; t_u – продолжительность цикла экскаватора, с; K_n – коэффициент наполнения ковша экскаватора; $Q_{эч}$ – часовая производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$ (см. разд. 3).

$$t_{раз} = n_o \tau_p, \quad (4.18)$$

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

$$t_{зр} = 60 (L_{заб}/V_{зз} + L_{мп}/V_{мпз} + L_{см}/V_{см} + L_{зо}/V_{зз} + L_{ом}/V_{оз}), \quad (4.19)$$

$$t_{нор} = 60 (L_{ом}/V_{он} + L_{зо}/V_{зн} + L_{см}/V_{сн} + L_{мп}/V_{мпн} + L_{заб}/V_{зн}), \quad (4.20)$$

где $L_{заб}$ – средневзвешенная длина забойных передвижных путей на год максимального развития горных работ ($L_{заб} = \sum L_{заб.i} Q_i / \sum Q_i$, где $L_{заб.i}$ – средняя длина транспортирования по забойным путям от i -го экскаватора, км; Q_i – производительность i -го экскаватора), км; $L_{ом}$ – средневзвешенная длина отвальных путей (принимают согласно заданию, обычно $L_{ом} = 1,5-2,0$), км; $L_{см}$ – длина стационарных поверхностных путей ($L_{см}$ равна расстоянию от карьера до отвала), км; $L_{мп}$ – длина транспортирования по стационарным путям во внешней и внутренних капитальных траншеях ($L_{мп} = 1000 H_{i,max} / i_p$, где $H_{i,max}$ – глубина карьера (м) на год максимального развития горных работ (принимают согласно заданию), км; i_p – величина уклона траншеи (обычно $i_p = 30-40 \text{ } ^\circ/\text{оо}$); $L_{зо}$ – длина заезда по стационарным путям на отвал ($L_{зо} = 1000 H_o / i_p$, где H_o – высота отвала, м, см. разд. 6, обычно $H_o = 30-60$ м), км; $V_{зз}$, $V_{мпз}$, $V_{см}$, $V_{зз}$, $V_{оз}$, $V_{зз}$, $V_{мпн}$, $V_{сн}$, $V_{зн}$, $V_{он}$ – соответственно средняя скорость движения по передвижным забойным, стационарным путям, в траншее, на поверхности, заезда на отвал, передвижным отвальным путям в грузовом и порожнем направлениях ($V_{зз} \approx V_{зн} \approx V_{оз} \approx V_{он} \approx V_{мпз} = 15-20$; $V_{см} = 25-30$; $V_{сн} \approx V_{мпн} = 35-40$), км/ч.

Техническая производительность локомотивосостава, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{лч} = V_{зр} N_p. \quad (4.21)$$

Эксплуатационная производительность локомотивосостава:

- сменная, $\text{м}^3/\text{смену}$:

$$Q_{л см} = V_{зр} N_p T_{см} K_u; \quad (4.22)$$

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

$$Q_{л сут} = Q_{л см} n_{см}; \quad (4.23)$$

- годовая, $\text{м}^3/\text{год}$:

$$Q_{л год} = Q_{л сут} n_{год}, \quad (4.24)$$

где $T_{см}$ – продолжительность работы железнодорожного транспорта в смену ($T_{см} = 8$), ч; K_u – коэффициент использования локомотивосо-

става в течение смены ($K_u = 0,85-0,95$); $n_{см}$ - число смен в сутки (согласно режиму работы предприятия, обычно $n_{см} = 3$); $n_{год}$ - число рабочих дней локомотивосостава в году ($n_{год} = 252$).

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

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

- для однопутного перегона, пар поездов/смену:

$$N_{но} = T_{см} / (L_n / V_{nз} + L_n / V_{nn} + 2\tau), \quad (4.25)$$

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

$$N_{nз} = T_{см} / (L_n / V_{nз} + \tau), \quad (4.26)$$

- для двухпутного перегона в порожнем направлении, поездов/смену:

$$N_{nn} = T_{см} / (L_n / V_{nn} + \tau), \quad (4.27)$$

где $V_{nn}, V_{nз}$ - соответственно скорость движения поездов по ограничивающему перегону в порожнем и грузовом направлениях, км/ч; L_n - длина ограничивающего перегона, км; τ - время на связь (при автоматической связи $\tau = 0$, при телефонной - $\tau = 0,05-0,1$, ч).

Обычно длина ограничивающего перегона равна длине капитальной траншеи

$$L_n = L_{км} = 1000 H_{км} / i_p, \quad (4.28)$$

где $H_{км}$ - глубина заложения внешней капитальной траншеи (согласно заданию), м.

В этом случае $V_{nn} = V_{тпн}$, $V_{nз} = V_{тпз}$.

Провозная способность - это количество груза, которое может быть перевезено по ограничивающему перегону за единицу времени, м³/смену:

$$M_{см} = N_n V_{зр} / K_{пн}, \quad (4.29)$$

где N_n - пропускная способность пути за смену; $K_{пн}$ - коэффициент резерва пропускной способности ($K_{пн} = 1,2-1,25$); $V_{зр}$ - объем груза, перевозимого одним локомотивосоставом, м³.

Провозная способность ограничивающего перегона должна быть больше или равна величине планового грузооборота карьера (м³) в смену:

$$M_{см} \geq P_{зр.см}. \quad (4.30)$$

В противном случае необходимо либо увеличивать количество путей на ограничивающем перегоне, либо уменьшать длину перегона, либо добиваться увеличения скорости движения поездов за счет улучшения качества пути, либо принимать локомотив с большим сцепным весом, либо уменьшать плановые объемы вскрышных и добычных работ.

Основным рабочим документом по организации движения является *параллельный график поездов*, предусматривающий их движение в одном направлении с одинаковой скоростью (рис. 4.1).

Различают *плановый график* (А-ВС-С), который является расписанием движения поездов, и *исполнительный график*, который детально фиксирует весь цикл движения (А-ВС-ДЕ-О).

Исполнительный график движения строят следующим образом. По горизонтали наносят интервалы времени через 10 минут на смену или сутки, а по вертикали – схему путевого развития в соответствующем масштабе. Затем по ранее определенному времени погрузки, разгрузки и движения в порожнем и грузовом направлениях для каждого поезда строят график. При этом движение поездов изображают наклонными, а остановки – горизонтальными линиями. На однопутном перегоне линии движения поездов противоположных направлений не могут пересекаться, так как встреча поездов в этих точках исключается. Величину станционных интервалов определяют по табл. 4.5.

В случае, если на однопутном перегоне поезда отправляют в одном направлении один за другим (пакетом), то их разграничивают не менее чем одним разделительным пунктом.

На двухпутном перегоне линии движения порожних и грузовых поездов, идущих в противоположных направлениях, пересекаются.

Таблица 4.5

Станционные интервалы

Способ связи при обслуживании поездов	Обслуживание стрелок	Интервалы, мин		
		при скрещении	при неодновременном прибытии	при попутном следовании
Автоматическая блокировка	централизованное	2	3	2
Полуавтоматическая блокировка	ручное	3	3	2
Телефон	ручное	6	4	4

4.3. Расчет автомобильного транспорта

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

Тип автосамосвала рекомендуется выбирать исходя из дальности транспортирования горной массы из забоя к месту ее отвалообразования или складирования и рационального соотношения вместимостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора, применяемого на погрузке (табл.4.6 и 4.7 или по рекомендациям [5, табл. 4.33]).

Таблица 4.6

Условия применения автосамосвалов

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

Технологический расчет автотранспорта выполняют либо по открытому циклу (с направлением порожнего автосамосвала к свободному экскаватору), или чаще всего по закрытому циклу (с закреплением автосамосвалов за конкретным экскаватором).

