

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО
ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА И ГЕОЛОГИИ

**ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, ПОДЗЕМНЫХ
СООРУЖЕНИЙ И ГЕОМЕХАНИКИ**

КОНСПЕКТ ЛЕКЦИЙ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА КАРЬЕРОВ

Специальность 21.05.04. «Горное дело»

Специализация: Шахтное и подземное строительство

УТВЕРЖДЕНО
на заседании кафедры
«Строительство зданий, подземных
сооружений и геомеханика»
Протокол № 10 от 07.03.2017 г.

Донецк - 2017

УДК 622.271.33(076)

ББК 33я73

Ш

Составитель:

Шкуматов Александр Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика».

Ш

Конспект лекций по дисциплине «**Технология строительства карьеров**» [Электронный ресурс] : для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», каф. стр-ва зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. А. Н. Шкуматов. – Электрон. дан. (1 файл: 12,5 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2017. – Систем. требования: Acrobat Reader.

Конспект лекций содержит теоретический материал согласно требованиям образовательно-профессиональной программы подготовки специалистов 21.05.04 «Горное дело».

Предназначен для студентов высших учебных заведений всех форм обучения специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство».

УДК 622.271.33(076)

ББК 33я73

СОДЕРЖАНИЕ

стр.

Тема 1: Введение. Карьер. Схемы вскрытия карьерного поля.

Лекция 1: Введение. Современное состояние открытых горных работ.....	4
Лекция 2: Карьер, его элементы и параметры. Схемы вскрытия карьерного поля. Комбинированная схема вскрытия.....	11

Тема 2: Организация строительства и реконструкции карьеров.

Лекция 3: Периоды и порядок развития горных работ. Реконструкция карьеров. Проект организации строительства.....	18
Лекция 4: Проект производства работ. Система проектирования K-MINE. Продолжительность строительства карьеров.....	24
Лекция 5: Общая характеристика горно-строительных и монтажных работ. Временные здания и сооружения. Строительный и генеральный планы горных предприятий.....	32

Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.

Лекция 6: Сущность способов проходки въездных и разрезных траншей.....	39
Лекция 7: Расчёт параметров взрывания на выброс при проходке въездной траншеи.....	41
Лекция 8: Расчет камерных зарядов.....	44
Лекция 9: Взрывная технология предварительного щелеобразования при строительстве капитальной въездной траншеи. Расчет параметров взрывных работ при щелеобразовании.....	47
Лекция 10: Методика расчета безопасных расстояний при взрывах на выброс.....	51
Лекция 11: Меры по повышению безопасности буровых и взрывных работ при строительстве траншей.....	54

Тема 4: Технология взрывных работ на вскрышном уступе.

Лекция 12: Современные взрывчатые вещества для открытых горных работ. Технология заряжания скважин.....	59
Лекция 13: Конструкции скважинных зарядов. Управление импульсом взрыва.....	65

Тема 5: Реконструкция карьеров с использованием подземных горных выработок.

Лекция 14: Подземные горные выработки в карьерах. Карьерные рудоспуски и рудоскаты. Обоснование перехода траншеи в туннель.....	71
Лекция 15: Технология строительства транспортных туннелей. Конструкции и технология строительства порталов в мягких и скальных породах.....	78
Лекция 16: Строительство протяженной части туннеля.....	82
Лекция 17: Организация работ и расчет затрат на погрузочно-транспортные работы.....	85
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	89

Тема 1: Введение. Карьер. Схемы вскрытия карьерного поля.

Лекция 1: Введение. Современное состояние открытых горных работ

Дисциплина рассматривает схемы вскрытия карьерных полей, технологии строительства капитальных въездных траншей, технологии вскрышных работ и вопросы общекарьерного характера.

Целью дисциплины является приобретение студентами знаний и умений, необходимых для самостоятельного творческого решения задач, связанных с проектированием и практической реализацией технических процессов строительства карьеров с применением различных схем вскрытия, путем усвоения лекций и изучения новой научной литературы.

После изучения дисциплины студент должен знать:

- сущность и область применения различных схем вскрытия карьерного поля;
- буровзрывную, механическую технологии строительства тоннелей, рудоспусков, рудоскатов, въездных траншей;
- технологию вскрышных работ.

Студент должен уметь:

- выполнять обоснование целесообразного применения одной из схем вскрытия карьерного поля;
- рассчитывать параметры вскрывающих выработок;
- выбирать рациональный комплект оборудования для производства вскрышных работ;
- анализировать показатели работ и вычислять резервы производства.

Перечисленные результаты обучения являются основой для формирования следующих компетенций: ПК-1, ПК-3, ПК-4, ПК-5, ПСК-5-3, ПСК-5-4.

Первые крупные карьеры по добыче камня появились в связи со строительством пирамид и храмовых комплексов в Древнем Египте; позднее, во времена античности в карьерах добывался мрамор. Применение открытого способа добычи полезных ископаемых вплоть до начала XX века ограничивалось из-за отсутствия высокопроизводительных машин и оборудования для отделения от массива, выемки и перемещения больших объемов вскрышных пород и полезных ископаемых.



Рисунок 1.1 - Общий вид карьера

Ежегодно в мире добывают порядка 100 млрд. т полезного ископаемого. Из них открытым способом добывается более 70% полезных ископаемых, в т.ч. 95% для строительства, около 90% железной руды, более 65% бурых и каменных углей.

Всего углей добывают более 8 млрд. т. Рост по сравнению с предыдущим годом составил 4,3%. Сведения о ведущих угледобывающих странах приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1- Добыча угля в мире за 2018 г.

Место в мире	Страна	За 2018 г, млн. т	Изменения к 2017 г., %	Доля в мировой добыче, %
1	Китай	3683,0	+4,5	46,0
2	Индия	765,1	+7,5	9,5
3	США	685,4	-2,5	8,6
4	Индонезия	548,6	+18,9	6,8
5	Австралия	485,5	+0,3	6,1
6	Россия	441,3	+7,0	5,5
11	Турция	84,5	+14,1	1,1
14	Монголия	54,6	+13,3	0,7
19	Украина	34,4	+0,8	0,4
31	Великобритания	2,6	-15,1	<0,1

По имеющимся данным за все время существования человечества на планете добыто около 180 тыс. т золота. В настоящее время его годовая добыча в мире составляет более 2600 т. Рейтинг стран по запасам золота приведен в табл. 1.2.

Таблица 1.2- Рейтинг стран по запасам золота в 2018 г.

Место в мире	Страна	Запасы золота, т.
1	США	8133
2	Германия	3373
3	Италия	2451
4	Франция	2435
5	Россия	2200
6	Китай	1842

По добыче алмазов ЮАР занимает пятое место (7,4 млн. карат / год стоимостью 1,22 млрд. долларов). Венесуэла добывает более 12 млн. карат алмазов в год.

Добыча алмазов открытым способом в Южной Африке

В начале 1867 г. на берегу реки Оранжевой у реки была найдена белая галька, которой суждено было положить начало новой эпохе в летописи добычи алмазов. В 1869 г. был найден алмаз «Звезда Южной Африки» или «Дадли». Огромные изменения произошли после открытия ещё более богатых рудников, располагавшихся юго-восточнее, на некотором расстоянии от реки. Вскоре вблизи рудников вырос большой и цветущий город.

Рудник Кимберли

Алмазы были найдены в рыхлых поверхностных отложениях, которые легко разрабатывались. Приблизительно на 15-18 м ниже поверхности они переходили в значительно более твёрдую породу, которая из-за своей окраски получила название «синяя земля». К концу 1872 г. последняя дорога исчезла, и рудник приобрёл вид огромной ямы. Для того, чтобы обеспечить доступ к заявочным участкам, не вторгаясь на территорию соседних заявок, а также для того, чтобы доставлять добытую породу на поверхность, воздвигли оригинальную трёхъярусную систему канатных дорог. При этом нижний ярус был связан с краевыми участками, второй ярус – с участками, расположенными дальше от края рудника, а самый верхний ярус – с участками, расположенными в центре карьера. Эта

система успешно решала поставленные перед ней задачи до тех пор, пока с возрастанием глубины выработок не возникли другие серьезные трудности. Лишенные поддержки с боков, стенки карьера обрушались, кроме того, дополнительные затруднения создавали подземные воды, просачивающиеся в карьер. По названию рудника залежи алмазов стали называть кимберлитовыми трубками.

Сырьевая база Украины

В Украине имеется более 22 тысяч разведанных месторождений полезных ископаемых. Карта с их местонахождением приведена на рис 1.2.

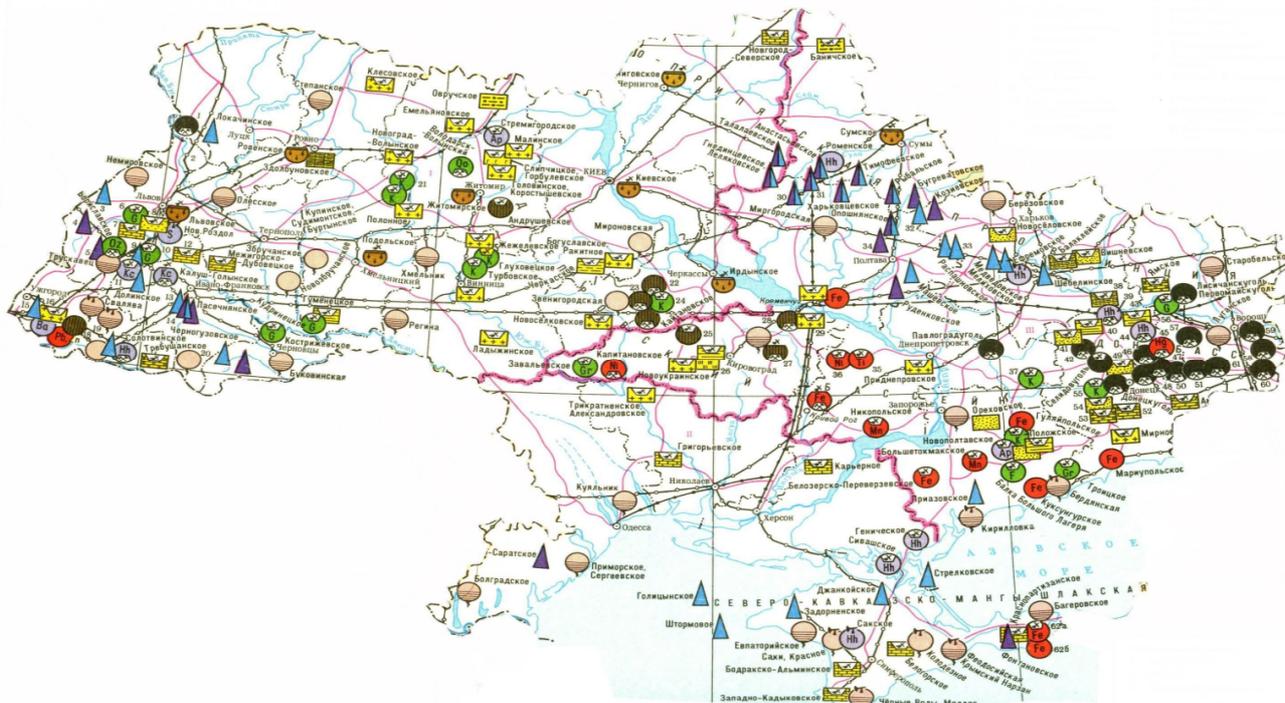


Рисунок 1.2 – Расположение месторождений полезных ископаемых в Украине

Из всего количества месторождений полезных ископаемых, из них около 2000 - глины. Угольные месторождения расположены в восточной и западной частях Украины. В Кировоградской области находится месторождение бурого угля, добыча которого ведется открытым способом. По запасам железной руды Украина занимает 6 место в мире. Содержание железа в руде – более 64%. Месторождение железной руды находится в Криворожском бассейне (г. Кривой Рог). Его разработка ведется как открытым способом (на горно-обогатительных комбинатах), так и подземным способом. Глубина открытых работ достигает 330 м. В центральной части Украины добывается урановая руда (г. Железные воды, Кировоград). Сведения о запасах полезных ископаемых приведены в табл.1.3.

Таблица 1.3 – Общие запасы полезных ископаемых в Украине

№ п/п	Полезные ископаемые, сорт, разновидность	Единицы измерения	Количество месторождений		Балансовые запасы категории А+В+С1, на 01.01.99 р.		Погашено запасов в 1998 году	
			Всего	Разрабат.	Всего	Разрабат.	Всего	Разрабат.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Горючие полезные ископаемые								
<i>Газообразные</i>								
1	Газ природный							
	Свободный	млн. м ³	245	135	1089580	790136	17305	22
	Растворенный	млн. м ³	109	88	37317	34165	723	15
2	Гелий							
	Из свободного газа	тыс. м ³	61	48	216867	167987	-	4904
	Растворенный в нефти	тыс. м ³	5	5	375	375	-	2
3	Этан							
	Из свободного газа	тыс. т	73	60	56371	44325	-	920
	Из растворенного в нефти	тыс. т	32	32	1530	1528	-	44
4	Пропан							
	Из свободного газа	тыс. т	73	60	30614	24653	-	486
	Из растворенного в нефти	тыс. т	32	32	1481	1479	-	52
5	Бутаны							
	Из свободного газа	тыс. т	73	60	14032	11440	-	257
	Из растворенного в нефти	тыс. т	31	32	849	848	-	23
6	Газ природный угольных шахт	тыс. м ³	125	76	153949	70473,5	387,25	-
<i>Жидкие</i>								
7	Нефть	тыс. т	134	87	141648	117204	2684	-
8	Газовый конденсат	тыс. т	155	101	80286	56761	1163	153
<i>Твёрдые</i>								
9	Уголь							
	Бурый	тыс. т	78	9	2583068	121326	1298	311
	Каменный	тыс. т	680	236	43038715	9521851	50597	7826

1	2	3	4	5	6	7	8	9
10	Торф	тыс. т	1561	505	660507	435496	856	55
11	Сапрпель	тыс. т	274	8	56430	4754	-	-
Металлические полезные ископаемые								
<i>Руды чёрных металлов</i>								
12	Руда железная	руда, тыс. т	57	33	25947232	17545512	113256	4020
13	Руда марганца	руда, тыс. т	3	2	2262230	251628	5568	452
<i>Руды цветных металлов</i>								
14	Руды алюминия	руда, тыс. т	1	0	18885	-	-	-
16	Руда свинца и цинка	руда, тыс. т			22024			
		свинец, тыс.т	3	0	301,5			
		цинк, тыс. т	4	0	723,7			
<i>Руды редкоземельных металлов</i>								
24	Руды ртути	руда, тыс. т	11	4	5245	5223	-	-
		ртуть, т			5017	4883	-	-
<i>Неметаллические полезные ископаемые</i>								
44	Соль калийная	сырые соли, тыс. т	13	2	2350576	731743	407	40
		K ₂ O тыс. т			250258	78492	43	5
45	Соль поваренная	тыс. т	14	11	16674149	11389999	3425	6346
46	Соль магниевая	сырые соли, тыс. т	5	4	1141875	1141875	407	40
		MgO тыс. т			87051,3	86953,3	105,5	5
Горнорудные полезные ископаемые								
50	Янтарь	-	2	2	-	-	-	-
51	Глины бентонитовые	тыс. т	6	3	61054	60460	122	6
52	Графит	руда, тыс. т	5	1	125748	96889	72	3
		графит, тыс. т			7836,7	6148,7	4,6	0,2
53	Калий	тыс. т	34	22	451551,8	222532,8	1237,25	99
54	Озокерит	т	3	1	191993	113679	-	-
55	Оникс мраморный	т	1	0	213(C2)	-	-	-
56	Радонит	т	1	0	419(C2)	-	-	-
Нерудные полезные ископаемые								
62	Известняк флюсовый	тыс. т	14	7	2468368	1551824	20231	1111

1	2	3	4	5	6	7	8	9
63	Глина огнеупорная	тыс. т	20	8	519519	307657	1718	182
67	Песок формовочный	тыс. т	22	10	882714	682897	5633	332
Полезные ископаемые для строительства								
72	Известняк для выжигания на известь	тыс. т	92	31	751129	460419	1728	11
79	Мергель строительный	тыс. м ³	1	0	284	-	-	-
80	Песок строительный	тыс. м ³	344	117	2637174	1017534	4678	317
88	Сырье стеклянное	тыс. т	29	11	247927	57968	692	32
Подземные воды								
93	Пресные	тыс. м ³ /сут	917	541	14797,9	9845,34	4186,228	122,153
94	Минеральные	м ³ /сут	149	113	65522,9	56541,4	1283,925 тыс. м ³ /год	304,993 тыс. м ³ /год
95	Промышленные	тыс. м ³ /сут	1	1	33,6	33,6	-	-
96	Термальные	тыс. м ³ /сут	2	1	5,283	0,871	6,3	-

Месторождения полезных ископаемых Донбасса

Донецкий бассейн был открыт в 1721 г. Г.Г. Капустиным, однако, добыча угля началась только в конце XIX века, когда на юге России начала интенсивно развиваться металлургическая промышленность. Максимумы выработки угля (приблизительно 190 млн. т.) Донбасс достиг в конце 80-х годов XX века.

Особенно широко представлены в Донецком бассейне каменноугольные отложения (известняки, песчаники, сланцы, угли и др.). Пермские отложения, состоящие главным образом из аргиллитов, алевролитов, песчаников, доломитов, каменной соли, гипс, ангидрита, доломитизированных известняков, в северо-западной части бассейна заполняют обширные Кальмиус-Торецкую и Бахмутскую котловины. Здесь же встречаются и естественные выходы (обнажения) юрских пород- озерных глин, известняков, песчаников, конгломератов. Меловые отложения (мел, мергели, пески и глины) расположены на западных и северных окраинах Донбасса.

Крупнейшие месторождения каменной соли - Артемовское и Славянское. Калийная соль добывается в районе городов Краматорск и Часов-Яр. Мел для содового производства – в Райгородском месторождении.

Основной сырьевой базой цементного сырья является Амвросиевская группа месторождений, которая обеспечивает работу Амвросиевского цементного комбината. На базе Краматорского месторождения мела и глины работает Краматорский цементно-шиферный комбинат.

На Донбассе есть два разведанных месторождения кварцевого песка: Авдеевское и Ново-Михайловское. Гипс и ангидрит разведаны на 8 месторождениях, из которых эксплуатируется 2: Артемовское и Михайловское. Разведано 12 меловых месторождений, из которых эксплуатируется 4: Шидловское, Маякское №2, Красненское и Ямское.

Разведано 22 месторождения строительных песков, из которых 5 месторождений эксплуатируются: Червонополянское, Краснолиманское, Ямпольское, Кутейниковское и Петровское.

Имеется 49 месторождений кирпично-черепичного сырья. Наиболее известные: Очеретинское, Авдеевское, Горловское, Карловское и Пантелеймоновское.

Есть 3 керамзитовых месторождения: Харцызское, Снежнянское и Восточно-Волынцевское.

Разведано крупное Камышовское месторождение базальтов (Старобешевский район).

Разведано 14 месторождений песчаника, из которых разрабатываются: Буденновское, Орлово-Слободское, Еленовское и др.

Кристаллические породы найдены в 11 месторождениях, из которых разрабатываются 7: Караньское, Кальчикское, Хлебодаровское, Анадолевское и др.

Облицовочные материалы:

- Стрелковое месторождение граносиенитов;

- Первомайское месторождение мрамора.

Среди месторождений огнеупорных глин Донбасса высоким качеством выделяется Часов-Ярское. Глину этого уникального месторождения широко используют металлурги, стекольная и радиоэлектронная промышленность.

Имеются тугоплавкие (керамические) глины (Артемовское, Курдюмовское, Никифоровское, Николаевское, Попаснянское), которые используются для изготовления керамических изделий.

Использование отработанных карьеров

После отработки карьеров их рекультивируют. Интересен китайский опыт. В Шанхае открылся первый в мире отель, основная часть которого построена ниже уровня земли (рис.1.3). Гостиница получила название Intercontinental Shanghai Wonderland. Она располагается на месте бывшего карьера в горном хребте Шешана. Два нижних этажа располагаются под водой, из их окон открывается вид на огромный аквариум. При этом два верхних этажа покрыты цветами, травой и растениями. Со стороны поверхность здания просто сливается с окружающей природой. При строительстве использовались экологически чистые материалы. Кроме того, отель генерирует собственную энергию и получает отопление и освещение за счет геотермальной и солнечной энергии.



Рисунок 1.3 - Подземный отель

В нашем регионе карьеры заполняются водой и используются для создания рекреативных зон.

Тема 1: Введение. Карьер. Схемы вскрытия карьерного поля.

Лекция 2: Карьер, его элементы и параметры. Схемы вскрытия карьерного поля.

Комбинированная схема вскрытия

Карьер – совокупность горных выработок, образованных при добыче полезного ископаемого открытым способом; горное предприятие по добыче полезных ископаемых открытым способом (рис.2.1).

Разрез – карьер по добыче угля открытым способом.

Месторождение или его часть, разрабатываемую одним карьером, называют **карьерным полем**. Карьерное поле является объёмной геометрической фигурой, характеризующейся размерами в плане и глубиной.

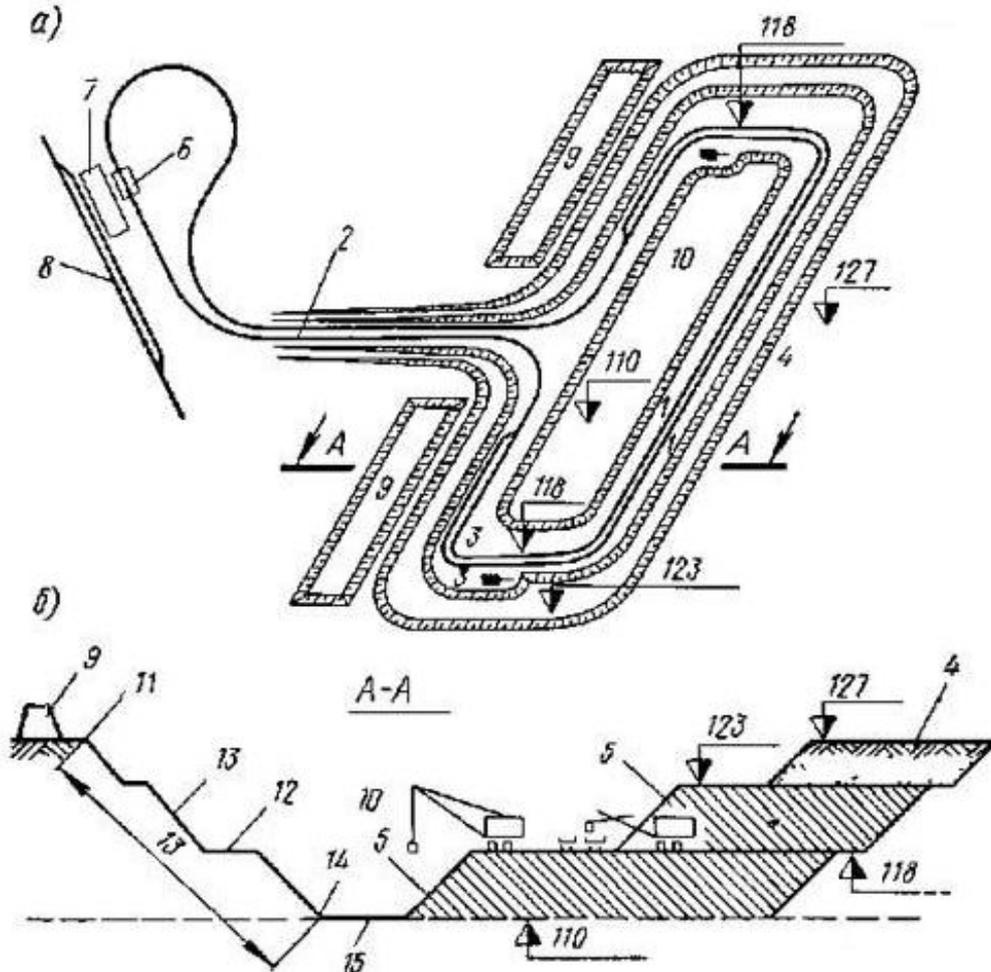


Рисунок 2.1 - Основные элементы карьера: а – план; б – поперечный разрез; 1 – фронт работ; 2 – въездная траншея; 3 – въезд на уступ; 4 – вскрышной уступ; 5 – добычной уступ; 6 – приемный бункер; 7 – обогатительная фабрика; 8 – подъездные пути; 9 – отвал; 10 – выработанное пространство; 11 – верхняя бровка; 12 – берма; 13 – борт карьера; 14 – нижняя бровка; 15 – дно карьера

Земельным отводом называется участок земной поверхности, выделенный предприятию (организации) для своих нужд.

Горным отводом называют часть земных недр, представляемая организации или предприятию для промышленной разработки содержащихся в ней полезных ископаемых.

Уступ – это отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени. В наиболее распространённых условиях разработки горизонтальными и наклонными слоями соответственно горизонтальные и наклонные уступы совпадают с ними и имеют ту же высоту и размеры в плане (рис.2.2).

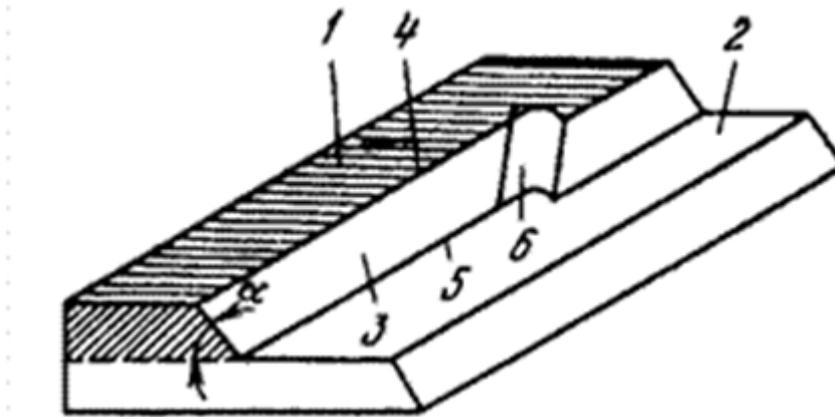


Рисунок 2.2 - Элементы уступа: 1 - верхняя площадка уступа; 2 – нижняя площадка уступа; 3-откос уступа; 4 – верхняя бровка уступа; 5 – нижняя бровка уступа; 6 – забой уступа

Горизонтальные или наклонные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте, называют нижней и верхней площадками, а наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства – **откосом уступа**.

Верхняя и нижняя площадки — горизонтальные плоскости, ограничивающие уступ сверху и снизу.

Верхняя и нижняя бровки — линии пересечения откоса уступа соответственно с верхней и нижней площадками.

Высота уступа — нормальное расстояние между верхней и нижней площадками.

Углом откоса уступа называют угол, образованный поверхностью откоса уступа и горизонтальной плоскостью, а линии пересечения откоса с верхней и нижними площадками, соответственно, - верхней и нижней бровками.

Откос борта карьера - условная поверхность, проходящая через верхний и нижний контуры карьера.

Угол откоса борта карьера - угол, образуемый откосом борта карьера и горизонтальной плоскостью, проходящей через подошву карьера. Угол откоса рабочих бортов карьера зависит главным образом от ширины рабочих площадок и высоты уступов и составляет от 5° до 30° , преимущественно $7^{\circ} - 12^{\circ}$, а нерабочих $15^{\circ} - 55^{\circ}$.

Борт карьера, на котором производятся горные работы, называется *рабочим бортом*. В процессе ведения горных работ рабочий борт карьера перемещается в пространстве.

Борт карьера, на котором горные работы не производятся и он достиг конечных границ карьера, называют *нерабочим бортом*. На нерабочем борту располагаются предохранительные и транспортные бермы

Берма - горизонтальная площадка на нерабочих участках бортов карьера, разделяющая смежные по высоте уступа.

Различают бермы *предохранительные* и *транспортные*.

Назначение **предохранительных берм** — повышать устойчивость борта карьера и предохранять рабочие горизонты карьера и дно карьера от случайного падения на них отдельных кусков породы с верхних уступов.

Транспортные бермы - предназначаются для размещения на них транспортных путей (дорог) для соединения рабочих горизонтов с капитальными траншеями их ширина выбирается в зависимости от вида транспорта, ширины колеи и числа путей или полос движения.

Глубина карьера - расстояние в метрах по вертикали между усредненной отметкой земной поверхности и дном карьера.

Схемы вскрытия карьерного поля

Вскрытие для открытой разработки месторождений включает проведение наклонных **капитальных въездных траншей** с поперечным сечением ступенчатой формы или в виде трапеции (траншеи) или треугольника (полутраншеи) с поверхности земли или разрабатываемой части карьера к вновь создаваемым рабочим горизонтам.

Классификация схем вскрытия приведена в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Классификация схем вскрытия карьерного поля

Тип	Схема вскрытия	Классификационные признаки разделения		
		по месту расположения траншей и стационарности	по направлению движения	по количеству вскрываемых уступов
А.	Траншейная			
1.	Наклонными траншеями	Внешними стационарными	одинарными	отдельными
				групповыми
				общими
			парными	отдельными
			групповыми	
			общими	
		Внутренними: стационарными; полустационарными; скользящими	одинарными	отдельными
				групповыми
			общими	
	парными		отдельными	
		групповыми		
		общими		
2.	Крутыми траншеями	Оборудованными подъемниками: конвейерными; бесклетевыми с тягачами; клетевыми; скиповыми		
Б.	Подземная	горизонтальными выработками (туннелями, штольнями); наклонными выработками (наклонными стволами, скатами, наклонными туннелями; вертикальными выработками (вертикальными стволами, рудоспусками); системой подземных (горизонтальных, наклонных, вертикальных) выработок		
В.	Бестраншейная	всех уступов (с применением кабель-кранов и др); вскрышных уступов (с применением транспортно-отвальных мостов, консольных отвалообразователей и др.); добычных уступов (с перевалкой полезного ископаемого на площадке вскрышных уступов и т.п.)		
Г.	Комбинированная	сочетание различных вариантов траншейной, подземной и бестраншейной схем		

Непосредственным продолжением капитальной траншеи является горизонтальная выработка с трапецеидальным (треугольным) поперечным сечением – **разрезная траншея**

(полутраншея), проводимая для создания первоначального фронта горных работ. Разрезные траншеи проходятся для вскрытия рабочих горизонтов с целью создания первоначального вскрышного или добычного фронта. Уклон их обычно выбирается с учётом естественного стока грунтовых и ливневых вод к насосным станциям. Срок службы разрезных траншей зависит от интенсивности ведения горных работ. Схема вскрытия месторождения зависит от формы и размеров карьерного поля, угла падения пластов, физико-механических свойств пород, глубины отработки, рельефа местности, типа принятого горнотранспортного оборудования.

Внешними траншеями вскрывают верхние горизонты месторождений с наклонным и крутым залеганием пластов. Для уменьшения объёмов горно-капитальных работ вскрытия наибольшего количества рабочих горизонтов внешние капитальные траншеи закладываются на пониженных участках рельефа местности.

Нижележащие горизонты таких месторождений вскрываются **внутренними траншеями**, которые закладываются как на рабочих, так и нерабочих бортах. При отработке пластов пологого залегания с применением автомобильного транспорта внутренние траншеи размещаются по падению пластов.

Классификация капитальных траншей приведена в табл.2.2.

Таблица 2.2 - Классификация капитальных траншей

Признак разделения	Основные различия	Траншеи
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура карьера	Внешние
	Расположение внутри контура карьера	Внутренние
Число уступов, обслуживаемых системой траншей	Один уступ	Отдельные
	Несколько (группа) уступов	Групповые
	Все уступы карьера до конечной глубины	Общие
Основное назначение траншей	Для движения груженых и порожних поездов (маятниковое движение транспорта)	Одинарные
	Для движения только груженых или только порожних поездов (поточное движение транспорта)	Парные
Стационарность траншей	Постоянное расположение за контуром или бортах в конечном положении	Стационарные
	Временное расположение внутри конечных контуров на бортах, подлежащие разработке	Скользкие (временные)

При крутом залегании пластов внутренние траншеи всегда находятся в движении. Учитывая трудоёмкость работ при строительстве скользких съездов и необходимость их оборудования железнодорожными путями или автодорогами, ведение горных работ планируется так, чтобы один из бортов или несколько горизонтов находились во временной консервации, а тупиковые съезды были полустационарными.