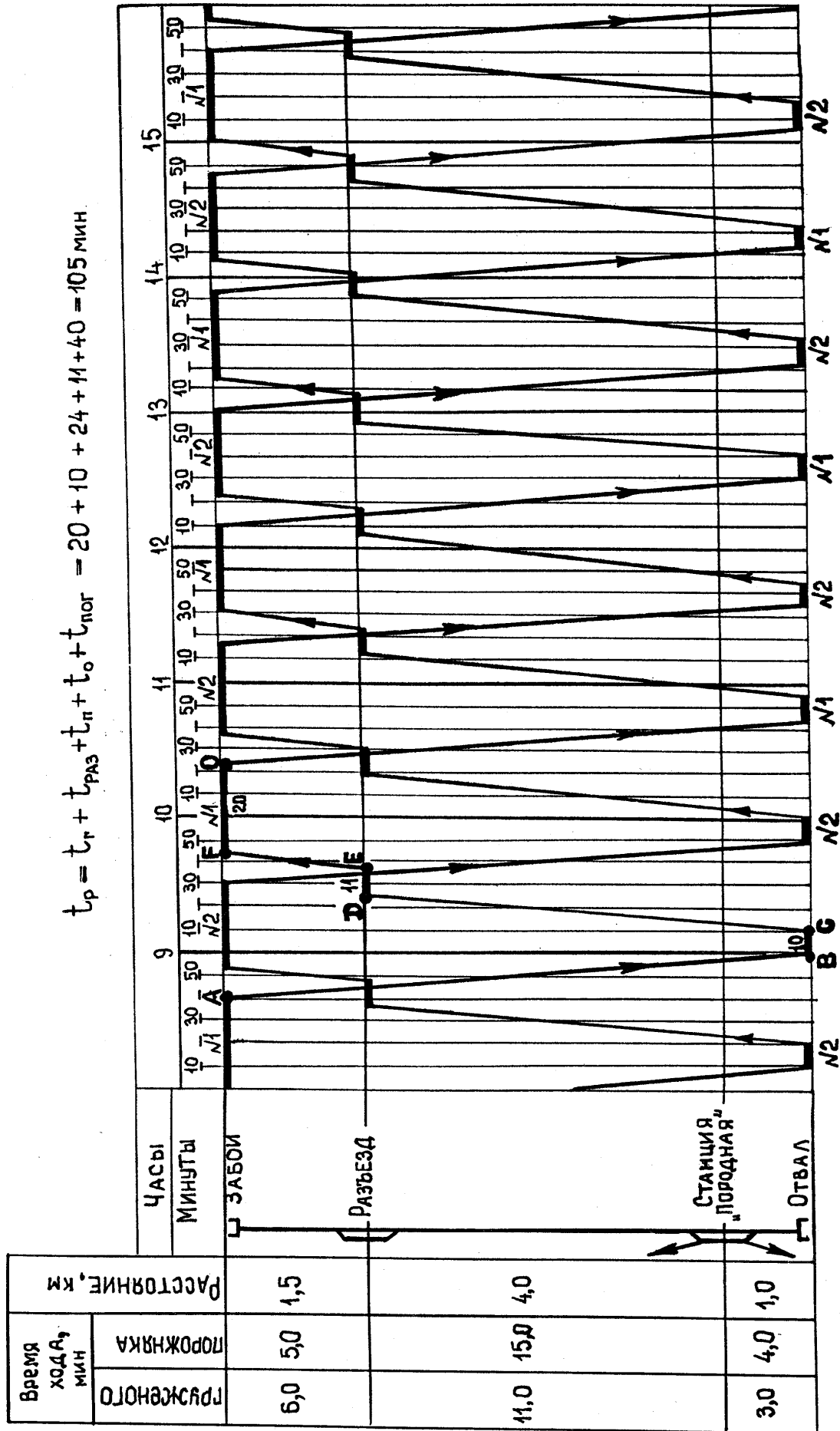


Рис. 4.1. График движения поездов

Таблица 4.7

Технологические параметры карьерных автосамосвалов

Показатели	КрАЗ- 256Б1С	КрАЗ 6505	МоАЗ- 6507	МоАЗ- 7505	БелАЗ- 540А	БелАЗ- 7540	БелАЗ- 7526	БелАЗ- 548А	БелАЗ- 7523	БелАЗ- 7548	БелАЗ- 7527
Грузоподъ- емность, т	12	15,5	20	23	27	30	30	40	42	42	42
Масса автомобиля, т	11,27	11,6	19	19,8	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	29,48
Вместимость кузова, м ³	6,0	8,0	11,5	14,5	15	15	19	21	21	21	27,4
Колесная формула	6x4	6x4	4x4	4x4	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2	4x2
Габариты, м: длина ширина высота	8,2 2,65 2,83	8,02 2,5 3,0	7,54 3,25 3,35		7,25 3,48 3,58	7,133 3,48 3,56	7,435 3,48 3,62	8,12 3,787 3,91	8,12 3,787 3,83	8,12 3,787 3,845	8,25 3,787 4,035
Мощность двигателя, кВт	176	206	220	243	265	309	265	368	368	405	368
Модель двигателя					ЯМЗ- 240	ЯМЗ- 240НМ2	ЯМЗ- 240М2	ЯМЗ- 240Н	ЯМЗ- 240НМ2	ЯМЗ- 8401	ЯМЗ- 240НМ1
Минимальный радиус поворота, м	10,5	11,0	11,0	11,0	8,5	8,7	8,7	10,2	10,2	10,2	10,2
Трансмиссия	механическая				гидромеханическая						

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

$$N_a = T_p / t_{noz}, \quad (4.31)$$

где T_p – продолжительность рейса, мин; t_{noz} – продолжительность погрузки автосамосвала, мин.

$$T_p = t_{noz} + t_{zp} + t_p + t_{nop} + t_m, \quad (4.32)$$

где t_{zp} , t_{nop} – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; t_p – время разгрузки автосамосвала, мин; t_m – продолжительность маневрирования автосамосвала в забое и пункте разгрузки, мин.

$$t_{noz} = n_k t_{\psi}, \quad (4.33)$$

где n_k – число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала; t_{ψ} – продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

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

$$t_{noz} = 60 V_a K_{\text{ш}} / 0,9 Q_{\text{чз}}, \quad (4.34)$$

или

$$t_{noz} = 60 q_a / Q_{\text{чз}} \rho_{\text{зм}}, \quad (4.35)$$

где $K_{\text{ш}} = 1,1-1,15$ – коэффициент, учитывающий загрузку автосамосвала «с шапкой».

$$t_{zp} = 60 K_{pm} (L_{\text{заб}}/V_{\text{зз}} + L_{\text{мп}}/V_{\text{мпз}} + L_n/V_{\text{нз}} + L_{\text{зо}}/V_{\text{зог}} + L_{\text{ом}}/V_{\text{ог}}), \quad (4.36)$$

$$t_{nop} = 60 K_{pm} (L_{\text{ом}}/V_{\text{он}} + L_{\text{зо}}/V_{\text{зон}} + L_n/V_{\text{нп}} + L_{\text{мп}}/V_{\text{мпп}} + L_{\text{заб}}/V_{\text{зп}}), \quad (4.37)$$

где $L_{\text{заб}}$, $L_{\text{ом}}$, $L_{\text{зо}}$, $L_{\text{мп}}$, L_n – соответственно средневзвешенная длина временных забойных и отвальных автодорог, заезда на отвал, магистральных дорог в траншее и на поверхности (согласно заданию), км; K_{pm} – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{pm} = 1,1$); $V_{\text{зз}}$, $V_{\text{ог}}$, $V_{\text{зог}}$, $V_{\text{мпз}}$, $V_{\text{нз}}$ и $V_{\text{зп}}$, $V_{\text{он}}$, $V_{\text{зон}}$, $V_{\text{мпп}}$, $V_{\text{нп}}$ – соответственно скорости движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях по временным забойным, отвальным автодорогам, заезду на отвал, магистральным дорогам в траншее и на поверхности, км/ч (табл.4.8).

Скорости движения и основные удельные сопротивления
движению автосамосвала

Д о р о г и	Скорости движения автосамосвала, км/ч		Основное удель- ное сопротивле- ние движению, Н/кН
	с грузом	без груза	
Магистральные:			
• бетонные	34 – 45	45 – 50	15 – 20
• щебеночные	30 – 32	36 – 42	30 – 45
Отвальные	14 – 17	16 – 19	до 150
Забойные	11 – 13	14 – 15	50 – 80
В наклонных выработках с уклоном 80 ‰:			
• бетонные	16 – 18	30 – 35	15 – 20
• щебеночные	12 – 14	25 – 30	30 – 45

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

Продолжительность маневров при погрузке автосамосвала зависит в основном от схемы подъезда и находится в пределах 0–1,17; 0,33–0,41; 0,83–1,0 мин соответственно для сквозной, петлевой и тупиковой схем (см. рис. 4.2). При разгрузке автосамосвала продолжительность маневров составляет 0,66–0,83 мин.