При вскрытии карьерного поля отдельными внешними капитальными траншеями создают транспортный доступ к каждому уступу. При данном способе вскрыши за каждым уступом закрепляется транспорт, и потоки горной массы полностью рассредоточены.

Вскрытие карьерных полей групповыми внешними капитальными траншеями используют при разработке мощных пластов полезного ископаемого и покрывающих вскрышных пород (угольные месторождения). В этом случае отдельные группы уступов

вскрывают независимыми друг от друга траншеями. Грузопотоки породы и полезного ископаемого при этом рассредоточены и имеют непосредственный выход на дневную поверхность, что позволяет использовать различные виды транспорта на вскрыше (конвейерный) и добыче (железнодорожный).

Актуальность комбинированной схемы вскрытия

Одновременная разработка открытым и подземным способами применяется в случаях, когда имеется возможность добавления к преобладающим объёмам бедных руд, добываемых в процессе открытых горных работ, руд с большим содержанием полезного компонента, получаемых из той же залежи при шахтной добычи (т.е. совмещение по вертикали); при сложных рудных телах, заложив в бортах карьера вскрывающие выработки, можно осуществить подземную добычу полезных ископаемых в зонах, эффективных для открытых горных работ (совмещение по горизонтали). Подобные варианты комбинированных разработок будут приведены ниже. Особенность ведения горных работ на таких месторождениях заключается в специальном расчёте и строгом соблюдении режима взрывных работ на карьере и шахте, позволяющем обеспечить безопасную и эффективную деятельность всего комплекса.

Стратегия комплексного освоения месторождений комбинированными технологиями базируются на составлении единого комплексного проекта извлечения запасов, в котором технологически и календарно увязаны все технические решения на весь период освоения месторождений с оптимизацией области эффективного применения каждого способа и принятие единой схемы вскрытия, решение вопросов геомеханики, вентиляция, водоотлива и транспортирования горной массы.

При применении комбинированных технологий вскрытие месторождения характеризуется рядом особенностей (рис.2.3): наличие карьерного пространства, которое представляет собой самостоятельную вскрывающую выработку; увеличенные размеры зон, вовлекаемых в процесс деформирования массива под влиянием горных работ; в зависимости распределения запасов по способам разработки от принятого порядка освоения месторождения. Поэтому в данном случае использование традиционных способов вскрытия не целесообразно.

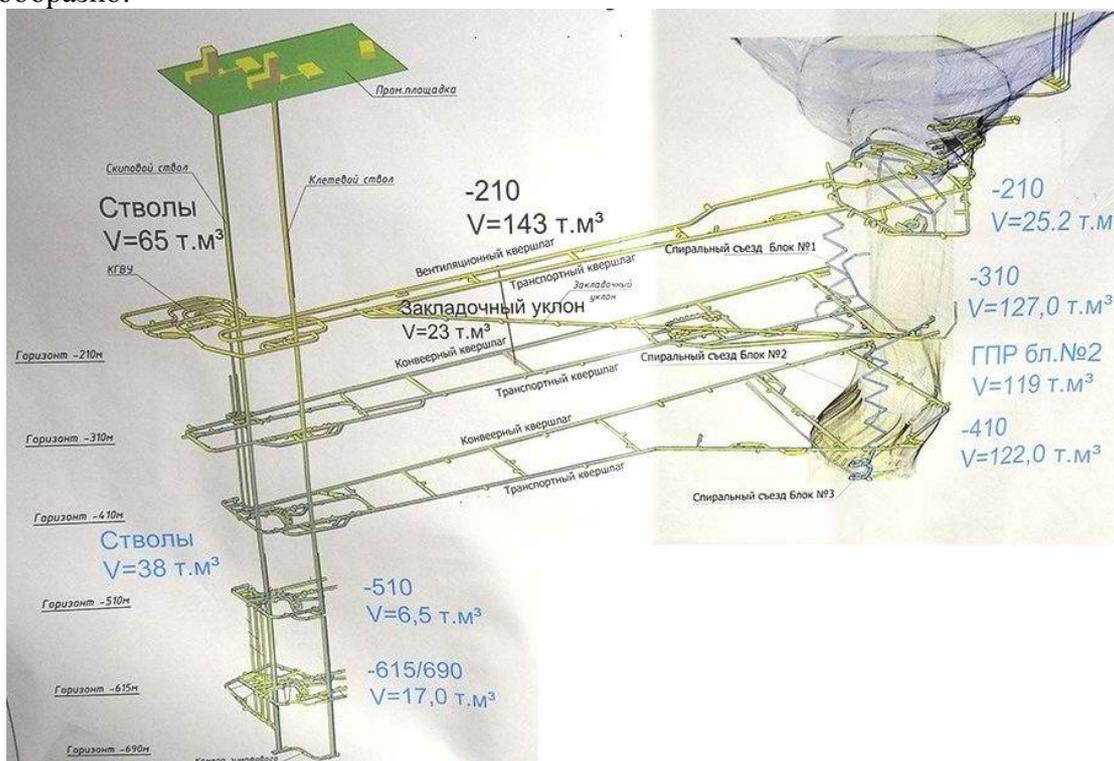


Рисунок 2.3 – Схема вскрытия рудника «Мир»

При проектировании освоения запасов комбинированными технологиями проектное решение должны быть увязаны по способам разработки, в том числе в части размещения вскрывающих выработок с учётом перспектив развития горных работ в карьере и на шахте и функционирования их на всех этапах разработки.

Требования к схеме вскрытия месторождений при комбинированном способе разработки сводятся к следующему:

- использование карьерного пространства в качестве основной или вспомогательной вскрывающей выработки на стадиях строительства и эксплуатации подземного рудника;
- создание единой транспортной схемы для выдачи рудной массы;
- резервирование на поверхности карьера мест для размещения поверхностных зданий и сооружений подземного рудника;
- формирование при постановке карьера предельное положение площадок, берм, съездов для заложения рудовыдачных и вспомогательных подземных выработок, размещения пунктов перегрузки, дренажных выработок и сооружений, вентиляционных и энергетических установок;
- учёт при определении местоположения подземных вскрывающих выработок, наряду с традиционными факторами, перспектив развития горных работ в карьере и особенности сдвига массивов пород под влиянием подземных и открытых горных работ;
- разработка мероприятий по уменьшению размеров зон деформирования подрабатываемых бортов карьера в местах размещения подземных капитальных вскрывающих выработок;
- размещение отвалов вскрышных пород и рудных складов с учётом требований проветривания шахт и обеспечения устойчивости подрабатываемых бортов карьера.

Очевидно, что применение единой схемы вскрытия с учетом технологии открытых и подземных работ, а в ряде случаев и физико-химических геотехнологий, расширяет область эффективного использования комбинированных технологий. Кроме того, это позволяет избежать негативных последствий переходного периода и сформировать стабильную программу добычи руды, сохранить занятость рабочих при их плановой заблаговременной переквалификации, обеспечить своевременную компенсацию выбывающих производственных мощностей.

Комбинированная схема вскрытия реализована на медно-колчедановых месторождениях Урала, алмазных месторождениях Якутии и др.

В нашем регионе комбинированную схему вскрытия целесообразно применить на карьере «Центральный» Докучаевского флюсо-доломитного комбината. При этом она предусматривает строительство в борту карьера наклонного туннеля длиной 1,3 км от дна до дробильно-обогадательной фабрики (рис.2.4).



Рисунок 2.4 – Комбинированная схема вскрытия карьера «Центральный» ДФДК

Применяемая в настоящее время технология предусматривает доставку полезного ископаемого автомобильным транспортом на пункт разгрузки, находящийся на 2-м уступе, и затем железнодорожным транспортом – на дробильно-обоганительную фабрику (ДОФ).

Применение комбинированной схемы предусматривает доставку полезного ископаемого автомобильным транспортом по дну карьера к нижнему portalу туннеля, а затем ленточным конвейером – на ДОФ. Это значительно сократит затраты времени и средств на транспортирование полезного ископаемого.

**Тема 2: Организация строительства и реконструкции карьеров.
Лекция 3: Периоды и порядок развития горных работ. Реконструкция карьеров.
Проект организации строительства.**

Строительство карьера делится на следующие периоды:

- подготовительный;
- основного строительства;
- ликвидационный (ввод карьера в эксплуатацию).

На рис. 3.1 показана структурная схема строительства карьера. В схеме отражены основные этапы строительства и дан перечень работ по ним.

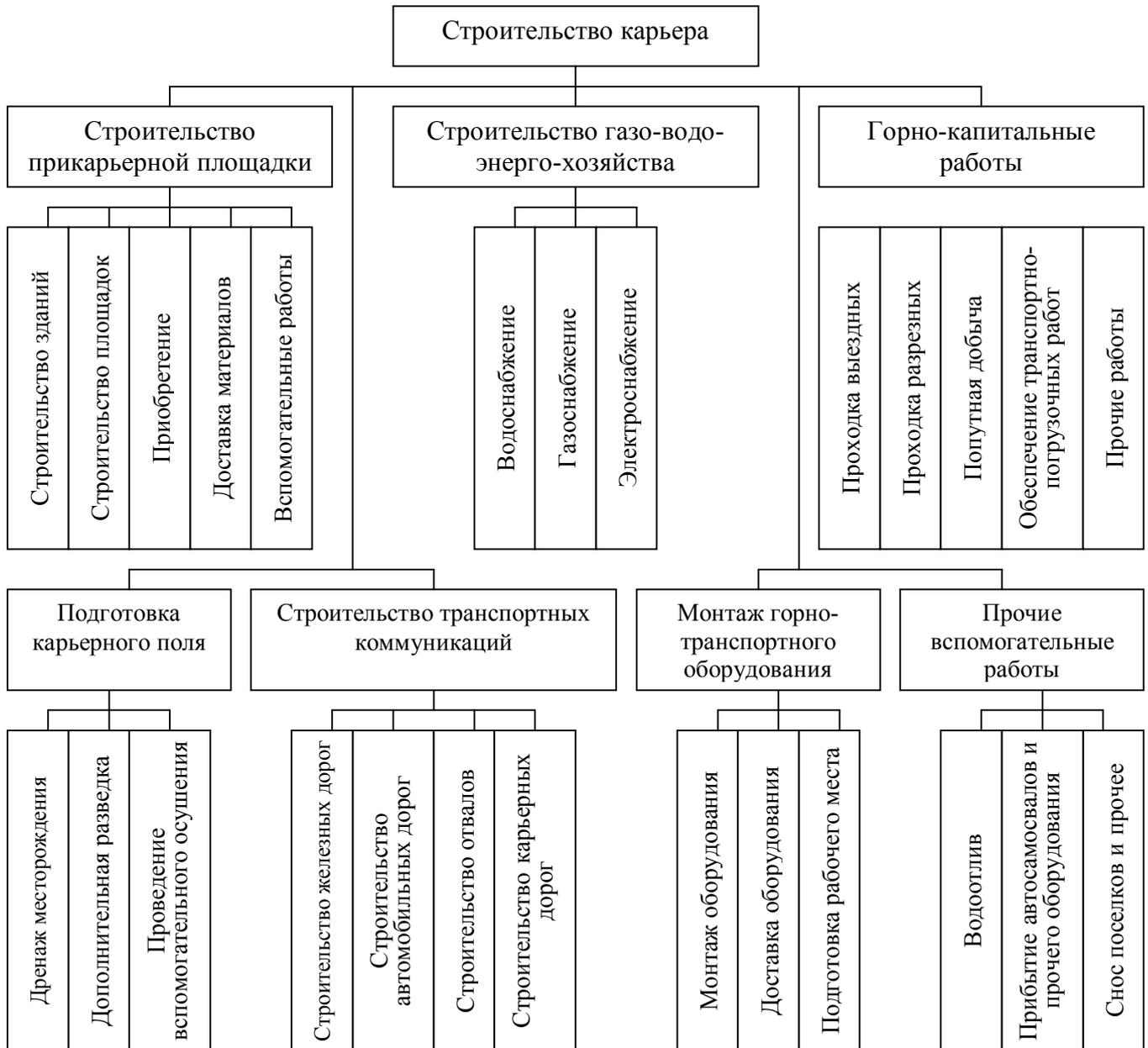


Рисунок 3.1 – Структурная схема строительства карьера

В *подготовительный период* оформляется управление строительством карьера и организуется снабжение его необходимым оборудованием и материалами. В этот период:

- проводят мероприятия по подготовке карьерного поля;
- отводят реки и осушают озера в районе проходческих и горно-капитальных работ;
- строят железные и автомобильные дороги, прирельсовые склады строительных материалов, оборудования, взрывчатых и горюче-смазочных материалов, административно-бытовые и коммунальные сооружения, бурозаправочную, механическую и деревообделочную мастерские;
- возводят дамбы и плотины; прокладывают сети водоснабжения и канализации.

Работы по подготовке к строительству могут быть начаты при наличии утвержденных проектов земельного и горного отводов и мероприятий по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок.

В *основной период*:

- проходят горные выработки;
- выполняют определенный объем вскрышных работ;
- строят промышленные здания и сооружения, объекты жилищно-бытового и коммунального назначения;
- проводят дренажные и осушительные выработки;
- производят монтаж основного горного, транспортного и технологического оборудования.

Этапы горных работ

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется посредством сооружения специально предназначенных для этого выработок. Для обеспечения перевозок горной массы каждый горизонт должен быть вскрыт капитальной траншеей (рис. 3.2, а), как правило, наклонной, так как она соединяет отметку вскрываемого горизонта с отметкой уже действующих горизонтов и поверхности.

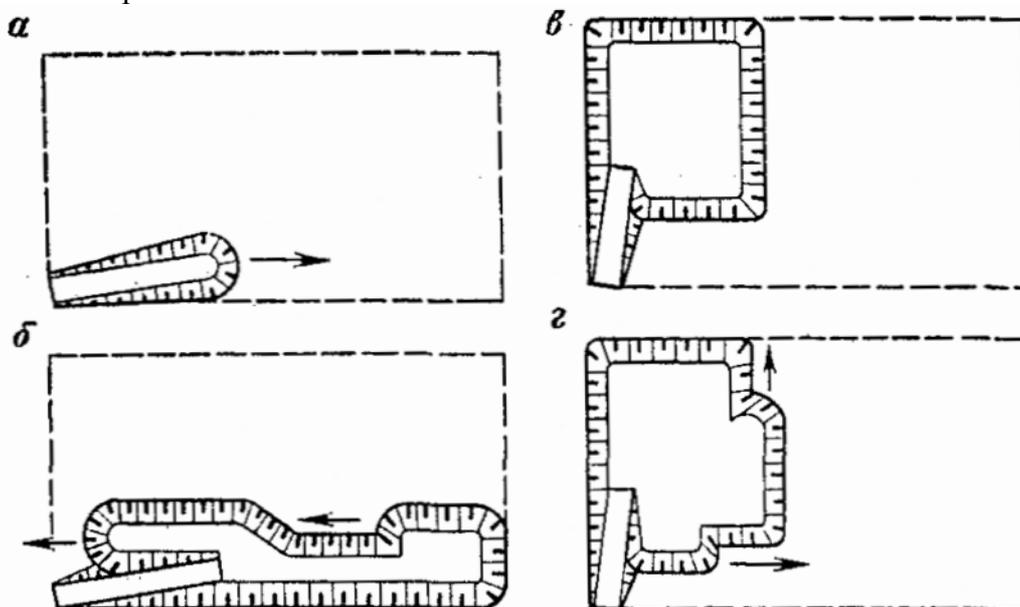


Рисунок 3.2 – Начальные этапы горных работ при вскрытии карьеров

Горные работы на горизонте начинают с создания первоначального фронта, для чего проводят разрезную траншею (рис. 3.2, б) или разрезной котлован (рис. 3.2, в). Иногда породу, если позволяют параметры экскаваторов, размещают в прибортовом отвале, но чаще ее транспортируют на внешний отвал. Далее производится разнос одного или двух бортов разрезной траншеи (см. рис. 3.2, б) или разрезного котлована (рис. 3.2, г). После необходимого опережения верхнего уступа появляется возможность вскрытия

нижерасположенного горизонта и проведения в его пределах разрезной выработки. Продольный уклон рабочих горизонтов должен устанавливаться с учетом обеспечения безопасности работы транспортных средств при погрузке.

Виды и периоды горных работ

Подготовка месторождения к эксплуатации, выполненная полностью или частично, позволяет приступить к горно-капитальным работам. К ним относятся работы по удалению покрывающих пород, созданию капитальных, разрезных траншей и котлованов, а также насыпей, которые позволяют начать систематическое производство вскрышных и добычных работ в строгом соответствии с проектом.

Горно-капитальные работы, выполняемые в период строительства карьера до сдачи его в эксплуатацию, называют *горно-строительными работами*. К ним относят также добычные работы в период строительства карьера (попутная добыча) и комплекс работ по сооружению транспортных коммуникаций.

После сдачи карьера в эксплуатацию с неполной проектной мощностью продолжают выполняться горно-капитальные работы на очередных участках карьерного поля.

После ввода их в эксплуатацию поэтапно наращивается производственная мощность карьера до проектного уровня.

Период от сдачи карьера в эксплуатацию до достижения им проектной мощности часто называют периодом освоения проектной мощности карьера.

Период от момента достижения проектной мощности карьера до начала ее снижения, в течение которого осуществляется систематическое производство вскрышных и добычных работ в строгом соответствии с проектом, называется эксплуатационным периодом.

Эксплуатационные горные работы подразделяются на:

- вскрышные работы, заключающиеся в выемке и перемещении в отвалы пустых пород и некондиционных полезных ископаемых;
- добычные работы, заключающиеся в выемке и доставке добытого полезного ископаемого на склады или к потребителю.

Работы по созданию вскрывающих и разрезных горных выработок называются *горно-подготовительными*. В зависимости от периода деятельности карьера (строительный или эксплуатационный) и источника финансирования (капитальные вложения или за счет основной деятельности действующего предприятия) горно-подготовительные работы относятся к горно-капитальным или эксплуатационным работам. В некоторых случаях проводимые в эксплуатационный период после освоения проектной мощности карьера горно-подготовительные работы относятся к горно-капитальным.

К горно-капитальным относятся также продолжающиеся в эксплуатационный период работы, связанные с осушением, в частности бурение очередных водопонижающих скважин, сооружение подземных дренажных выработок и дорог.

При установлении дополнительных разведочных данных о месторождении и переутверждении запасов полезных ископаемых, особенно при переходе с одного этапа горных работ на другой согласно проектному графику, возникает необходимость в реконструкции карьерного хозяйства с заменой горного и транспортного оборудования, реконструкцией вскрывающих выработок и отвалов и изменением производственной мощности карьера. Работы по реконструкции относятся к горно-капитальным и осуществляются по специально утвержденным проектам.

Заключительной стадией открытой разработки месторождения, обычно связанной с истощением запасов или с необходимостью перехода на подземный способ разработки, является период «затухания» (погашения) горных работ, продолжающийся иногда несколько лет.

Величина объемов вскрышных и добычных работ в строительный и эксплуатационный периоды зависит от выбранного места начала производства работ в карьерном поле, направления и интенсивности их дальнейшего развития.

Порядок развития открытых горных работ

Порядок развития открытых горных работ не может устанавливаться произвольно. Он зависит от множества факторов:

- типа разрабатываемого месторождения;
- рельефа поверхности;
- формы залежи, положения залежи относительно господствующего уровня поверхности, угла ее падения, мощности, строения;
- распределения по качеству полезных ископаемых и типов вскрышных пород;
- размеров карьерного поля по глубине, по дну и поверхности;
- углов откоса бортов карьера;
- общих запасов вскрыши и полезного ископаемого в его контурах;
- мест расположения потребителей полезных ископаемых, отвалов, хвостохранилищ.

Для ускорения ввода карьера в эксплуатацию и сокращения уровня капитальных затрат горные работы начинают вести там, где залежь полезного ископаемого находится ближе к поверхности при минимально возможном объеме горностроительных работ с обязательным учетом возможных решений по вскрытию рабочих горизонтов на будущие периоды и с учетом системы разработки, обеспечивающей высокий уровень комплексной механизации горных работ.

В период эксплуатации горные работы преимущественно развивают так, чтобы следовать за залежью для максимального извлечения полезных ископаемых при возможно минимальных затратах труда и средств на вскрышные работы. Соотношением текущих объемов вскрышных и добычных работ в этот период определяют не только эксплуатационные затраты, но и такой важный параметр, как производственная мощность карьера по горной массе. В результате изменения годовых объемов вскрышных работ по отдельным периодам из-за непостоянства мощности вскрыши и залежи полезного ископаемого, условий его залегания, наличия разнообразных геологических нарушений, неравномерного содержания полезных компонентов в залежи производительность карьера по полезному ископаемому может колебаться в определенных пределах.

Вместе с тем предприятия рассчитаны на определенную производственную мощность и потребители полезного ископаемого должны получать строго определенные объемы полезного ископаемого установленного качества. В связи с этим параметры рабочей зоны и показатели интенсивности ее развития должны соответствовать принятой подсистеме разработки, а также удовлетворять требованиям соблюдения известных закономерностей: соразмерного подвигания смежных уступов, правильного соотношения перемещения скоростей развития зоны в плане и в глубину и др.

Реконструкция карьеров

Реконструкция действующих предприятий - одно из направлений, позволяющее во многих случаях при минимальных затратах наращивать производственные мощности и увеличивать выпуск продукции в более короткие сроки, чем при новом строительстве. Реконструкция действующих предприятий представляет собой процесс количественного и качественного совершенствования средств труда, а строительство новых предприятий – это процесс создания новых средств труда на базе современной прогрессивной техники и организации производства.

Если при строительстве новых предприятий приходится проводить подготовительные работы по освоению территории, прокладке сетей и коммуникаций, то при расширении действующих предприятий используются в основном существующие здания и сооружения, действующие коммуникации, а также резервы увеличения производства в действующих ремонтных, энергетических и других вспомогательных цехах.

Для увеличения производства за счет реконструкции действующих предприятий весьма важно наличие кадров и производственного опыта. К положительным факторам реконструкции действующих предприятий относятся также наличие в районах их

расположения строительных баз и значительно меньшие затраты на жилищно-коммунальное строительство.

На реконструируемом предприятии должно быть использовано не менее 25% имеющихся к началу реконструкции основных производственных фондов (по балансовой стоимости).

Основными целями и задачами реконструкции являются:

- ликвидация «узких мест» в производстве и диспропорции между мощностью горного предприятия и пропускной способностью основных, вспомогательных и обслуживающих участков и цехов:

- увеличение производственной мощности объекта и объема выпускаемой продукции.

Объем продукции на действующих предприятиях может быть увеличен за счет расширения существующих производственных площадей без существенного изменения технического и организационного уровня производства.

Выбор наиболее эффективных направлений капитальных затрат зависит от показателей сравнительной эффективности строительства и реконструкции промышленных предприятий.

Основные направления реконструкции рудных карьеров

На многих рудных карьерах в процессе эксплуатации производится полное или частичное изменение технологических схем, Способы вскрытия, расширение проектных контуров, замена оборудования более совершенным, а также ряд других работ, выполнение которых приводит к реконструкции горного предприятия.

Во время реконструкции обычно выполняется комплекс горно-капитальных, строительных и монтажных работ с целью увеличения добычи полезного ископаемого, продления срока службы карьера повышения производительности труда и снижения себестоимости продукции.

Реконструкция действующих карьеров осуществляется по следующим основным направлениям:

- расширение границ;
- техническое перевооружение;
- совершенствование технологических процессов.

В процессе эксплуатации рудных карьеров производится *доразведка месторождений*, которая очень часто сопровождается приростом запасов и пересмотром проектных контуров.

Очень часто доразведка рудных месторождений сопровождается пересмотром бортового и минимального промышленного содержания полезных компонентов.

На некоторых крупных месторождениях в целях наиболее интенсивного и целесообразного использования запасов ведутся одновременно как открытые, так и подземные работы. Совершенствование открытого способа разработки позволяет в ряде случаев пересмотреть ранее принятые проектные решения и расширить проектные контуры карьеров за счет открытой добычи запасов.

При реконструкции рудных карьеров в проектах организации строительства кроме перечисленных выше вопросов, необходимо:

- решить вопрос об очередности работ с указанием объектов, оставляемых на период проведения строительно-монтажных работ;
- определить первоочередное производство работ по перемещениям действующих сетей и коммуникаций;
- установить состав работ подготовительного периода с тем, чтобы период основных работ, связанный с частичной остановкой предприятия, был бы наименьший;
- установить особенности и способы выполнения основных строительных работ.

Стадии проектирования

Проектирование предприятий может осуществляться в две стадии – технический проект и рабочие чертежи или в одну стадию – техно-рабочий проект (технический проект, совмещенный с рабочими чертежами).

Обязательной частью каждого технического проекта открытой разработки рудных или угольных месторождений является **проект организации строительства (ПОС)**.

Разработка указанных проектов должна производиться с учетом:

- применения наиболее прогрессивных форм планирования, организации и управления строительством, внедрения сетевых графиков, диспетчеризации и вычислительной техники;
- первоочередного выполнения подготовительных работ;
- достижения непрерывности и поточности в производстве строительно-монтажных работ с равномерным использованием ресурсов и производственных мощностей;
- комплексной механизации работ с применением наиболее экономичных машин и механизмов;
- уменьшения объема строительства временных зданий и сооружений за счет первоочередной застройки и временного использования для нужд строительства постоянных зданий и сооружений.

Проект организации строительства карьера или разреза должен включать:

Проект организации строительства карьера оформляется в виде пояснительной записки и графической части.

Пояснительная записка содержит:

- краткую характеристику условий строительства;
- краткое описание и обоснование принятых методов основных горнопроходческих и вскрышных работ, в том числе выполняемых в зимних условиях, с увязкой из со строительством зданий и сооружений;
- определение потребности в основных горнопроходческих, строительных, дорожных и транспортных машинах и механизмах и объектах складского хозяйства;
- определение потребности в рабочих кадрах по годам строительства, жилье и культурно-бытовом обслуживании и способы ее удовлетворения;
- обоснование потребности в материально-технических ресурсах, воде, электроэнергии, паре, газе, сжатом воздухе, а также во временных зданиях и сооружениях для производства строительно-монтажных работ;
- решение по административно-хозяйственной и диспетчерской связи для нужд строительства;
- ведомость проектируемых зданий и сооружений с указанием принятых типовых проектов, ориентировочной их стоимости и других затрат на обслуживание строительного производства;
- основные технические показатели строительства (продолжительность и трудоемкость горнопроходческих и вскрышных работ, продолжительность подготовительного периода, объем и мощность вскрыши, максимальная численность рабочих и среднегодовая выработка на одного рабочего в денежном и физическом выражениях, энерговооруженность строительства);
- стоимость горных, строительных и монтажных работ, в том числе подготовительного периода.

**Тема 2: Организация строительства и реконструкции карьеров.
Лекция 4: Проект производства работ. Система проектирования K-MINE.
Продолжительность строительства карьеров.**

Проект производства работ

Исходными материалами для проекта производства работ (ППР) служат:

- утвержденный технический проект;
- рабочие чертежи и сметы;
- данные о поставке технологического, энергетического и других видов оборудования;
- данные строительной и монтажной организаций о наличии парка машин и механизмов, и возможности его расширения и использования;
- действующие нормативные документы (СНиП, инструкции и указания по производству и приему строительных, специальных и монтажных работ).

Проект производства работ содержит:

- комплексный сетевой график или календарный план производства работ;
- график поступления на строительство основного оборудования, материалов, полуфабрикатов и строительных конструкций;
- схемы и технологические карты на основные горнопроходческие и горновскрышные работы с указанием последовательности и методов их выполнения;
- решения по производству монтажных работ (план монтажной площадки с расстановкой монтажного оборудования; схему последовательности монтажных операций и технологические карты монтажа наиболее сложного оборудования);
- схемы производства работ по осушению месторождения, технологические карты на устройство дренажных шахт для карьеров;
- рабочие чертежи временных зданий, сооружений и общекарьерных комплексов;
- рабочие чертежи или схемы на монтаж средств диспетчеризации;
- генеральный план строительства всей площадки с уточненным расположением на ней временных зданий и сооружений, внеплощадочных и внутриплощадочных коммуникаций и сетей, подводимых к местам потребления, и с выделением работ, выполняемых в подготовительный период;
- решения по безопасности ведения работ в период строительства карьера, мероприятия по борьбе с газом и пылью;
- краткую пояснительную записку, содержащую обоснования основных решений проекта производства работ и технико-экономические показатели.

Проект производства работ при реконструкции карьера составляется в том же объеме, что и на новое строительство, с учетом особенностей производства работ на действующем предприятии.

Для автоматизации разработки ППР используют геоинформационную систему (ГИС) K-MINE.

Геоинформационная система K-MINE

ГИС K-MINE, разработанная группой компаний «КАИ», охватывает широкий спектр автоматизации технологических и информационных процессов и может быть использована:

- при проектировании границ карьеров и отвалов, шахтных полей, объектов строительства и транспортных магистралей;
- при топографической съемке земной поверхности, геологических и геодезических поисках;
- при разработке генпланов предприятий для управления геопромышленными территориями;
- при создании электронных карт местности, населенных пунктов, сооружений;

- при создании и ведении государственных кадастров (земляного, городского, градостроительного и др.);
- при наблюдениях за деформациями земной поверхности, зданий, сооружений, коммуникаций и т.д.

Группа компаний «КАИ» обеспечивает не только внедрение АСУ на базе K-MINE, но и обучение специалистов, техподдержку, адаптацию под требования заказчика и разработку индивидуальных решений.

Система включает следующие модули (рис.4.1).

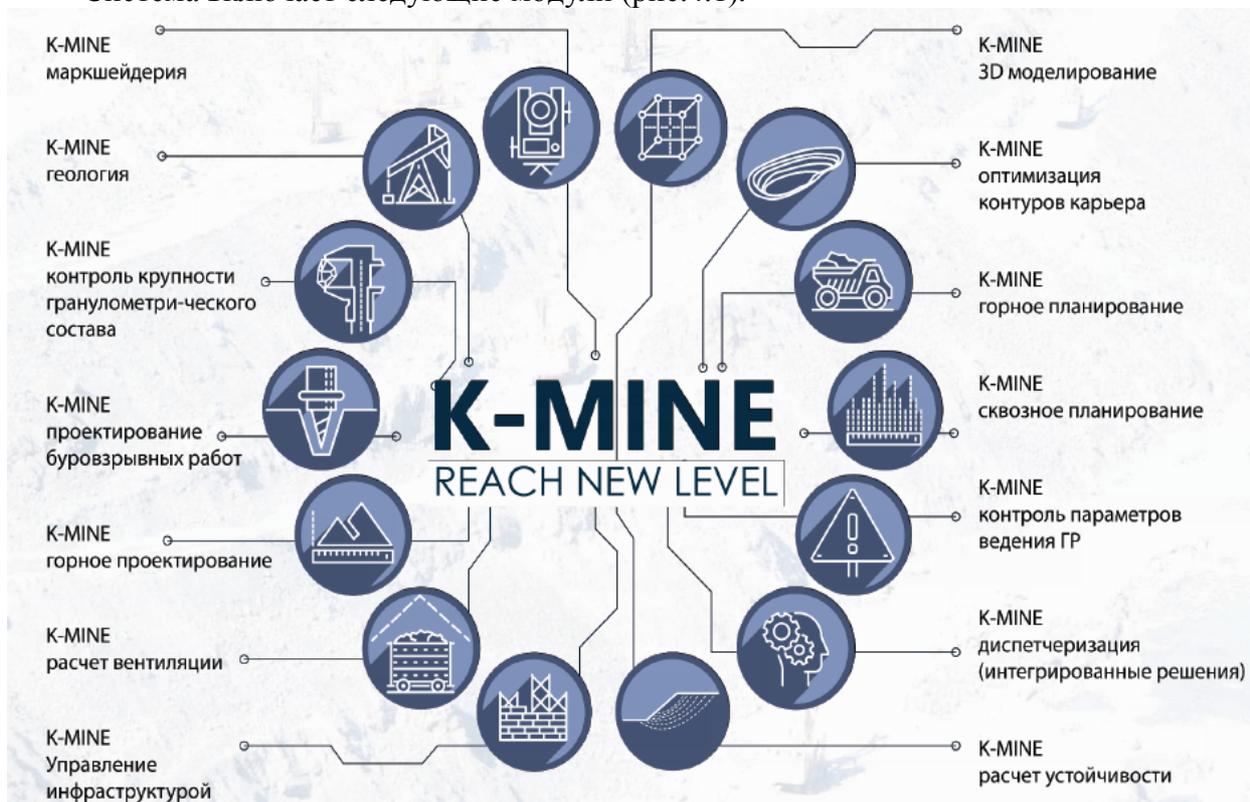


Рисунок 4.1 – Базовые программные решения системы K-MINE для горной промышленности

Модуль K-MINE БВР поддерживает полный цикл проектирования и управления БВР в карьере (рис.4.2).