Число рейсов автосамосвала в час:

$$N_p = 60 / T_p . \quad (4.38)$$

Производительность автосамосвала:

- техническая, м³/ч:

$$Q_{ач} = q_a N_p K_z K_{pa} / \rho_n . \quad (4.39)$$

- эксплуатационная

$$\text{- сменная, м}^3\text{/смену:} \quad Q_{a.см} = Q_{a.ч} T_{см} K_{ua}, \quad (4.40)$$

$$\text{- суточная, м}^3\text{/сутки:} \quad Q_{a.сут} = Q_{a.см} n_{см}, \quad (4.41)$$

$$\text{- годовая, м}^3\text{/год:} \quad Q_{a.год} = Q_{a.сут} n_{год}, \quad (4.42)$$

где K_z – коэффициент использования грузоподъемности ($K_z = q_{зр} / q_a$, где $q_{зр}$, q_a – соответственно фактическая и паспортная грузоподъемность автосамосвала, т); K_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала;

ρ_n – плотность перевозной породы в целике, т/м³; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см}=8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутках ($n_{см}=3$); $n_{год}$ – число рабочих дней в году ($n_{год}=252$); $K_{иа}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{иа}=0,7 \div 0,8$).

Пропускная способность автодороги – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени (за час) в одном направлении:

$$N_n = 60 K_{нд} / t_m = 1000 \nu K_{нд} n / l_б \geq N_p N_{ар}, \quad (4.43)$$

где $K_{нд}=0,5-0,8$ – коэффициент неравномерности движения; t_m – интервал времени между автомобилями, мин; $l_б$ – интервал между автосамосвалами, м; ν – скорость движения автомобиля по ограничивающему перегону ($\nu_{гр} = 16 - 18$), км/ч; n – число полос движения в одном направлении.

$$l_б = 0,278 \nu t_p + [3,9(1-\nu) \nu^2 / (1000 \psi_m + \omega_o \pm i)] + l_m, \quad (4.44)$$

где $t_p=1-2$ – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие, с; ν – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией при движении с грузом $\nu = 0,03-0,01$; при движении порожняком $\nu = 0,085-0,07$; для автомобилей с электромеханической трансмиссией $\nu = 0,1-0,15$; $\psi_m = 0,2-0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении; ω_o – основное удельное сопротивление движению автомобиля (см. табл. 4.8), Н/кН; i – уклон автодороги, ‰; l_m – длина автосамосвала, м.

Провозная способность автодороги:

$$M = N_n q_a K_2 K_p / \rho_v f \geq V_{зм.ч} \quad (4.45)$$

где M – провозная способность автодороги, м³/ч; $f = 1,75-0$ – коэффициент резерва пропускной способности автодороги.

Производительность автотранспорта в значительной мере зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от размеров рабочей площадки и условий работы экскаватора возможен сквозной подъезд автосамосвала к экскаватору, подъезд с петлевым и тупиковым разворотами (рис. 4.2)

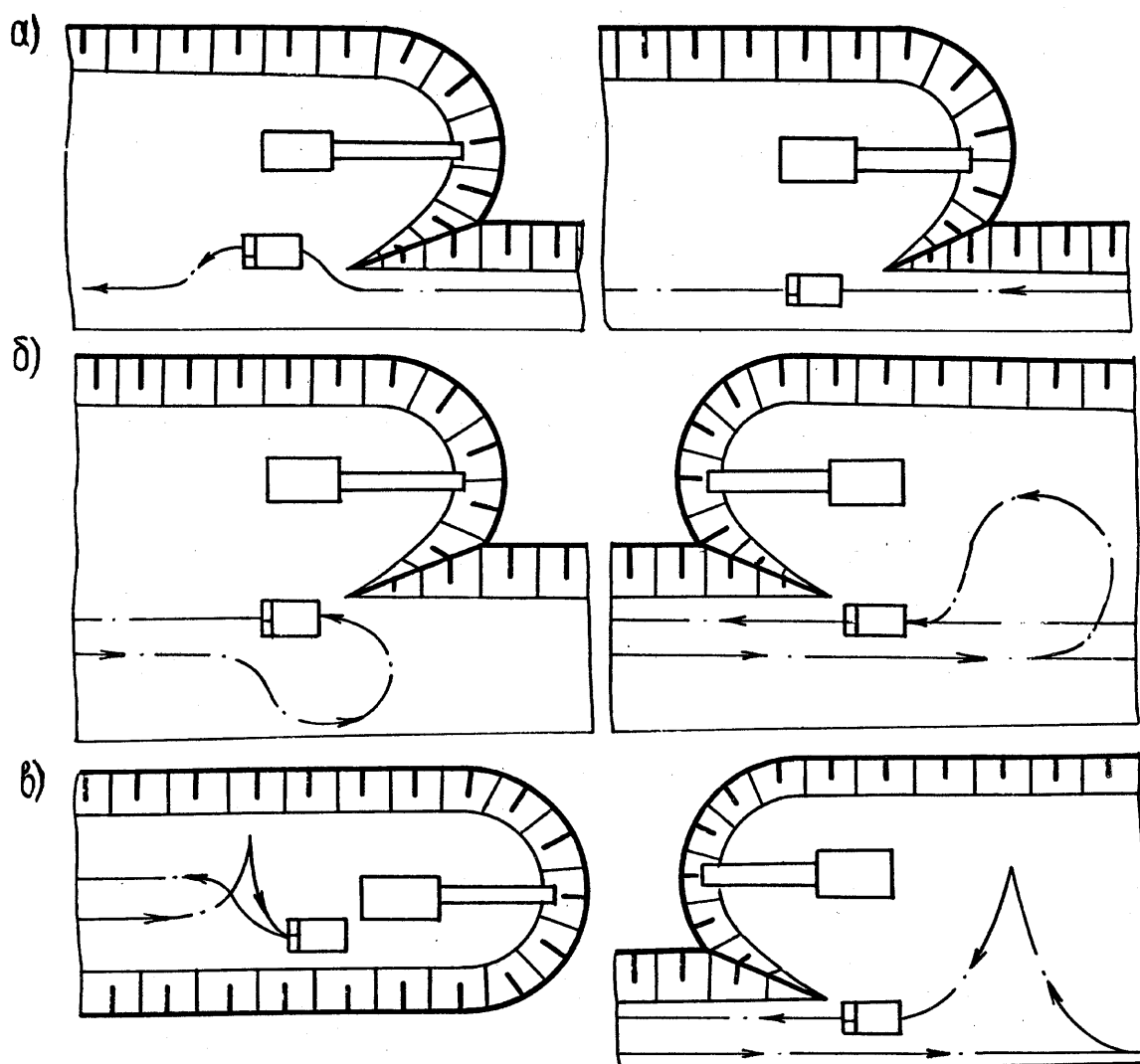


Рис. 4.2. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаватору: а – сквозная; б – с петлевым разворотом; в – с тупиковым разворотом

Сквозной подъезд применяют при наличии двух выездов с рабочего горизонта. Это самая простая и эффективная схема подъезда автосамосвалов к экскаватору.

Подъезд с петлевым разворотом используют при встречном движении автотранспорта и достаточной для разворота ширине рабочей площадки. Обычно время обмена самосвалов по этой схеме не превышает рабочего цикла экскаватора.

Подъезд с тупиковым разворотом используют в стесненных условиях при встречном движении автотранспорта, когда невозможно осуществить петлевой разворот. Чаще всего эту схему подъезда автосамосвала к забою применяют в тупиковых забоях при проведении траншей. При этом производительность автосамосвала, по сравнению с вышеприведенными схемами, на 10-15 % ниже.

Схема установки под погрузку зависит от числа автосамосвалов, одновременно находящихся в забое (рис. 4.3).

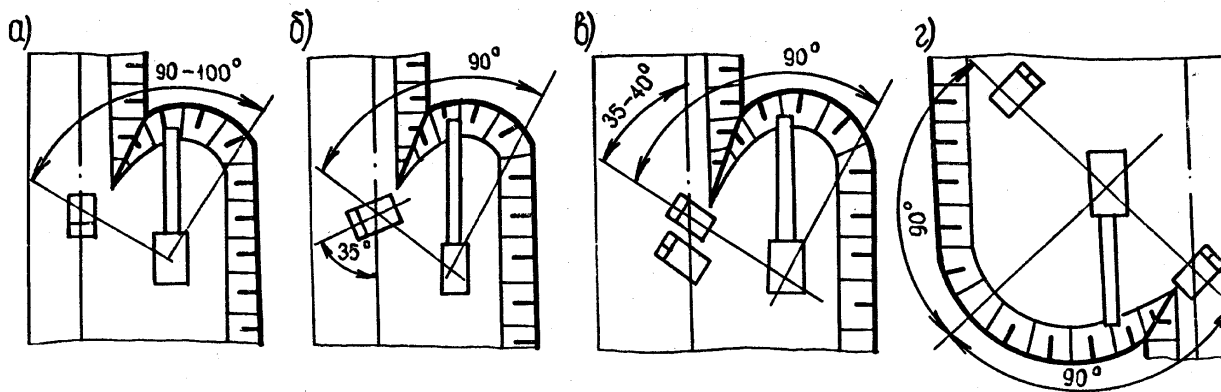


Рис. 4.3. Схемы установки автосамосвалов под погрузку: а – одиночная без разворота; б – одиночная с разворотом; в – спаренная двухсторонняя; г – спаренная односторонняя

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

Спаренная установка автосамосвалов позволяет повысить производительность экскаватора, но усложняет маневрирование автотранспорта и требует большего их количества.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите особенности работы карьерного транспорта.
2. Дайте определение грузопотоку карьера.
3. Какой уклон называют ограничивающим?
4. Что понимается под полезной массой поезда?
5. Назовите составляющие продолжительности рейса поезда, автосамосвала.
6. От каких факторов зависит производительность локомотивосостава, автосамосвала?
7. Дайте определение пропускной и провозной способности автомобильных и железных дорог.
8. В чем различие между плановым и исполнительным графиками движения поездов?
9. Назовите схемы подъезда автосамосвалов к забою и установки их под погрузку.