Рисунок 4.2 – Полный цикл проектирования и управления буровзрывными работами в карьере

При этом система автоматически рассчитывает параметры буровзрывного блока, определяет число рядов скважин, их количество, массу скважинного заряда рыхления и забойки, а также создает цепи коммутации для взрывания (рис.4.3).

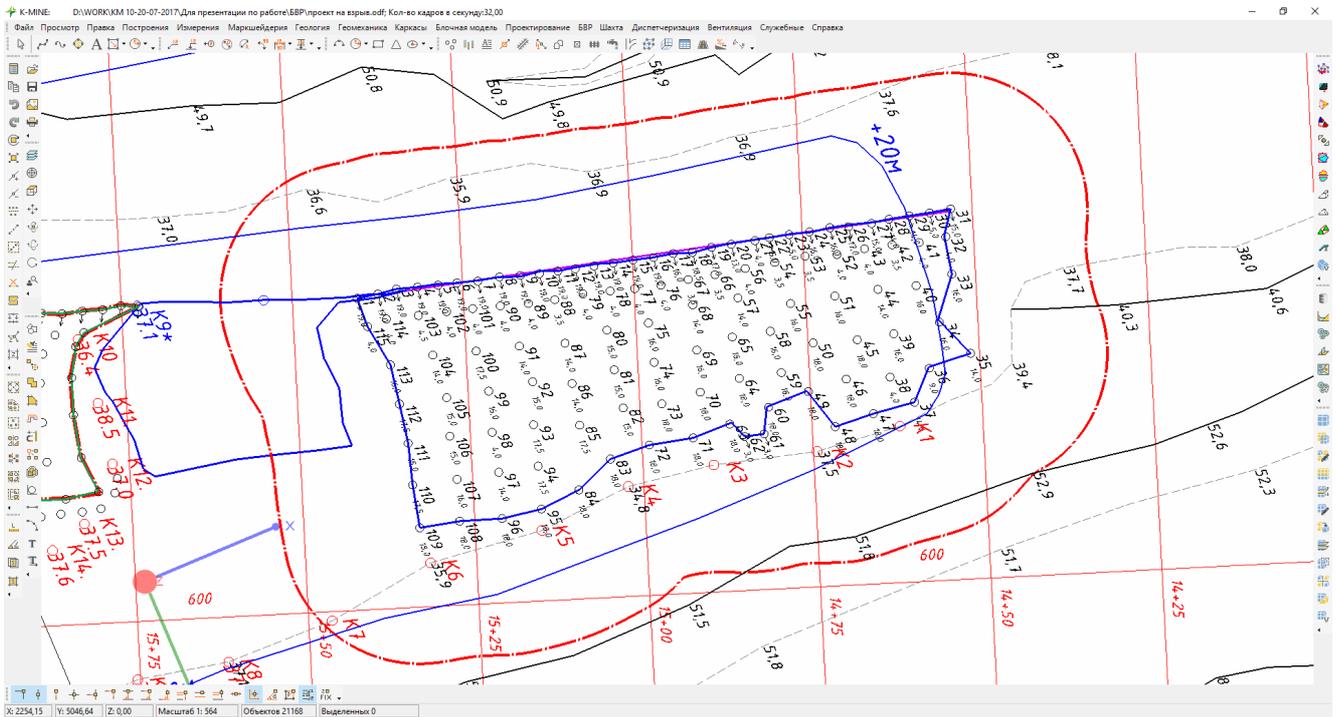


Рисунок 4.3 - Создание цепей коммутации и проектов на взрывание

Модуль К-MINE БВР интегрирован с системой точного позиционирования бурового оборудования (рис.4.4).



Рисунок 4.4 – Интеграция с системой точного позиционирования бурового оборудования

Интеграция обеспечивается специальным оборудованием, размещенным на буровой установке (рис.4.5), и предусматривает:

- программный интерфейс обмена данными с системами ThunderBird MS, VG Drill, АСК БВР;
- передачу проектов на бурение на станок, контроль параметров бурения, передачу информации о фактически пробуренных скважинах в K-MINE;
- мгновенную визуализацию проекта на бурение на мониторе машиниста буровой установки;
- контроль фактически пробуренных скважин и оценку качества бурения.

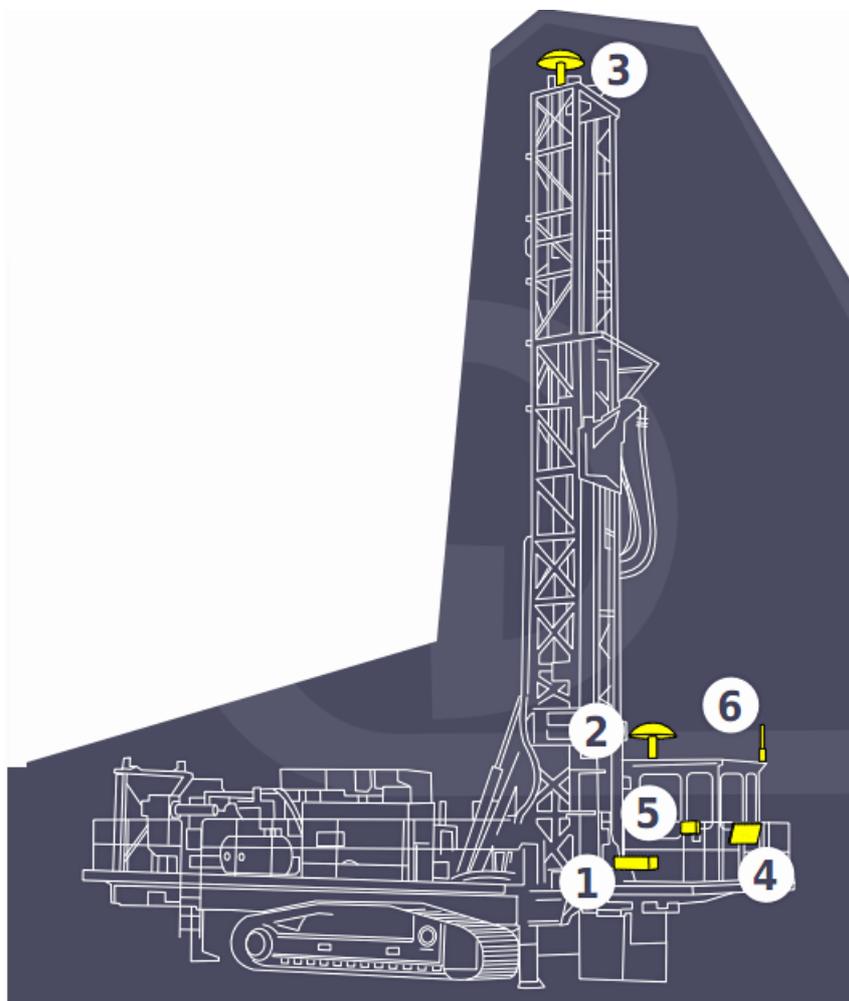


Рисунок 4.3 – Размещение оборудования на буровой установке: 1 - бортовой компьютер; 2 - GPS/ГЛОНАСС приемник; 3 - GPS/ГЛОНАСС приемник; 4 - монитор машиниста; 5 - блок индикации параметров бурового станка; 6 - антенна для внешней связи

Бортовой компьютер контролирует и отображает следующие показатели:

- номер скважины;
- установленную глубину скважины;
- текущую глубину бурения;
- скорость бурения;
- осевое давление на инструмент;
- скорость вращения бурового инструмента;
- угол наклона бурового става;
- нагрузку и напряжение вращателя бурового инструмента;
- давление в гидросистеме вращателя и в гидросистеме осевого давления;
- давление компрессора;
- текущую дату и время и продолжительность бурения.

Продолжительность строительства карьеров

Продолжительность подготовительного периода зависит от производственной мощности предприятия, условий осуществления строительства и обычно составляет 4 – 10 мес.

Продолжительность основного периода зависит от срока монтажа горнотранспортного оборудования, используемого при строительстве, его производительности и объема горно-капитальных работ.

Нормами технологического проектирования рекомендуются следующие (табл. 4.1) среднегодовые скорости понижения горных работ в м/год.

Таблица 4.1 – Среднегодовые скорости понижения горных работ, м/год

Транспорт	Площадь карьера на поверхности, км ²	Угол откоса рабочего борта карьера, град.							
		6 – 8	8 – 10	10 – 12	12 – 14	14 – 16	16 – 18	18 – 20	20 – 30
Железнодорожный	1 – 2	5	6	7	9	10	—	—	—
	2 – 3	6	7	8	11	11	—	—	—
	3 – 4	7	9	11	11	13	—	—	—
	4 – 5	8	10	11	12	14	—	—	—
	и более								
Комбинированный (автомобильно- железнодорожный)	1 – 2	7	8,5	10	11,5	13	14	—	—
	2 – 3	8,5	10	11,5	13	14	15,5	—	—
	3 – 4	10	11,5	13	14	15,5	17	—	—
	4 – 5	11,5	13	14	15,5	17	18,5	—	—
	и более								
Автомобильный	до 1	10	11	12,5	14	15,5	17	18	19
	1 – 2	11	12,5	14	15,5	17	18	19,5	21
	2 – 3	12,5	14	15,5	17	18	19,5	21	—
	3 – 4	14	15,5	17	18	19,5	21	22,5	—
	4 – 5	15,5	17	18	19,5	21	22,5	24	—
	и более								

В некоторых случаях при неглубоком залегании рудного тела и небольшом объеме вскрышных и горно-капитальных работ период строительства карьера определяется продолжительностью строительства зданий, сооружений и коммуникаций рудника или обогатительного комплекса.

В табл. 4.2 приведены нормы продолжительности строительства рудных карьеров (СН 440-72). Вправо от разделяющей черты приведены нормы, определяемые продолжительностью выполнения горно-капитальных и вскрышных работ, а влево – нормы, определяемые сроками строительства зданий и сооружений.

В табл. 4.3 дано примерное распределение капитальных затрат и затрат на строительно-монтажные работы по годам строительства.

Таблица 4.2 – Нормы продолжительности строительства рудных карьеров черной и цветной металлургии

Проектная мощность рудника по сырой руде, млн. т	Вводимая в эксплуатацию мощность рудника или его очереди по сырой руде, млн. т	Продолжительность строительства, мес									В том числе продолжительность подготовительного периода
		0—5	10	20	30	40	50	100	150	200	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
I. Руды, вмещающие и покрывающие их породы – нескальные.											
Транспорт на рудных горизонтах – автомобильный											
0,5	0,5	12(7)	12(11)	15	19	23	17	—	—	—	4
1	1	12(8)	13	16	19	23	27	—	—	—	4,5
2	1	12(8)	13	16	19	23	27	—	—	—	4,5
2	2	12(11)	15	18	22	26	29	—	—	—	4,5
4	2	16(8)	16(12)	16	20	24	28	—	—	—	5,5
4	4	18(11)	18(15)	19	23	27	31	—	—	—	5,5
8	2,4	20(9)	20(12)	20(17)	20	22	25	37	—	—	6
8	8	24(13)	24(16)	24(21)	24	26	29	41	—	—	6
12	3	20(10)	20(13)	20(18)	21	23	26	38	—	—	7
12	12	24(16)	24(19)	24	27	29	32	44	—	—	7
16	3,2	24(11)	24(14)	24(19)	24(22)	24	27	39	52	—	8
16	16	30(18)	30(21)	30(26)	30(29)	31	34	46	59	—	8
20	4	24(12)	24(15)	24(20)	24(23)	25	28	40	53	—	9
20	20	30(21)	30(24)	30(29)	32	34	37	49	62	—	9
25	5	24(31)	25(15)	24(20)	24(33)	25	28	40	53	—	9
25	25	30(23)	30(25)	30	33	35	38	50	63	—	9
30	6	30(14)	30(17)	30(22)	30(25)	30(27)	30	42	55	—	10
30	30	35(27)	36(30)	26(35)	38	40	43	55	68	—	10
35	7	30(15)	30(18)	30(22)	30(25)	30(27)	30	42	55	67	10
35	35	36(30)	36(33)	37	40	42	45	57	70	82	10
II. Руды, вмещающие и покрывающие их породы – нескальные.											
Транспорт на рудных горизонтах – железнодорожный											
2	1	15(11)	16	19	22	26	30	—	—	—	4,5
2	2	16	20	23	26	30	34	—	—	—	4,5
4	2	18(11)	18(15)	19	23	27	31	—	—	—	5,5
4	4	18(15)	19	23	27	31	35	—	—	—	5,5
8	2,4	22(12)	22(15)	22(20)	23	25	28	40	—	—	6
8	8	24(17)	24(20)	25	28	30	33	45	—	—	6
12	3	22(13)	22(16)	22(21)	24	26	29	41	—	—	7
12	12	24(12)	24	29	32	34	37	49	—	—	7
16	3,2	26(15)	26(18)	26(23)	26	28	31	43	56	—	8
16	16	30(24)	30(27)	32	37	40	52	65	65	—	8
20	4	26(16)	26(19)	26(24)	27	29	32	44	57	—	9
20	20	30(28)	31	36	39	41	44	56	69	—	9
25	5	26(17)	26(19)	26(24)	27	29	32	44	57	—	9
25	25	32	34	39	42	44	47	59	72	—	9
30	6	32(18)	32(21)	32(26)	32(29)	32(31)	34	46	59	71	10
30	30	36(35)	38	43	46	48	51	63	76	88	10
35	7	32(29)	32(22)	32(26)	32(29)	32(31)	34	46	59	71	10
35	35	39	42	46	49	51	54	66	79	91	10

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
III. Руды, вмещающие и покрывающие их породы – скальные. Транспорт на рудных горизонтах – автомобильный											
0,5	0,5	12(10)	18	25	31	—	—	—	—	—	4
1	1	12	20	25	31	—	—	—	—	—	4,5
2	1	12	20	25	31	37	—	—	—	—	4,5
2	2	16	24	29	35	41	—	—	—	—	4,5
4	2	16(13)	19	27	33	39	45	—	—	—	5,5
4	4	18	24	32	38	44	50	—	—	—	5,5
8	2,4	20(13)	20(19)	27	33	39	45	—	—	—	6
8	8	24(21)	27	35	41	47	53	—	—	—	6
12	3	20(14)	20	28	34	40	46	—	—	—	7
12	12	26	32	40	46	52	58	—	—	—	7
16	3,2	24(18)	24(22)	29	35	41	47	—	—	—	8
16	16	30(29)	36	43	49	55	61	—	—	—	8
20	4	24(17)	24(23)	30	36	42	48	—	—	—	9
20	20	35	41	48	54	60	66	—	—	—	9
25	5	24(18)	24	30	36	42	48	—	—	—	9
25	25	40	46	52	58	64	70	—	—	—	9
30	6	30(21)	30(27)	34	40	46	52	—	—	—	10
30	30	46	52	59	65	71	77	—	—	—	10
35	7	30(22)	30	34	40	46	52	—	—	—	10
35	35	52	58	64	70	76	82	—	—	—	10