Литература: [1, с.102-132; 2, с.101-115; 3, с.150-162, 169-171; 4, с.265-271, 284; 5, с.277-343].

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ И АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

5.1. Общие сведения

Искусственная насыпь, образуемая в результате складирования пустых пород, называется отвалом, а совокупность производственных операций по приему и размещению вскрышных пород на отвале – отвальными работами.

По месту расположения отвалов относительно конечных контуров карьера различают внутренние (в контурах отвала) и внешние (вне контуров карьера) отвалы, по конструкции – одно- и многоярусные. Отвал вскрышных пород, как правило, представляет собой геометрическое тело в виде неправильной усеченной пирамиды или конуса и характеризуется следующими основными параметрами: высотой и числом уступов (ярусов), углом откоса отвала и уступа, числом, приемной способностью и длиной отвальных тупиков (участков).

Технологические схемы отвалообразования зависят главным образом от вида транспортирования вскрышных пород из карьера в отвал.

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

5.2. Отвалообразование при железнодорожном транспорте

При железнодорожном транспорте при складировании пустых пород применяют отвальные плуги, абзетцеры, бульдозеры и др., но 85-90% всех объемов складироваемых пород укладывают мехлопатами и драглайнами.

В зависимости от технологических свойств складироваемых пород применяют следующие схемы работы одноковшовых экскаваторов на отвале (рис.5.1, 5.2).

В случае, если складироваемые породы обладают слабой устойчивостью, применяют схему последовательной отсыпки отвальных ярусов (см. рис.5.1а, б; 5.2 а, б).

Экскаватор при прямом ходе, располагаясь ниже уровня железнодорожных путей, проводит отсыпку только нижнего подустапа. Для приема вскрышной породы из думпкаров экскаватор сооружает приемный бункер, который перемещается по мере отсыпки подустапа. Длина приемного бункера составляет полуторную или двойную длину думпкара, глубина – 0,8-1,0 м. Состав на отвал подают вагонами вперед, а думпкары разгружают поочередно. При обратном ходе экскаватор укладывает породу в верхний подуступ отвального яруса.

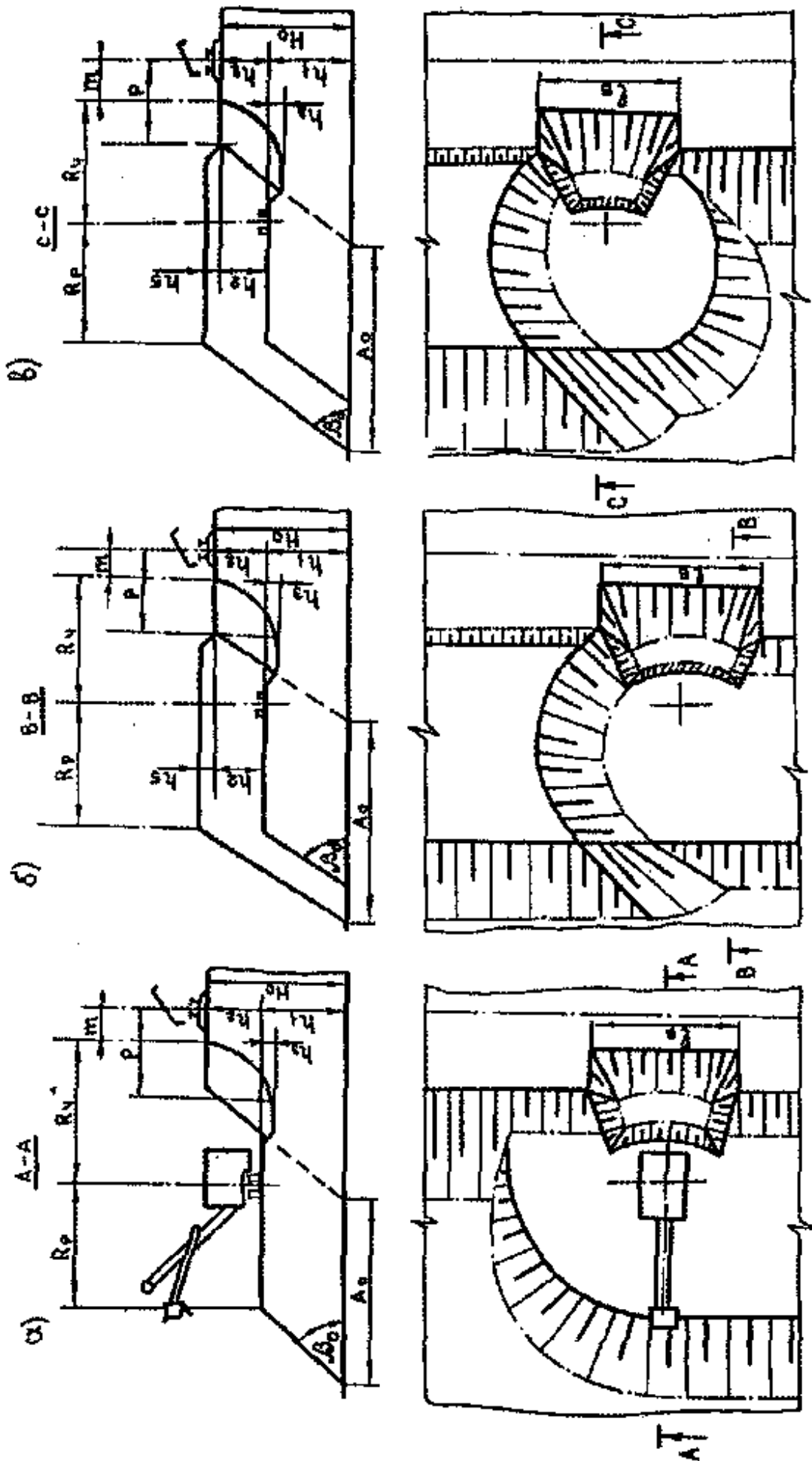


Рис. 5.1. Технологические схемы работы механической лопаты на отвале:
 а, б — при последовательной отсыпке ярусов; в — при одновременной отсыпке двух ярусов

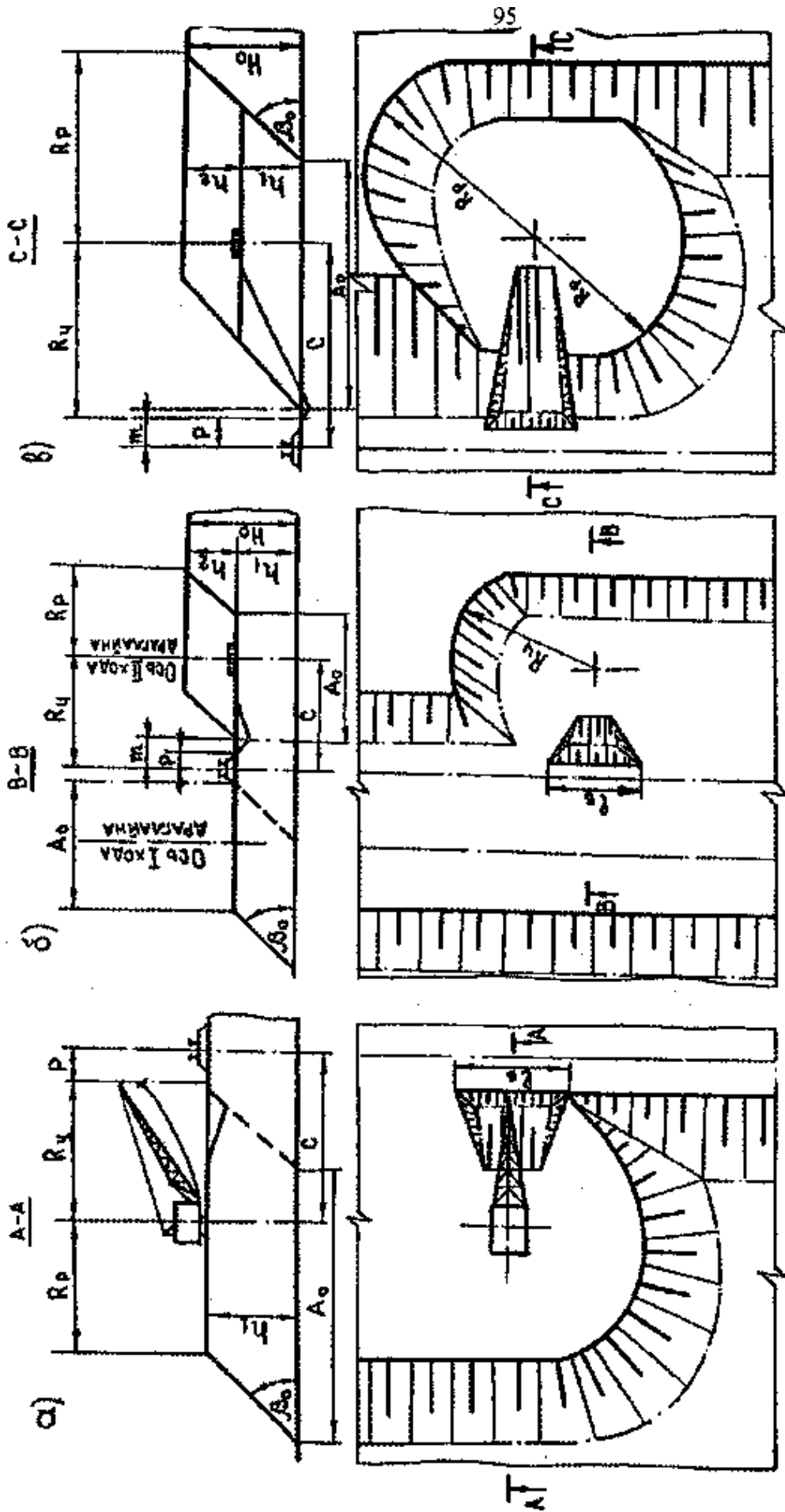


Рис. 5.2. Технологические схемы работы драглайна на отвале:

а, б – при последовательной отсыпке ярусов; в – при одновременной отсыпке двух ярусов

Если складироваемые породы устойчивы, то применяют схему с одновременной укладкой пустых пород в нижний и верхний подступы (см. рис.5.1 в, 5.2 в).

В этой схеме вскрышу вначале укладывают в нижний подступ на величину радиуса разгрузки, а затем – в верхний. Технология приема пустой породы из думпкаров и подачи вагонов аналогична вышеописанной схеме. Учитывая усадку пород в отвале, верхний подступ отсыпают высотой, несколько превышающей уровень железнодорожного пути. После заполнения отвальной заходки экскаватор возвращают в первоначальное положение и начинают отсыпку новой заходки.

Параметры отвала определяют в следующем порядке.

Общая высота отвала на равнинной поверхности не должна превышать 30-60 м, на гористой – 100 м и более.

Высота яруса отвала при отсыпке его двумя подступами:

$$H_o = h_1 + h_2, \text{ м.} \quad (5.1)$$

где h_1, h_2 – соответственно высота нижнего и верхнего подступов, м.

$$h_5 + h_2 \leq H_{p.max} - e_o, \quad (5.2)$$

где e_o – минимальный зазор между днищем открытого ковша и отсыпaeмым отвалом ($e_o = 0,7-1,0$), м.

$$h_1 = (H_o + h_5) - h_2; \quad (5.3)$$

$$h_5 = H_o (K_{pl} - K_{po}), \quad (5.4)$$

где h_5 – превышение вновь формируемой отвальной заходки над старой, м; K_{pl} – коэффициент разрыхления породы, отсыпaeмой в отвал; K_{po} – коэффициент остаточного разрыхления породы в отвале.

$$K_{po} = (1,06-1,15) K_{pl}; \quad K_{pl} = (1,05-1,1) K_{pk}, \quad (5.5)$$

где K_{pk} – см. формулу (3.38).

Шаг передвижки отвальных путей (ширина отвальной заходки), м:

$$A_o = R_q + R_p, \quad (5.6)$$

где R_p, R_q – соответственно фактические радиус разгрузки и радиус черпания, м.

Приемная способность отвального тупика по объему в целом между двумя переукладками пути:

$$V_o = L_o A_o H_o / K_{po}, \quad (5.7)$$

где V_o – приемная способность отвального тупика, м³; L_o – длина отвального тупика (принимают согласно заданию), м.

Продолжительность работы отвального тупика между двумя переукладками пути:

$$t_T = V_o / V_{\text{сут}}, \text{ сутки}, \quad (5.8)$$

где $V_{\text{сут}}$ – суточная приемная способность (по объему в целике) отвального тупика, м³/сутки.

$$V_{\text{сут}} = n_c V_{\text{зр}}, \quad (5.9)$$

где n_c – число поездов, которые могут быть разгружены на отвальном тупике за сутки; $V_{\text{зр}}$ – объем породы, перевозимой локомотивосоставом за один рейс (см. формулу (4.17)).

$$n_c = K_{\text{нр}} T_{\text{сут}} / (t_o + t_{\text{разг}})^{-1}, \quad (5.10)$$

где $K_{\text{нр}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы тупика ($K_{\text{нр}} = 0,85-0,95$); $T_{\text{сут}}$ – число часов работы отвального тупика в сутки ($T_{\text{сут}} = 21$), ч; t_o – время обмена поездов на отвале, ч; $t_{\text{разг}}$ – время разгрузки поезда, ч.

$$t_o = 2L_{\text{об}} / V_o + \tau_{\text{с}}, \quad (5.11)$$

где $L_{\text{об}}$ – среднее расстояние от обменного пункта до отвального экскаватора (согласно заданию), км; V_o – средняя скорость движения поездов по отвальным тупикам ($V_o = 15-20$), км/ч; $\tau_{\text{с}}$ – время на связь (при автоматической связи $\tau_{\text{с}} = 0$, при телефонной $\tau_{\text{с}} = 0,05-0,1$), ч.

$$L_{\text{об}} = 0,5 L_o; \quad (5.12)$$

$$t_{\text{разг}} = n_{\text{д}} \tau_n, \quad (5.13)$$

где τ_n – продолжительность разгрузки одного вагона ($\tau_n = 0,025-0,033$ – в летнее время, $\tau_n = 0,05-0,07$ – в зимнее время), ч.

Число отвальных тупиков в работе:

$$N_{\text{тр}} = V_{\text{вс}} / V_{\text{сут}}, \quad (5.14)$$

где $N_{\text{тр}}$ – число отвальных тупиков в работе, шт.; $V_{\text{вс}}$ – среднесуточный объем вскрыши, поступающей на отвал (см. разд. 6), м³.

Общее число железнодорожных тупиков на отвале:

$$N_{\text{то}} = N_{\text{тр}} (1 + t_{\text{нт}} / t_T), \quad (5.15)$$

где $N_{\text{то}}$ – число тупиков на отвале, шт.; $t_{\text{нт}}$ – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике ($t_{\text{нт}} = (0,001-0,0016) L_o$), сутки.

Производительность экскаваторов на отвале принимают на 25 % больше чем при выемке взорванных пород.

5.3. Отвалообразование при автомобильном транспорте

При транспортировании вскрышной породы на отвал автомобильным транспортом применяют бульдозерное отвалообразование, которое включает разгрузку автосамосвала на верхней площадке отвала, перемещение породы под откос отвала, ремонт и сооружение автодорог.

Существуют два способа бульдозерного отвалообразования – площадной и периферийный (рис. 5.3).

При *площадном способе отвалообразования* автосамосвалы разгружаются по всей площадке отвала, затем площадь отвала планируют и уплотняют катками. Аналогичным образом отсыпают последующие вышележащие слои. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали. Из-за большого объема планировочных работ этот способ является более дорогостоящим, чем периферийный, поэтому он применяется редко, в основном при укладке мягких малоустойчивых пород (см. рис. 5.3, б).