IV. Руды, вмещающие и покрывающие их породы – скальные. Транспорт на рудных горизонтах – железнодорожный											
2	1	17	25	30	36	42	—	—	—	—	4,5
2	2	22	30	35	41	47	—	—	—	—	4,5
4	2	18	24	32	38	44	50	—	—	—	5,5
4	4	25	31	39	45	51	57	—	—	—	5,5
8	2,4	22(18)	24	32	38	44	50	—	—	—	6
8	8	28	34	42	48	54	60	—	—	—	6
12	3	22(19)	25	33	39	45	51	—	—	—	7
12	12	34	40	48	54	60	66	—	—	—	7
16	3,2	26(21)	28	35	41	47	53	—	—	—	9
16	16	39	46	53	59	65	71	—	—	—	9
20	4	26(23)	29	36	42	48	54	—	—	—	9
20	20	45	51	58	64	70	76	—	—	—	9
25	5	26(25)	31	37	43	49	55	—	—	—	9
25	25	53	59	65	71	77	83	—	—	—	9
30	6	32(28)	34	41	47	53	59	—	—	—	10
30	30	60	66	73	79	85	91	—	—	—	10
35	7	32(29)	35	41	47	53	59	—	—	—	10
35	35	64	70	76	82	88	94	—	—	—	10

V. Руды, вмещающие их породы – скальные, покрывающие породы – нескальные. Транспорт на рудных горизонтах – железнодорожный											
0,5	0,5	12(19)	14	18	22	26	30	—	—	—	4
1	1	12(11)	16	19	23	26	30	—	—	—	4,5
2	1	12(11)	16	19	23	26	30	—	—	—	4,5
2	2	15	20	23	27	30	34	—	—	—	4,5
4	2	16(12)	16	20	24	27	31	—	—	—	5,5
4	4	18(17)	21	25	29	32	36	—	—	—	5,5
8	2,4	20(12)	20(16)	20	24	28	32	41	—	—	6
8	8	24(20)	24	28	32	36	40	49	—	—	6
12	3	20(14)	20(17)	21	25	29	33	42	—	—	7
12	12	26	29	33	37	41	45	54	—	—	7
16	3,2	24(14)	24(18)	24(22)	26	30	34	43	55	—	8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
16	16	30(28)	32	36	40	44	48	57	69	—	8
20	4	24(15)	24(29)	24(23)	27	31	35	44	56	—	9
20	20	33	37	41	45	49	53	62	74	—	9
25	5	24(15)	24(19)	24(23)	27	31	35	44	56	—	9
25	25	37	41	45	49	53	57	66	78	—	9
30	6	30(20)	30(23)	30(27)	31	35	39	48	60	73	10
30	30	45	48	52	56	60	64	73	85	97	10
35	7	30(21)	30(24)	30(27)	31	35	39	48	60	73	10
35	35	51	54	57	64	65	69	78	90	103	10

VI. Руды, вмещающие их породы – скальные, покрывающие породы – нескальные.

2	1	16	21	24	28	31	35	—	—	—	4,5
2	2	21	26	29	33	36	40	—	—	—	4,5
4	2	18(17)	21	25	29	32	36	—	—	—	5,5
4	4	24	28	32	36	39	48	—	—	—	5,5
8	2,4	22(17)	22(21)	25	29	33	37	46	—	—	6
8	8	27	31	35	39	43	47	56	—	—	6
12	3	22(19)	22	26	30	34	38	47	—	—	7
12	12	34	27	41	45	49	53	62	—	—	7
16	3,2	26(20)	26(24)	28	32	36	40	49	61	—	8
16	16	38	42	46	50	54	58	67	79	—	8
20	4	26(21)	26(25)	29	33	37	41	50	62	—	9
20	20	43	47	51	55	59	63	72	84	—	9
25	5	26(22)	26	30	34	38	42	51	63	—	9
25	25	50	54	58	62	66	70	79	91	—	9
30	6	32(27)	32(30)	34	38	42	46	55	67	80	10
30	30	59	62	66	70	74	78	87	99	112	10
35	7	32(28)	32(31)	34	38	42	46	55	67	80	10
35	35	62	66	69	73	77	81	90	102	115	10

Примечания: 1. Нормы продолжительности строительства карьера предусматривают: а) разработку залежей скальных руд, представленных круто- и пологопадающими пластами; б) разработку залежей мягких руд, представленных горизонтальными и пологопадающими пластами; в) применение на вскрышных уступах карьера при мягких покрывающих породах - транспорта непрерывного действия (в сочетании с роторными экскаваторами), а при скальных покрывающих породах - автомобильного или железнодорожного транспорта; г) применение на добычных горизонтах карьера при разработке мягких руд транспорта непрерывного действия или автомобильного и железнодорожного транспорта.

2. В скобках приведены нормы выполнения горно-капитальных и вскрышных работ.

Таблица 4.3 – Примерное распределение капитальных затрат и затрат на строительномонтажные работы по годам строительства для карьеров черной и цветной металлургии

Продолжительность строительства, мес.	Годы строительства								
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
12	100	—	—	—	—	—	—	—	—
18	60/70	40/30	—	—	—	—	—	—	—
24	35/40	65/60	—	—	—	—	—	—	—
36	25/30	45/50	30/20	—	—	—	—	—	—
48	10/15	35/40	30/35	25/10	—	—	—	—	—
60	10/12	15/16	25/26	40/41	10/5	—	—	—	—
72	5/6	10/11	15/16	25/26	25/26	20/15	—	—	—
84	5/6	10/11	15/16	22/24	22/24	16/12	10/7	—	—
96	5/6	10/11	15/16	20/21	20/21	14/10	9/8	7/7	—
108-	5/6	10/11	15/16	19/20	19/20	14/10	8/7	6/6	4/4

Примечание. В числителе приведены данные о распределении в % капитальных вложений по годам строительства карьеров, в знаменателе – распределение в % затрат на строительномонтажные работы.

Тема 2: Организация строительства и реконструкции карьеров.
Лекция 5: Общая характеристика горно-строительных и монтажных работ. Временные здания и сооружения. Строительный и генеральный планы горных предприятий.

5.1 Общая характеристика горно-строительных и монтажных работ

Ввод карьера в эксплуатацию производится после завершения строительства пускового комплекса зданий и сооружений, определенного в проекте, и горных работ, позволяющих начать выдачу товарной продукции (кондиционной сырой или подготовленной руды). В объем горно-строительных работ входит комплекс мероприятий, осуществляемых в пределах горного отвода от начала строительства до сдачи карьера в эксплуатацию

Положение горных работ при сдаче карьера в эксплуатацию должно быть таким, при котором созданы:

- необходимый и достаточный фронт работ на добычных уступах, обеспечивающий нормальную расстановку добычных экскаваторов;
- необходимый и достаточный фронт работ на вскрышных уступах и отвалах, обеспечивающий расстановку вскрышных экскаваторов и отвального оборудования;
- вскрытые и подготовленные к выемке запасы полезного ископаемого согласно проекту;
- транспортные подступы и дороги к вскрышным и добычным горизонтам и на отвалы, а также проектное путевое развитие станций, разъездов и вспомогательных путей на поверхности.

До ввода карьера в эксплуатацию должны быть закончены работы по осушению и дренажу.

Если рудные месторождения залегают на значительной глубине среди скальных пород и покрыты пустыми породами большой мощности, то в этих условиях к горно-капитальным относятся только те работы, которые нужно выполнить для достижения не менее 15 – 20% проектной производственной мощности карьера.

При составлении технического проекта затраты на горно-строительные работы исчисляются следующим образом:

- стоимость зданий и сооружений определяются по единичным расценкам в соответствии с действующими нормами для капитального строительства;
- затраты на проведение траншей и вскрышные работы устанавливаются по эксплуатационной стоимости горных работ аналогичного предприятия.

В период достижения карьером проектной производственной мощности вскрышные работы ведутся не за счет сметы капитальных работ, а за счет себестоимости добываемого полезного ископаемого.

Объем горно-капитальных работ при реконструкции карьера определяется так же, как и для карьера, введенного в эксплуатацию. Стоимость исчисляется по нормам и ценам, установленным на период эксплуатации. В случае отклонений от перечисленных условий объем горно-капитальных работ и порядок исчисления затрат на их проведение обосновываются специальным проектом.

Нормами технологического проектирования предусматривается сдача карьера в эксплуатацию с подготовленными запасами, обеспечивающими работу карьера в течение 4 – 6 мес. при круглогодичной работе и 2 – 3 мес. при сезонной работе. Соблюдение установленных норм вскрытых и подготовленных запасов достигается за счет некоторого обязательного опережения вскрышных работ по отношению к добычным.

Объем горно-капитальных работ определяется отдельно по объему проходческих работ, которые слагаются из объемов капитальных, въездных и разрезных траншей и отдельно по объему вскрышных работ, выполняемых при разносе бортов до положения, которое должно быть на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

При проектировании границ карьеров Нормами технологического проектирования рекомендуется различать промежуточные, конечные и перспективные контуры.

Промежуточные границы устанавливаются в пределах конечных границ для улучшения календарного распределения объемов вскрыши, а перспективные – для проектирования расположения зданий и сооружений на поверхности.

Границы карьера рекомендуется определять и уточнять в следующей последовательности:

- на стадии технико-экономических докладов и обоснований определяются ориентировочные границы карьера, и производится выбор системы разработки;

- на стадии технического проекта для выбранной системы разработки определяются промежуточные, конечные (с учетом запасов категорий А + В + С₁) и перспективные границы карьера (с учетом запасов категорий С₂).

При большом сроке существования карьера (более 20 – 30 лет) нормами рекомендуется производить поэтапное определение промежуточных и уточнение конечных границ карьера.

При строительстве карьеров выполняются следующие виды монтажных работ:

- сборка и монтаж экскаваторов, буровых станков и других видов горного оборудования;

- установка ЛЭП, монтаж трансформаторных подстанций, питающих и распределительных устройств;

- укладка и балластировка железнодорожного пути, монтаж контактной сети, тяговых подстанций;

- монтаж скиповых подъемников, дробильных установок, конвейеров, приемных и перегрузочных устройств при применении комбинированного транспорта;

- монтаж промышленных зданий и сооружений;

- установка и монтаж осветительной аппаратуры, средств связи, автоматизации т. д.

Монтаж экскаваторов осуществляется при помощи самоходных и передвижных кранов, других экскаваторов, монтажных треног, лебедок, домкратов и различных такелажных механизмов и приспособлений. Монтажные работы начинаются с крепления к нижней раме гусеничных рам с натяжной осью и муфтами для включения гусениц; затем нижняя рама с гусеничными рамами поднимается краном и устанавливается на гусеничные ленты, которые замыкаются и натягиваются. На роликовый круг ставится поворотная платформа с механизмами, закрепляется гайкой центральная цапфа, устанавливается противовес с балластом, преобразовательный агрегат, двуногая стойка, трансформатор, распределительный ящик, кузов и остальное электрооборудование. Стрела соединяется с поворотной платформой, поднимается в рабочее положение и на ней устанавливается рукоять с ковшом.

После окончания монтажа всего оборудования на экскаваторе производятся его опробование и испытание. При монтаже экскаваторов должны соблюдаться правила безопасности: канаты и стропы не должны иметь повреждений, клетки из шпал должны скрепляться железными скобами, во время подъема и опускания груза рабочие должны находиться от него на безопасном расстоянии. Запрещается превышать грузоподъемность кранов, а также пользоваться неисправными такелажными приспособлениями.

Монтаж экскаваторов производится по специальным технологическим картам-граммам, в которых указываются последовательность работ, сроки и состав монтажных работ.

Другие виды монтажных работ осуществляются по проекту производства монтажных работ, в состав которого входят: генеральный план поверхности карьера; спецификации конструкций; графики монтажных работ; указания о складировании конструкций; схемы транспортирования конструкций к месту монтажа; технологические карты монтажа по объектам; перечни монтажных средств; указания о методах монтажа подъемного оборудования.

Монтаж строительных конструкций производится при помощи монтажных мачт и кранов (башенных, гусеничных и пневмоколесных), а также лебедок и другого вспомогательного оборудования.

Гусеничные и пневмоколесные краны наиболее удобны для монтажных работ на карьере, так как обладают высокой маневренностью и не нуждаются в демонтаже при переброске с объекта на объект. Гусеничные краны на базе экскаваторов со сменным оборудованием имеют наибольшее распространение на погрузочно-разгрузочных работах, при монтаже металлических конструкций и при транспортировании оборудования, а также при монтаже крупных сборных железобетонных конструкций. Автомобильные краны, как наиболее маневренные, используются на монтажных работах при сооружении разбросанных периферийных объектов. На складах, для погрузочно-разгрузочных работ, при строительстве искусственных сооружений и укладке верхнего строения пути используются железнодорожные краны. *Монтаж сборных конструкций, промышленных и жилых зданий* ведется башенными кранами.

В подготовительный период на карьере производится сборка временных зданий и сооружений. Временные здания строятся для временного размещения конторы строителей, административно-бытового комбината, склада материалов и оборудования, склада ВВ и противопожарного оборудования, караульного, культурно-бытовых и жилых помещений. Перечень временных зданий и сооружений и их размеры определяются при составлении проектов организации строительства карьеров и проектов производства работ.

В ПОС определяется общая потребность во временных зданиях и сооружениях для подготовительного и основного периодов строительства; устанавливается возможность временного использования существующих зданий и сооружений, а также зданий строящегося предприятия; производится подбор типовых проектов и устанавливается сметная стоимость их монтажа и транспортирования; определяются порядок и сроки обеспечения строительства временными зданиями и сооружениями.

В ППР уточняется состав временных зданий и сооружений, их сметная стоимость, сроки и продолжительность их эксплуатации на строительстве объекта.

5.2 Временные здания и сооружения. Стройгенплан

Временные здания и сооружения строят, как правило, по типовым проектам; размеры затрат на временные здания и сооружения не должны превышать нормативов удельной стоимости.

Потребность во временных зданиях и сооружениях рассчитывается с учетом существующих или постоянно строящихся жилого поселка, производственной базы, объектов строящегося предприятия в следующем порядке:

- устанавливают перечень временных зданий и сооружений и их значение;
- определяют необходимую мощность объектов производственного назначения или полезную площадь временных зданий и сооружений для объектов складского, административно-бытового, жилого и культурно-бытового назначения;
- определяют тип и число временных зданий и сооружений и затраты на их возведение;
- указывают номера типовых проектов и места получения унифицированных инвентарных деталей временных зданий и сооружений.

Площадь временных зданий административного и санитарно-бытового назначения (конторы, табельные, гардеробные, душевые и т. д.) определяется в соответствии со СНиП II-92-76 на основании расчетного числа рабочих, ИТР, служащих, МОП и охраны на основном и вспомогательном производствах по годам строительства. При этом учитывается, что в максимально загруженную смену число рабочих принимается до 70% от списочного состава, а ИТР, служащих, МОП и т. д. – до 80%.

Площадь временных зданий жилого и общественно-бытового назначения определяется по установленным нормам в зависимости от числа жителей поселка строителей.

Пример стройгенплана при реконструкции карьера «Центральный» ДФДК приведен на рис. 5.1. Реконструкция заключается в модернизации схемы вскрытия карьерного поля путем замены применяемой транспортной цепочки «экскаватор-автосамосвал-думпкар» на «экскаватор-автосамосвал-конвейер». Ленточный конвейер смонтирован в наклонном транспортном туннеле, соединяющем дно карьера с промплощадкой ДОФ-1.

Титульный список используемых при реконструкции постоянных и временных сооружений приведен в табл.5.1.

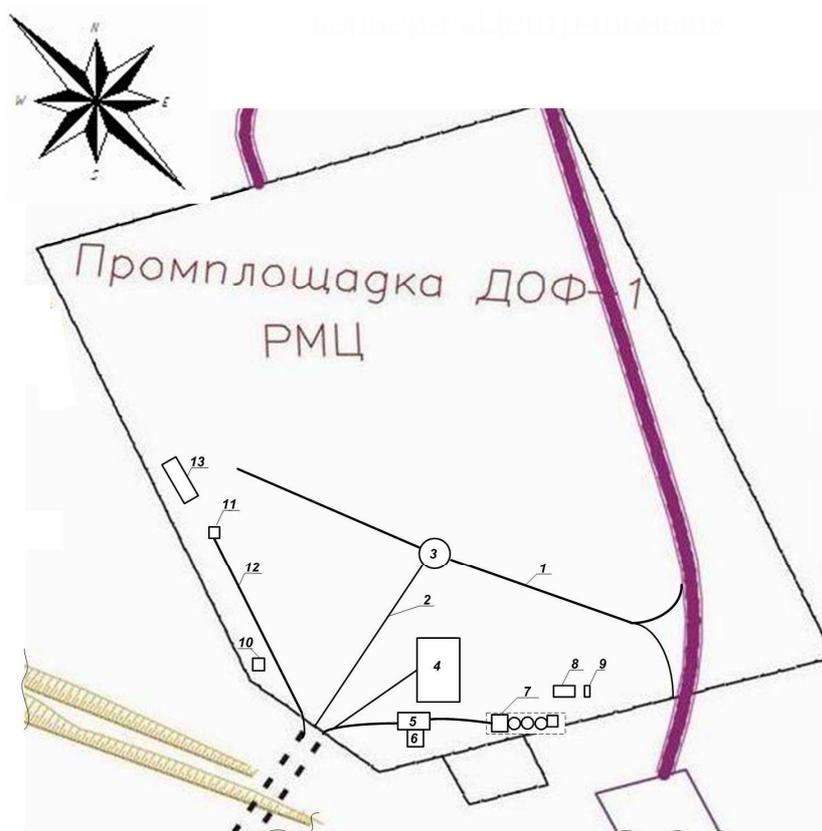


Рисунок 5.1 – Пример стройгенплана при реконструкции карьера «Центральный» ДФДК

Таблица 5.1 – Титульный список зданий и сооружений

Позиция	Наименование	Размеры, м (ширина x длина x высота)	Материал изготовления	Тип
1	Железнодорожный путь	150	чугун, ж/б	постоянный
2	Эстакада для конвейера КНК	(3 x 60 x 2)	металл, шифер	постоянная
3	Бункер для известняка	Ø6 м, высота 6 м	ж/б	постоянный
4	Склад элементов крепи	(10 x 15 x 6)	металл, шифер	временный
5	Здание дизелевоза	(4 x 7 x 3)	металл, шифер, утеплитель	временный
6	Промывочная	(4 x 4 x 3)	металл, шифер, ДСП	временная
7	Бетонорастворный узел БРУ:	Ø2 м	металл	временный

	бункер для цемента бункер для щебня бункер для песка емкость для воды с подогревом УБС	Ø2 м Ø2 м (2 x 2 x 2) (4 x 4 x 3)	металл металл металл, утеплитель металл, шифер	
8	Бытовое помещение	(2,5 x 6 x 2,2)	металл, шифер, ДСП	временное
9	Биотуалет	(1 x 1 x 2)	пластик	временный
10	Компрессорная	(3 x 6 x 2,5)	металл, шифер	временная
11	Здание вентиляторной установки	(3 x 4 x 3)	металл, шифер	постоянное
12	Вентиляционный трубопровод	Ø0,8 м длина 50 м	металл	постоянный
13	Здание п/эл подстанции и энергопоезда	(4 x 12 x 3)	металл, шифер	временное

5.3 Генеральные планы горных предприятий

Генеральный план карьера включает промплощадку, карьер с въездными траншеями и отвалами и жилой поселок.

При проектировании генерального плана необходимо руководствоваться СНиП П-М.1-71 и выполнять следующие основные требования:

- обеспечение минимального объема земляных работ при проведении капитальных траншей, планировке промплощадки, строительстве дорог, а также обеспечение лучшей транспортной связи промплощадки с карьером и внешней сетью дорог;

- расположение жилищного поселка с учетом благоприятного направления господствующих ветров и направления движения людских потоков, следующих из жилищного поселка на промплощадку и в карьер;

- возможность кооперирования инженерных коммуникаций промплощадки карьера и жилищного поселка;

- создание архитектурного единства и планировочной согласованности в организации всей территории предприятия с учетом требований промышленной эстетики.

Кроме перечисленных выше требований при выборе строительной площадки карьера необходимо соблюдать следующие специальные условия:

- рельеф должен быть спокойным с равномерным уклоном к границам площадки не более 0,01;

- для строительства предприятий с большими по габаритам корпусами и сетью внутризаводских железнодорожных путей продольный уклон площадки не должен превышать 0,005;

- грунты должны быть устойчивыми и удовлетворять нагрузкам проектируемых сооружений;

- уровень грунтовых вод должен быть низким, исключая устройства специальных оснований для зданий, а также проведения сложных дренажных и гидроизоляционных работ;

- паводковые воды не должны затоплять площадку; поверхность ее должна быть выше горизонта высоких вод, наивысший горизонт высоких вод принимается при повторяемости 50 – 100 лет;

- строительные площадки карьеров и обогатительных фабрик не следует располагать над залежами полезных ископаемых, за исключением отдельных обоснованных случаев, которые согласовываются с органами Госгортехнадзора;

- возможность кооперирования с другими промышленными организациями при строительстве и эксплуатации общих подъездных путей, инженерных сетей, жилищного и культурно-бытового строительства, складского хозяйства, базы строительной индустрии;

- вблизи выбранных площадок должны быть намечены участки для размещения отвалов пустой породы, шламонакопителей, хвостохранилищ, золы и других отходов, а также складов ВВ.

В состав проекта генерального плана карьера на стадии технического проекта входят:

- пояснительная записка, содержащая краткую характеристику района строительства и характеристику площадки строительства с приложением акта выбора площадки;

- совмещенный или раздельный генеральные планы предприятия с указанием местоположения проектируемых, существующих, реконструируемых и подлежащих сносу зданий, сооружений и транспортных путей; площадей для возможного расширения предприятия (если это предусмотрено проектным заданием); пусковых комплексов и очередей строительства; вертикальной привязки основных зданий и сооружений; ориентировочных объемов земляных работ и привязки зданий и сооружений к топографической основе.

На генеральном плане должны быть приведены экспликация зданий, сооружений и железнодорожных путей, стрелочных переводов, автомобильных дорог, условные обозначения и другие детали.

В показатели генерального плана должны входить: площадь промплощадки в границах отвода, площадь застройки, коэффициент застройки, объемы основных работ по площадке.

На стадии рабочих чертежей в генеральном плане уточняются привязочные данные и все характерные точки: углы и оси зданий, дорог и других коммуникаций, а также уточняются уклоны дорог и площадок. Составляется проект вертикальной планировки с картограммой земляных работ. Уточняются объемы всех работ по благоустройству промплощадки.

Генеральные планы в зависимости от назначения и состава элементов подразделяются на проектные, строительные, разбивочные и исполнительные. В табл. 5.2 приведена характеристика основных видов генеральных планов в зависимости от размеров промплощадки, сложности и насыщенности плана зданиями и сооружениями.

Таблица 5.2 – Виды генеральных планов

Генеральный план			
проектный	строительный	разбивочный	исполнительный
<i>I. Назначение планов</i>			
Размещение всех постоянных зданий и сооружений на поверх-ности и трасс подзем-ных коммуникаций	Размещение основных постоянных и всех временных зданий и сооружений	Перенос проекта в натуру; содержит данные геодезической подготовки	Отражение фактического положения застройки
<i>II. Основа для проектирования генерального плана</i>			
Топографическая (М 1:1000 – 1:500) и инженерно-геологическая характеристика площадки	Проектный генеральный план и проект организации строительства	Проектный план и исходные данные по привязкам к геодезическим пунктам	Съемка осуществленных в натуре сооружений
<i>III. Масштабы выпускаемых планов</i>			
1:500 – опорная схема; генеральный план; 1:1000 на стадии проектного задания;	1:500 на стадии рабочих чертежей	1:500 для малых площадок, 1:1000 для больших	1:1000 при редкой застройке, 1:500 при густой

1:500 на стадии рабочих чертежей			
<i>IV. Подразделение генеральных планов крупных промышленных площадок</i>			
Основной, всех зданий и сооружений на поверхности	План основной площадки	План со строительной разбивочной сеткой зданий и сооружений на поверхности	Оперативные фиксирующие сооружения, возведенные на данный период и пополняемые по ходу строительства.
План подземных и воздушных коммуникаций	План дополнительной площадки, занятой временными сооружениями на период строительства	То же, подземных коммуникаций	Окончательные, составляемые после завершения строительства в качестве приложения к актам сдачи в эксплуатацию.
План вертикальной планировки	—	—	—
План безрельсовых дорог и водоотвода	—	То же, вертикальной планировки и водоотвода	—

Типы промплощадок рудных карьеров:

- с ДОФ, дробильно-сортировочной фабрикой, складами полезного ископаемого и общими для карьера и фабрики АБК, ремонтной базой и комплексом вспомогательных сооружений;
- с АБК, ремонтной базой и комплексом вспомогательных сооружений;
- с размещением на промплощадке карьера только здания АБК.

Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей

Лекция 6: Сущность способов проходки въездных и разрезных траншей.

Существуют следующие технологии строительства въездной траншеи [2]:

- транспортная схема по нескальным породам;
- транспортная схема по скальным породам с помощью механических средств;
- транспортная схема по скальным породам с помощью буровзрывных работ;
- бестранспортная схема с помощью только механических средств;
- бестранспортная схема с помощью взрыва на выброс (с оконтуриванием или без него).

На проходке траншей используются, главным образом, экскаваторы всех типов либо самостоятельно, либо в сочетании с транспортными средствами. Реже применяются скреперы (приложение В1) и бульдозеры (приложение В2), а также массовые взрывы на выброс. От скорости проходки траншей зависят продолжительность вскрытия и подготовка новых горизонтов, наличие или отсутствие достаточного фронта добычных и вскрышных работ.

В зависимости от числа проходимых слоев различают: проходку траншей сразу на всю высоту уступа; послонную проходку траншей с разбивкой сечения траншеи по высоте на несколько слоев.

Проходка траншей драглайнами [3]

Этот способ проходки применяется на нескальных и скальных породах и имеет несколько вариантов в зависимости от используемого оборудования. Особенности этой технологии: траншея проходится сразу на все проектное сечение; породы складываются экскаватором вдоль траншеи на верхней площадке уступа либо по одну, либо по обе стороны от траншеи.

Проходка траншей экскаваторами типа «механическая лопата» [3]

Проходка траншей выполняется торцевым забоем с применением «механических лопат» и рельсового или автомобильного транспорта. Используется два варианта:

- с нижней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу в транспортные средства, расположенные также на дне траншеи;
- с верхней погрузкой, когда экскаватор, стоящий на дне траншеи, грузит породу в транспортные средства, расположенные на кровле уступа.

Если траншея проходится в скальных породах с применением рельсового транспорта, то полный цикл проходки включает в себя следующие операции:

- бурение скважин;
- зарядание и взрывание скважин;
- экскавацию;
- настилку железнодорожных путей;
- вторичное бурение и взрывание негабаритных кусков.

Проходка траншей с погрузкой породы в автомобильный транспорт [3]

При наличии необходимых транспортных средств при проходке траншей предпочтение отдается автомобильному транспорту. В этом случае значительно улучшается использование экскаваторов, а организация работ упрощается. Это обусловлено: отсутствием объема путевых работ по сравнению с ж/д транспортом; сокращением простоев из-за отсутствия порожняка; улучшением использования разгрузочных параметров экскаватора за счет удобной постановки автосамосвалов под погрузку. При этом применяют тупиковую (рис.6.1, а) и кольцевую (рис.6.1, б) схемы подачи автосамосвала под погрузку.

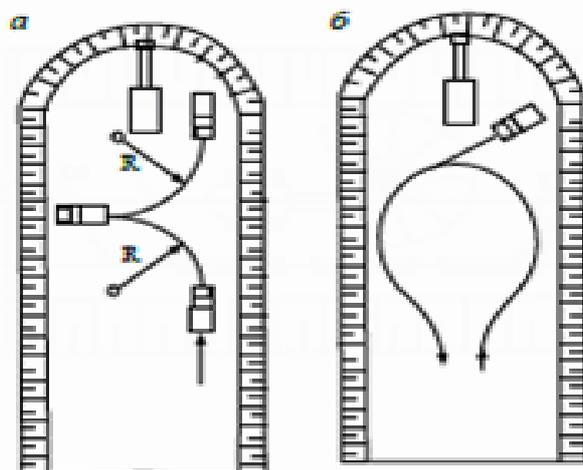


Рисунок 6.1 - Проходка траншеи с нижней погрузкой в автосамосвалы при их подаче: а – тупиковой; б – кольцевой

Сокращение ширины траншеи возможно за счет устройства ниш с интервалами между ними, обеспечивающими необходимую частоту подачи автосамосвалов в забой.

Послойная проходка траншеи торцевым забоем

Для повышения скорости проходки траншей на ряде карьеров применяют послойную выемку взорванной массы в процессе проходки. Сечение траншеи разбивается по глубине на слои. Высота слоя определяется в зависимости от высоты разгрузки экскаватора и транспортных средств. Каждый слой вынимается за один рабочий ход экскаватора на всю длину взорванного участка траншеи.

В большинстве случаев верхнюю часть взорванной массы вынимают послойно (2-3 слоя), нижнюю – тупиковой проходкой.

При комбинированной проходке траншеи используют два варианта:

- верхняя часть взорванной массы вынимается послойно, а остальная масса - тупиковым забоем с погрузкой в думпкары;
- верхняя часть обрабатывается послойно с погрузкой в думпкары, а нижняя - тупиковым забоем с погрузкой в автосамосвалы.

Комбинированный способ

Применяют для проведения широких траншей полным сечением. Его варианты:

- драглайн работает по бестранспортной схеме, а «механическая лопата» - по транспортной;
- драглайн, работая с опережением, вынимает породу из одной части сечения траншеи и укладывает ее в отвал, располагаемый на борту, а порода из другой части разрабатывается «механической лопатой» и грузится в ж/д составы, путь для которых укладывается в части траншеи, где породы предварительно вынуты драглайном.

Специальные способы

К специальным относятся способы, при которых применяются колесные скреперы, бульдозеры и гидромеханизация. При гидромеханизации вода размывает мягкие породы, однако, это требует большого расхода воды и электроэнергии.

**Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.
Лекция 7. Расчёт параметров взрывания на выброс при проходке въездной траншеи.**

Для формирования углублений заданного профиля применяют взрывание зарядов, которые рассчитаны на выброс породы – зарядов выброса.

Масса заряда выброса определяется по формуле М. М. Борескова:

$$Q = q_r \cdot W^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3), \text{ кг}, \quad (7.1)$$

где q_r – расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;
 W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м;
 n – показатель действия взрыва.

Значение ЛНС определяется:

$$W = l_{\text{забойки}} + \frac{l_{\text{заряда}}}{2}, \text{ м}, \quad (7.2)$$

где $l_{\text{забойки}}$ – длина забойки, м;
 $l_{\text{заряда}}$ – длина заряда, м.

Длина забойки зависит от диаметра скважины $d_{\text{скв}}$:

$$l_{\text{забойки}} = 15 \cdot d_{\text{скв}}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

Заряд занимает оставшееся место, т.е. его длина равна

$$l_{\text{заряда}} = l_c - l_{\text{забойки}}, \text{ м}, \quad (7.4)$$

Показатель действия взрыва связан с радиусом воронки выброса r_g :

$$n = \frac{r_g}{W} \text{ или } r_g = n \cdot W. \quad (7.5)$$

Для формирования выемок заряды размещают в один или несколько рядов.