При *периферийном способе* на устойчивых отвалах автосамосвалы грузоподъемностью до 75 т разгружаются прямо под откос, а большей грузоподъемности – на расстоянии 3-5 м от верхней бровки откоса отвала. Затем эту породу бульдозером перемещают под откос, т.е. в этом случае отвал развивается в плане. В целях безопасности, чтобы исключить возможность падения автосамосвала с отвала при непосредственной разгрузке под откос, у верхней бровки отвала устанавливают металлические упоры для задних колес автосамосвала или отсыпают породный вал высотой не менее $0,5D_k$ (D_k – диаметр колеса наибольшего из разгружающихся на отвале автосамосвалов) и шириной 2-3,5 м. Кроме этого, в этих же целях, поверхность бульдозерного отвала должна иметь уклон 3-5° в сторону центра отвала (см. рис. 5.3, а).

Параметры отвала определяют в следующем порядке.

Высота отвала на равнинной поверхности составляет до 30-60 м, в гористой местности – до 150 м и более.

Площадь отвала:

$$S_o = V_v K_{po} / H_o K_{uo}, \text{ м}^2, \quad (5.16)$$

где V_v – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования (см. раздел 6), м^3 ; K_{uo} – коэффициент, учитывающий использование площади отвала (при одном ярусе $K_{uo}=0,8-0,9$; при двух ярусах $K_{uo}=0,6-0,7$).

При известной площади, принятой форме и заданной одной из сторон отвала определяют размеры отвала в плане.

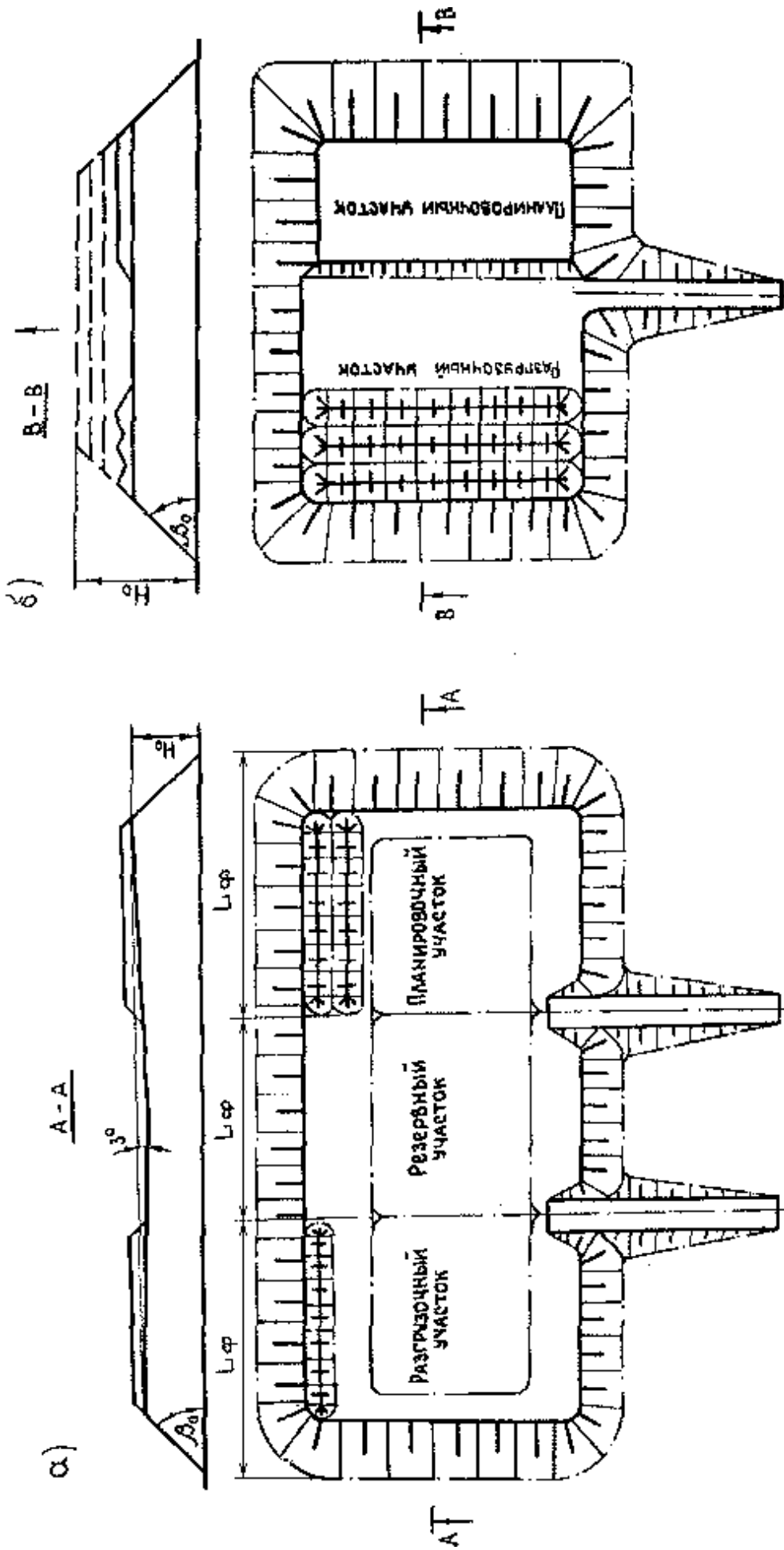


Рис. 5.3. Способы бульдозерного отвалообразования: а – периферийный; б – площадной

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение одного часа:

$$N_q = V_{вч} K_{нер} / Q_{ач}, \quad (5.17)$$

где $V_{вч}$ – производительность карьера по вскрыше (см. разд. 6), м³/ч; $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($K_{нер}=1,25-1,5$); $Q_{ач}$ – производительность автосамосвала (см. формулу (4.43)).

Число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале:

$$N_a = N_q t_p / 60, \quad (5.18)$$

где N_a и N_q – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале соответственно одновременно и в течение часа ($N_q = N_p$ (см. формулу (4.43))); t_p – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала ($t_p=1,5-2$), мин.

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L_\phi = N_a l_n, \text{ м}, \quad (5.19)$$

где L_ϕ – длина фронта разгрузки автосамосвалов на отвале, м; l_n – ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании ($l_n = 18-20$), м.

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

$$N_{yp} = L_\phi / L_i, \quad (5.20)$$

где L_i – длина одного участка ($L_i = 60-80$), м.

Число планировочных участков:

$$N_{yn} = N_{yp}. \quad (5.21)$$

Число резервных участков:

$$N_{y.рез} = (0,5-1,0) N_{yp}, \quad (5.22)$$

Общее количество участков:

$$N_y = N_{yp} + N_{yn} + N_{y.рез}. \quad (5.23)$$

Общая длина отвального фронта работ:

$$L_{\phi o} = (60-80) N_y. \quad (5.24)$$

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{б.год} = Q_{бч} K_u T_{см} n_{см} n_{год}, \quad (5.25)$$

где K_u – коэффициент использования бульдозера в течение смены ($K_u=0,8-0,9$); $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см}=8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутки ($n_{см}=3$ или согласно режиму работы карьера); $n_{год}$ – число рабочих дней бульдозера в году ($n_{год}=252$); $Q_{бч}$ – часовая производительность бульдозера ($Q_{бч}=300-400$) или согласно рекомендациям [8] она может быть рассчитана по формулам (7.15) – (7.21).

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение отвала.
2. Назовите отличительные признаки внутренних и внешних отвалов, их достоинства и недостатки.
3. Какими основными параметрами характеризуется отвал?
4. Назовите средства механизации отвалов при использовании железнодорожного транспорта, автотранспорта.
5. Дайте характеристику технологических схем отвалообразования мехлопатами, драглайнами, бульдозерами.
6. От каких факторов зависит емкость отвала, приемного тупика?
7. Назовите достоинства и недостатки площадного и периферийного способов отвалообразования, условия их применения.

Литература: [8, с. 270-285, 323-326; 6, с. 395-414; 9, с. 283-289, 290-291].

6. ВЗАИМОСВЯЗЬ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

6.1. Общие положения

Все рассматриваемые основные производственные процессы являются взаимосвязанными и составляют звенья единого непрерывного технологического комплекса открытых горных работ (ОГР), а их совокупность, обеспечивающая изменение агрегатного состояния горных пород, их погрузку, переработку, складирование и, в случае необходимости, переработку, составляет технологию ОГР. Технология ОГР должна базироваться на принципах поточности, совмещении и независимости производственных процессов, обеспечении кратчайших расстояний перемещения горной массы, максимальном использовании технических возможностей горного оборудования и минимуме вспомогательных работ при условии выполнения требований техники безопасности и качества добываемого полезного ископаемого и иметь конечную цель достижения заданных объемов их добычи с максимальной прибылью от реализации конечной продукции.

Таким образом, основная задача, обеспечивающая конечную цель технологии ОГР, заключается в согласовании и увязке комплекса горных и вспомогательных работ с порядком использования и расстановкой оборудования. Решение этой задачи сводится к установлению оптимальной последовательности выполнения во времени и пространстве всех буровых, взрывных, экскаваторных, транспортных, отвальных и связанных с ними вспомогательных работ и определению типа необходимого количества горного оборудования.

Выполнение этих работ можно осуществлять по закрытому циклу, когда горные машины и оборудование жестко закреплены друг с другом и без закрепления (открытый цикл).

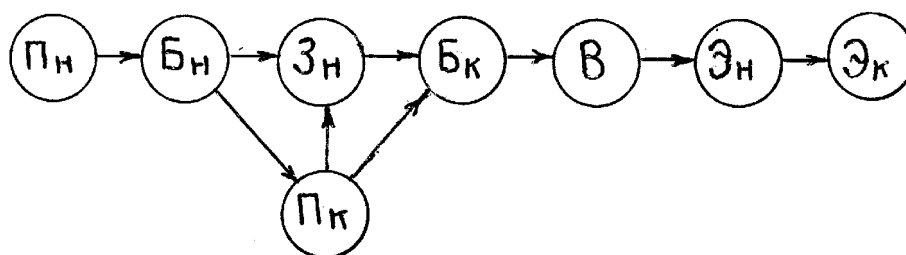
Буровзрывные работы. При жестком закреплении сокращают перегоны буровых станков, упрощают организацию работ на уступе благодаря непрерывной последовательности их выполнения. Но при этом необходима строгая взаимоувязка производительности буровых станков и экскаваторов.

При открытом цикле возможны более гибкая организация труда и повышение производительности бурового и выемочно-погрузочного оборудования. Но чаще производят перегоны станков с уступа на уступ, отключения и подключения к электросети и другие непроизводственные работы, что снижает степень использования буровых станков.

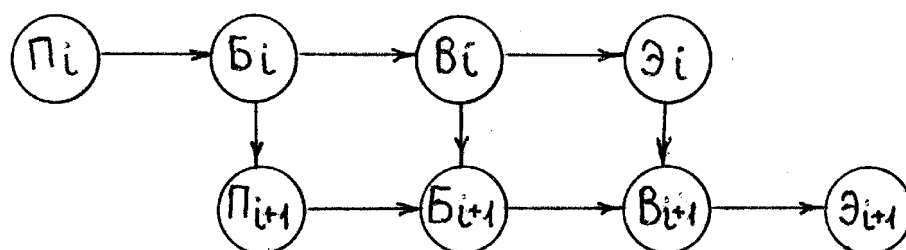
Комбинированную (по открытому и закрытому циклам) организацию следует применять, если производительность одного или группы станков значительно отличается от требуемой.

При разработке скальных и полускальных пород экскаваторные блоки обычно делят на отдельные рабочие блоки, в каждом из которых последовательно выполняют отдельные процессы. Каждый блок длиной 120-250 м находится в одном из состояний: ожидания работ (в резерве); подготовки к бурению (планировка площадки, заездов и др.); бурения; подготовки к взрыву (зарядка и забойка скважин) и взрывания; экскавации породы. При этом возможны переходы из одного состояния в другое (рис. 6.1).

а



б



в

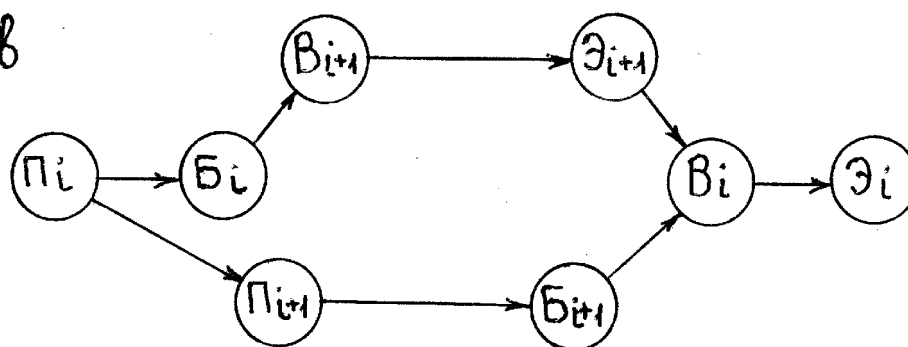


Рис. 6.1. Варианты смены состояний рабочих блоков на уступе:

а – одного блока; б, в – смежных блоков соответственно при бурении без опережения и с опережением на один блок; П, Б, З, В, Э – состояния блока: соответственно подготовка, бурение, зарядка, взрывание, экскавация; индексы «Н» и «К» означают начало и конец работы

При последовательном обурировании и взрывании рабочих блоков бурение очередного блока начинают только после взрывания предыдущего (рис. 6.1, а). Данную схему применяют при отсутствии достаточного запаса взо-

рванной породы и при ограниченном фронте работ. Недостатки схемы: необходимость отгона буровых станков при взрывании и жесткая взаимосвязь между бурением и экскавацией.

При отставании буровых работ взрывают не полностью обуренный блок, при этом блок начинают обуривать от границы со взорванным ранее блоком. При достаточной надежности буровых работ обуривание блока ведут в обратном порядке – к границе со взрывом – так что простои в начале бурения блока позволяют совместить обратный перегон станка перед следующим взрывом с разбуриванием скважин (рис. 6.1, б).

При бурении с опережением на один блок (рис. 6.1, в) наличие промежуточного обуренного блока (между обуриваемым и взорванным блоками) позволяет увеличить запас взорванной породы, ликвидировать дополнительные перегоны станков при взрывании, простои их при вторичном взрывании и др. Эта схема при достаточном фронте работ эффективнее, особенно в зимнее время. В весенний период стремятся свести к минимуму запас пробуренных скважин.

На карьерах с узкими рабочими площадками, где взрыв одного блока ведет к остановке горных работ на соседних уступах, применяют каскадные взрывы, то есть взрывают блоки сразу на трех – четырех уступах. Такой порядок буровзрывных работ обеспечивает определенные преимущества в использовании горного оборудования, но увеличивает взаимосвязь производственных процессов и возникающие при этом недостатки.

Выемочно-погрузочные, транспортные и разгрузочные работы. Работа экскаваторов, подвижного состава и отвального оборудования образует единый погрузочно – транспортно – разгрузочный процесс, требующий большой четкости выполнения и постоянного взаимного согласования всех операций.

При закрытом цикле за каждым экскаватором в течение смены закрепляют определенное число поездов или автомашин. При длительной остановке экскаватора, необходимости перевозок только полезного ископаемого и др. подвижной состав перераспределяют по другим экскаваторам, а при выполнении вспомогательных работ подвижной состав может простаивать. В свою очередь, из-за неравномерного движения транспорта, особенно железнодорожного, могут простаивать экскаваторы. Поэтому закрытый цикл при железнодорожном транспорте применяют редко: для обслуживания небольшого числа экскаваторов, при погоризонтных отвалах.

При открытом цикле транспорт закрепляют в течение смены за несколькими или всеми экскаваторами технологического комплекса. При подъезде к карьере транспортные средства направляют к тому забою, где погрузка их может быть произведена с наименьшими потерями времени. В этом случае за счет снижения организационных простоев повышается коэффициент ис-

пользования и производительность экскаваторов, уменьшается число одновременно находящихся на линии транспортных средств.

6.2. Расчет необходимого количества горного оборудования

Расчет необходимого количества горнотранспортного оборудования выполняют исходя из его производительности, заданных годовых объемов вскрышных пород и полезного ископаемого.

Необходимое количество буровых станков в работе (рабочий парк):

- по вскрыше:

$$N_{бпрв} = V_{бв} / P_{год.в}; \quad (6.1)$$

- по полезному ископаемому:

$$N_{бпрп} = V_{бп} / P_{год.п}, \quad (6.2)$$

где $P_{год.в}$, $P_{год.п}$ - соответственно годовая производительность бурового станка по скальным породам и полезному ископаемому, м/год; $V_{бв}$, $V_{бп}$ - соответственно годовой объем бурения по коренным породам и полезному ископаемому, м/год.

$$V_{бв} = V_{к} / \eta_{к}; \quad V_{бп} = A \rho_{ни} / \eta_{ни}, \quad (6.3)$$

где $V_{к}$, A - соответственно годовой объем по коренным породам (м³/год) и полезному ископаемому (т/год) (в соответствии с заданием); $\rho_{ни}$ - плотность полезного ископаемого ($\rho_{ни} = (1,35 - 1,5)$ т/м³); $\eta_{к}$, $\eta_{ни}$ - соответственно выход горной массы с 1м скважины по коренным породам и полезному ископаемому, м³/м.

$$\eta_{к} = a_{к} b_{к} h_{к} / l_{скв.к}; \quad \eta_{ни} = a_{ни} b_{ни} h_{ни} / l_{скв.ни}, \quad (6.4)$$

где $a_{к}$, $b_{к}$, $h_{к}$, $l_{скв.к}$, $a_{ни}$, $b_{ни}$, $h_{ни}$, $l_{скв.ни}$ - соответственно расстояние между скважинами и между рядами скважин, высота уступа и длина скважин по коренным породам и полезному ископаемому, м.

Инвентарный парк буровых станков по вскрыше ($N_{бив}$) и полезному ископаемому:

$$N_{бив} = N_{бпрв} f_{б}; \quad N_{бип} = N_{бпрп} f_{б}, \quad (6.5)$$

где $f_{б}$ - коэффициент резерва буровых станков ($f_{б} = 1,2 - 1,25$).

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

Необходимое количество экскаваторов в работе:

- по наносам:

$$N_{эpn} = V_n / Q_{эгод.n}; \quad (6.6)$$

- по коренным породам:

$$N_{эpk} = V_k / Q_{эгод.k}; \quad (6.7)$$

- по полезному ископаемому:

$$N_{эpn} = A\rho_{ni} / Q_{эгод.n}; \quad (6.8)$$

где V_n - годовой объем наносов (в соответствии с заданием), м³/год; $Q_{эгод.n}$, $Q_{эгод.k}$, $Q_{эгод.n}$ - соответственно годовая производительность экскаватора по наносам, коренным породам и полезному ископаемому, м³/год.

Инвентарный парк экскаваторов по наносам $N_{эин}$, по коренным породам $N_{эик}$ и полезному ископаемому $N_{эип}$:

$$N_{эин} = N_{эpn} f_э; \quad N_{эик} = N_{эpk} f_э; \quad N_{эип} = N_{эpn} f_э; \quad (6.9)$$

где $f_э$ - коэффициент резерва экскаваторов ($f_э = 1,2 - 1,4$).

Необходимое количество локомотивосоставов в работе:

- по наносам:

$$N_{лpn} = K_{нер} V_n / Q_{лгод.n}; \quad (6.10)$$

- по коренным породам:

$$N_{лpk} = K_{нер} V_k / Q_{лгод.k}; \quad (6.11)$$

- по полезному ископаемому:

$$N_{лpn} = K_{нер} A\rho_{ni} / Q_{лгод.n}, \quad (6.12)$$

где $Q_{лгод.n}$, $Q_{лгод.k}$, $Q_{лгод.n}$ - соответственно годовая производительность локомотивосостава по наносам, коренным породам и полезному ископаемому, м³/год; $K_{нер}$ - коэффициент неравномерности работы транспорта ($K_{нер} = 1,1 - 1,2$).

Рабочий парк думпкаров (вагонов) по наносам $N_{\partial n}$, коренным породам $N_{\partial k}$ и полезному ископаемому $N_{\partial n}$:

$$N_{\partial n} = N_{лрн} n_{\partial n}; \quad N_{\partial k} = N_{лрк} n_{\partial k}; \quad N_{\partial n} = N_{лрн} n_{\partial n}, \quad (6.13)$$

где $n_{\partial n}$, $n_{\partial k}$, $n_{\partial n}$ - соответственно число думпкаров (вагонов) в поезде при транспортировании наносов, коренных пород и полезного ископаемого, шт.

Инвентарный парк локомотивов и думпкаров (вагонов) принимают на 20-25% больше рабочего парка.

Необходимое число рабочих автосамосвалов для обеспечения эффективной работы n экскаваторов по видам работ: по наносам $N_{арн}$, коренным породам $N_{арк}$; полезному ископаемому $N_{арп}$:

$$N_{арн} = \sum_{i=1}^n N_{ан}; \quad N_{арк} = \sum_{i=1}^n N_{ак}; \quad N_{арп} = \sum_{i=1}^n N_{ап}, \quad (6.14)$$

где $N_{ан}$, $N_{ак}$, $N_{ап}$ - соответственно число автосамосвалов, необходимое для использования в комплекте с одним экскаватором, работающим на экскавации наносов, коренных пород и полезного ископаемого, шт.

Инвентарный парк автосамосвалов, с учетом находящихся в ремонте и техническом обслуживании, принимают на 20-30% больше рабочего.

Количество рабочих экскаваторов на отвале:

$$N_{эор} = (V_k + V_n) / 1,25 Q_{эгод.к}. \quad (6.15)$$

Общее количество экскаваторов на отвале (инвентарный парк):

$$N_{эои} = f_o N_{эор}, \quad (6.16)$$

где f_o - коэффициент резерва экскаваторов на отвале ($f_o = 1,1 - 1,3$).

Количество рабочих бульдозеров на отвале:

$$N_{бop} = (V_k + V_n) K_{зв} / Q_{бгод}, \quad (6.17)$$

где $K_{зв}$ - коэффициент заваленности отвала породой ($K_{зв} = 0,6 - 0,7$); $Q_{бгод}$ - годовая производительность бульдозера на отвале ($Q_{бгод} = 1\,500\,000 - 2\,100\,000$ или согласно [13]), м³/год.

Инвентарный парк бульдозеров:

$$N_{бuo} = f_{бo} N_{бop}, \quad (6.18)$$

где $f_{бo}$ - коэффициент резерва бульдозеров на отвале ($f_{бo} = 1,3 - 1,4$).

Вопросы для самоконтроля

1. Что составляет технологию ОГР?
2. Какие работы относят к закрытому циклу? Открытому циклу?
3. Назовите варианты состояний рабочих блоков на уступе.
4. Как рассчитывать рабочий и инвентарный парк буровых станков, экскаваторов, транспортных средств?

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных Госгортехнадзором России к постоянному применению.- М.: МГГУ, 1996.- 54 с.
2. Единые правила безопасности при ведении взрывных работ.- М.: Госгортехнадзор, 1992.- 217 с.
3. Типовая инструкция по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности.- М.: Изд-во НПО ОБТ, 1993.- 24 с.
4. Ташкинов А.С., Кузнецов В.И. Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: Учеб. пособие/ Кузбас. гос. техн. ун-т.- Кемерово, 1995.- 86 с.
5. Ташкинов А.С., Кузнецов В.И. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: Учеб. пособие/ Кузбас. гос. техн. ун-т.- Кемерово, 1995.- 150 с.
6. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е.К. Винницкий и др.- М.: Горное бюро, 1994.- 590 с.
7. Справочник механика открытых работ. Экскавационно – транспортные машины циклического действия/ М.И. Щадов, Р.Ю Подэрни, Е.Н. Улицкий и др.; Под ред. М.И. Щадова, Р.Ю Подэрни.- М.: Недра, 1989.- 374 с.
8. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: Учеб. для вузов.- 4-е изд., перераб. и доп.-М.: Недра, 1985.- 509с.
9. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ: Учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальность «Открытые горные работы».-М.:Недра, 1995.-225с.
10. Васильев М.В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. – М.: Недра, 1986. – 240с.
11. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. – 4-е изд., перераб. и доп.- М.: Недра, 1982. – 414с.
12. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ.-М.: МГГУ, 1994. – 464с.
13. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР.- Челябинск, 1991.- 350с.
14. Дополнения к типовым технологическим схемам ведения горных работ на угольных разрезах / КФ НИИОГР; НФ «КУЗБАСС-НИИОГР».- Кемерово, 1996.-34с.
15. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / НФ «КУЗБАСС-НИИОГР»; КузГТУ.- Кемерово, 1999.- 28с.

**Валерий Михайлович Мазаев
Сергей Иванович Протасов
Павел Александрович Самусев**

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ
Практикум по дисциплине “Процессы горного производства”
для студентов, обучающихся по направлению 550600 “Горное
дело” (специальность 090500 “Открытые горные работы”)

Редактор Е.Л. Наркевич

ЛР № 020313 от 23.12.96

Подписано в печать 08.02.2000. Формат 60x84/16.
Гарнитура “Times New Roman”. Ризография.
Бумага офсетная. Уч.-изд. л. 7,0.
Тираж 300 экз. Заказ .

Кузбасский государственный технический университет.
650026, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Типография Кузбасского государственного технического
университета. 650099, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а