При однорядном размещении расстояние между зарядами ($W > 1,5$ м)

$$a = 0,5 \cdot W \cdot (n + 1), \text{ м}. \quad (7.6)$$

Таблица 7.1 - Значения a для часто используемых величин n

a	$1,25W$	$1,5W$	$1,8W$	$2,0W$
n	1,5	2,0	2,5	3,0

При двухрядном или многорядном размещении и одновременном взрывании зарядов расстояние между рядами b принимается равным расстоянию между зарядами в ряду.

Если расстояния между зарядами в соседних рядах не равны между собою,

$$b = \frac{a_1 + a_2}{2}, \text{ м}, \quad (7.7)$$

где a_1 и a_2 – расстояния между зарядами в 1-м и 2-м рядах, соответственно.

При $n = 1 \div 2$ глубина видимой части траншеи (рис.7.1) определяется как

$$h = 0,33 \cdot W \cdot (2 \cdot n - 1), \text{ м.} \quad (7.8)$$

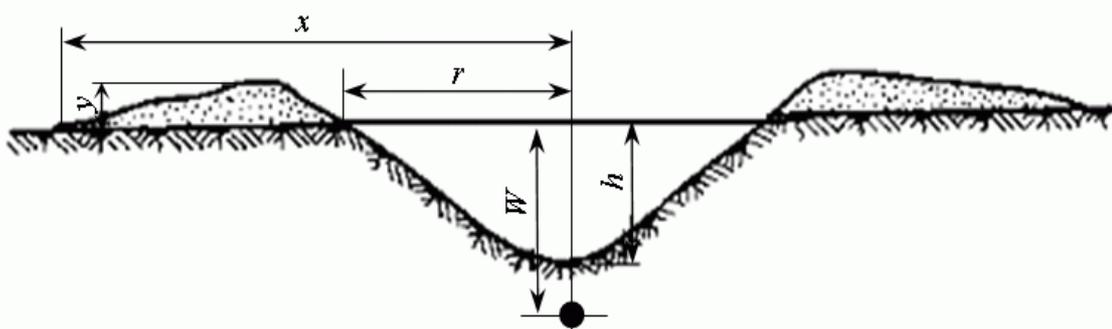


Рисунок 7.1 - Схема действия заряда выброса

В глинистых и суглинистых почвах

$$h = 0,45 \cdot W \cdot (2 \cdot n - 1), \text{ м.} \quad (7.9)$$

В скальных породах при $n > 2$ при нормальном выбросе глубина видимой части траншеи определяется

$$h = 0,33 \cdot W \cdot (2 \cdot n - 1), \text{ м.} \quad (7.10)$$

В скальных породах при $n > 2$ при усиленном выбросе глубина видимой части траншеи равна ЛНС.

При проектировании траншей заданного профиля показатель действия взрыва n , количество рядов зарядов $N_{ряд}$ и расстояние между рядами b вычисляют графически с таким расчетом, чтобы проектируемая воронка отвечала заданному профилю выемки.

При трехрядном размещении одновременно взрывааемых зарядов значение n для зарядов среднего ряда принимается на 0,5 большим, чем для зарядов крайних рядов. В случае замедленного или короткозамедленного взрывания для зарядов среднего ряда значение n увеличивается на 0,2-0,3.

При взрывании на выброс в условиях горизонтального рельефа (рис.7.1) ширина и высота развала породы определяется

$$x = 5 \cdot n \cdot W, \text{ м;} \quad (7.11)$$

$$y = \frac{0,7 \cdot W}{n}, \text{ м.} \quad (7.12)$$

Расчет распределения объема породы V_r , которая при выбросе взрывом размещается на разном расстоянии r_x от края воронки выброса, определяется

$$V_r = \left[1 - \left(\frac{x - n \cdot W - r_x}{x - n \cdot W} \right)^2 \right] \cdot 100, \text{ \%}. \quad (7.13)$$

Масса заряда выброса, ось которого параллельна открытой поверхности (т.е. при наклонных скважинах), равняется:

$$Q = \frac{2 \cdot q_r \cdot W^2 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3)}{n + 1} \cdot l_{заряда}, \text{ кг.} \quad (7.14)$$

Формула (7.14) справедлива для $l_{заряда} \geq a$, где a вычисляется в соответствии с формулой (7.6).

Глубина видимой выемки рассчитывается в соответствии с формулой (7.8) или (7.9).

Для заряда в оболочке диаметр равен

$$d_3 = 1,1 \cdot \sqrt{\frac{Q}{\Delta_{зар} \cdot l_{заряда}}}, \text{ кг}, \quad (7.15)$$

где Q – масса заряда, кг;

$\Delta_{зар}$ – плотность заряжания ВВ, кг/м³;

$l_{заряда}$ – длина заряда, м.

В случае, если одним зарядом не может быть получена выемка заданного профиля (недостаточная ширина понизу), параллельно размещают два или три заряда, которые отдалены один от другого на величину a , значение которой определяется при помощи формулы (7.6).

Заряды могут взрываться одновременно или с замедлением. При этом показатель действия взрыва n для зарядов, которые взрываются с замедлением, определяется аналогично.

Параметры зарядов выброса в скважинах, *оси которых перпендикулярны поверхности*, рассчитываются таким же образом, как и параметры сосредоточенных зарядов, с учетом прочности и размещения скважин.

Принимается следующий порядок расчета:

- в соответствии с заданными параметрами выемки вычисляют массу сосредоточенного заряда Q при помощи формулы (7.1) и расстояние между зарядами в ряду a - формулы (7.6);

- устанавливают глубину скважин $l_c = (1,1 \div 1,2) \cdot W$, м;

- определяют вместимость одной скважины Q_c при условии ее заполнения ВВ на 2/3 глубины;

- определяют расстояние a_c между скважинами.

Расстояние между скважинами принимается равным a при $Q < Q_c$.

Если $Q > Q_c$, скважины сближают, определяя расстояние между ними как

$$a_c = a \cdot \frac{Q_c}{Q}, \text{ м}. \quad (7.16)$$

Формулу (7.16) рекомендуется использовать, если $\frac{Q_c}{Q} > \frac{1}{3}$. При $\frac{Q_c}{Q} < \frac{1}{3}$ необходимо

делать кусты из 2-3-х скважин. При этом за расчетную массу заряда Q_c принимают суммарную массу заряда в кусте.

Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.

Лекция 8: Расчёт камерных зарядов

При этом методе, взрывание производится сосредоточенными зарядами большой величины (от нескольких до сотен и тысяч тонн), которые помещаются в специальные выработки (камеры), объем их соответствует объему установленных расчетом зарядов ВВ. Для этого в массиве проходят вертикальные шурфы или горизонтальные штольни и в их конце или в ответвлениях сооружают камеры.

Подготовительные выработки проходят обычно Т- или Г-образной формы, чтобы затруднить выброс из камеры газов при взрыве и максимально использовать энергию ВВ для разрушения и перемещения массива. Площадь сечения подводящих выработок принимается минимальной, но не менее $1,2 \text{ м}^2$ для штолен и 1 м^2 для шурфов.

Взрыв на выброс обычно выполняется с двусторонним (рис.8.1,а) или преимущественно односторонним (рис. 8.1,б) размещением выброшенной породы.

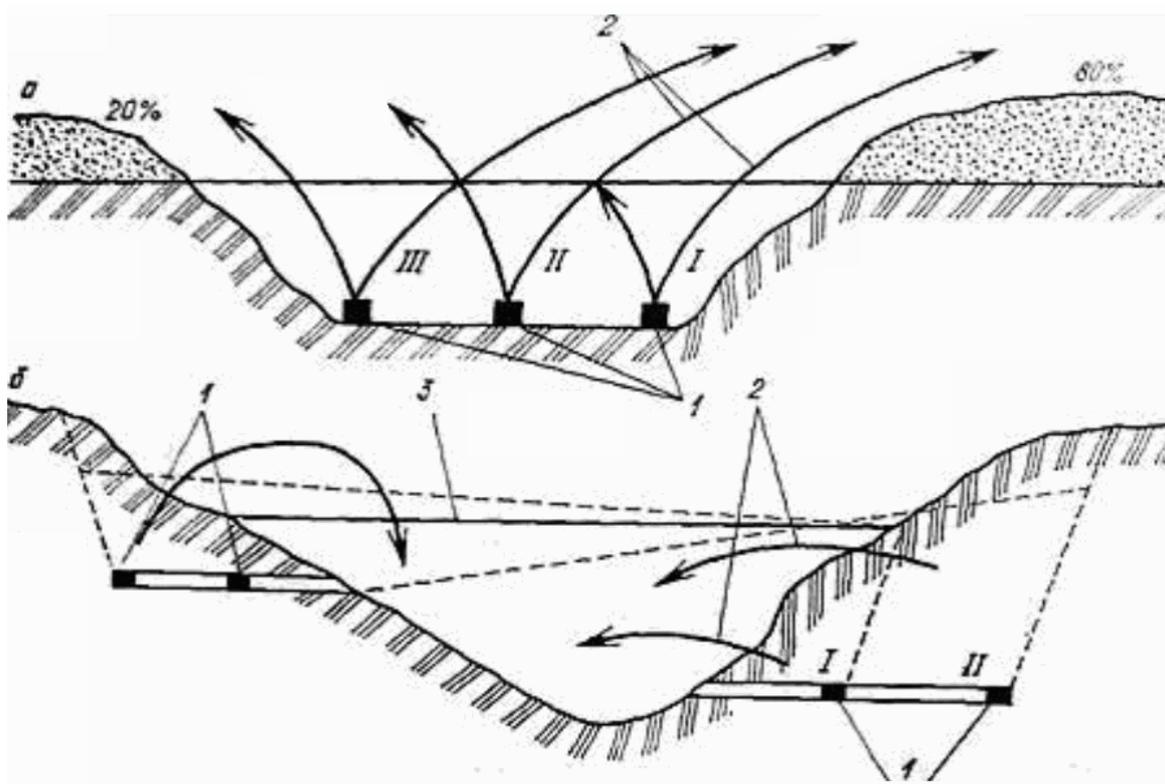


Рисунок 8.1 – Направления разлёта породы при камерных зарядах: а – при устройстве выемки; б – при устройстве насыпи; 1 – заряды ВВ; 2 – направления перемещения взорванного грунта; 3 – проектная линия верха насыпи; I, II, III –очередность взрывания зарядов

Направленность выброса достигается применением двух или более рядов зарядов, взрывааемых одновременно. Для этого сначала взрывают заряды I (один или несколько), действие которых направлено вверх (см. рис. 8.1, б). В процессе взрыва открывается боковая дополнительная поверхность для зарядов II. Через 1—2 секунды взрывают заряды II, которые выбрасывают породу в сторону образованной дополнительной поверхности и отталкивают в том же направлении поднимающуюся вверх породу от взрыва зарядов I.

Существует также Камерный заряд камуфлета, применяется для образования в пластичных породах подземных полостей для хранения газа и нефтепродуктов, а также в качестве одного из элементов сложных систем зарядов при возведении взрывонабросных сооружений (плотин, дамб).

Метод камерных зарядов применяется для обрушения и перемещения больших объемов скальных и мягких горных пород взрывами на сброс и выброс, для образования различных выемок глубиной до 20 м и более, при строительстве дорог в горной местности.

На карьерах камерные заряды применяются редко при высоте уступа не менее 15 м, при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа.

Для камерных зарядов расчетная ЛНС принимается равной $(0,75 \div 0,95) H$, расстояние между зарядами $(0,8 \div 1,4) W$.

Величину камерного заряда (кг), предназначенного для рыхления массива, обычно определяют по формуле для сосредоточенных зарядов:

$$Q = q_p \cdot W^3 \cdot k_B, \quad (8.1)$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/;

W — расчетная ЛНС, м;

k_B — коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов, вводится в расчет при коэффициенте сближения меньше 1,25 и вычисляется по формуле:

$$k_B = 0,5 \cdot \left(1 + \frac{m_\phi}{m_p} \right), \quad (8.2)$$

где m_ϕ - фактический коэффициент сближения зарядов;

m_p - расчетный коэффициент сближения зарядов.

Величина зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого ряда увеличивается на 15—20 % по сравнению с расчетными. Пол камеры располагают на уровне нижней отметки взрывающей выемки. Ширина развала горной массы после взрыва составляет $(1,6 \div 2) H$, а высота $(0,7 \div 0,8) H$.

Заряжание камер производится через подводящие горные выработки зарядными машинами или вручную. При ручном заряжении взрывчатое вещество в заводской упаковке (мешки, ящики и др.) укладывается в камере в виде штабелей. Объём камер в этом случае используется на 60-70% и трудоёмкость процесса заряжания увеличивается на 30-40% по сравнению с механическим способом. Конструкция камерного заряда предусматривает укладку не менее двух боевиков в каждый заряд. Инициирование заряда для соблюдения условий безопасности осуществляют обычно бескапсюльным способом с применением детонирующего шнура.

К достоинствам взрывов камерных зарядов относится возможность отбойки больших объемов породы при сложном рельефе местности. Недостатки взрывания камерными зарядами; худшее дробление массива и большая трудоёмкость подготовительных работ.

Взрывы камерными зарядами на выброс и сброс рассчитываются по формуле М. М. Борескова

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) \cdot q_n \cdot W^3, \quad (8.3)$$

где $n = 1,8 \div 2$ — показатель действия взрыва; q_n — нормальный расчетный расход ВВ, кг/м³.

При $W > 25$ в формулу М. М. Борескова вводится поправочный коэффициент $\sqrt{W/25}$, предложенный Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром, и в этом случае расчетная формула принимает вид:

$$Q = \frac{\sqrt{W}}{25} \cdot (0,4 + 0,6n^3) \cdot q_n \cdot W^3, \quad (8.4)$$

или с учетом коэффициента глубины $k_{мл} = 1 + 0,02 \cdot W$,

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) \cdot q_n \cdot W^3 \cdot (1 + 0,02 \cdot W) \quad (8.5)$$

Размер выемки в свету поверху B_e и понизу B_n при взрывах на выброс определяется по формулам:

$$B_e = 2n \cdot W + b \cdot (m - 1); \quad (8.6)$$

$$B_n = b \cdot (m - 1), \quad (8.7)$$

где b — расстояние между рядами зарядов; m — число рядов зарядов.

Расстояние между зарядами в ряду: $a = 0,5 \cdot W \cdot (n + 1)$.

Расчетный расход ВВ принимается по табл.8.1.

Таблица 8.1 – Расчетный расход ВВ

Категория пород по СНиП	Коэффициент крепости пород	Расход ВВ на 1 м ³ взорванной породы в массиве (кг) при площади сечения выработки в проходке, м ²		
		до 5	до 7	до 10
II и IV	1,5	1,5	1,23	0,95
V	2–3	1,4	1,2	1,0
VI–VII	4–6	1,92	1,74	1,55
VIII	7–9	3,0	2,73	2,45
IX	10–14	4,2	3,83	3,45
X	15–18	4,5	4,28	4,05
XI	19–20	5,0	4,75	4,5

Метод камерных зарядов на карьерах почти не применяется, но широко используется в гидротехническом, дорожном и мелиоративном строительстве.

**Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.
Лекция 9: Взрывная технология предварительного щелеобразования при
строительстве капитальной въездной траншеи. Расчет параметров взрывных работ
при щелеобразовании.**

9.1 Взрывная технология предварительного щелеобразования при строительстве капитальной въездной траншеи

При строительстве капитальной въездной траншеи целесообразно применять метод предварительного щелеобразования, который заключается в создании экранирующей щели на контуре траншеи.

Разрушение породы идет по поверхностям нарушений ее геологической структуры. Это разрешает получать борта траншеи с гладкими откосами и снижать разрушение законтурной части массива, а также уменьшает сейсмическое влияние на дома и сооружения на земной поверхности. При контурном взрывании вдоль линии откоса борта траншеи (полутраншеи) бурят скважины диаметром 76-105 мм, в которых размещают заряды пониженной плотности (0,1-1,0 кг на 1 м скважины). Низкая плотность заряжения достигается за счет создания воздушных зазоров по длине и по радиусу заряда (рис.9.1).

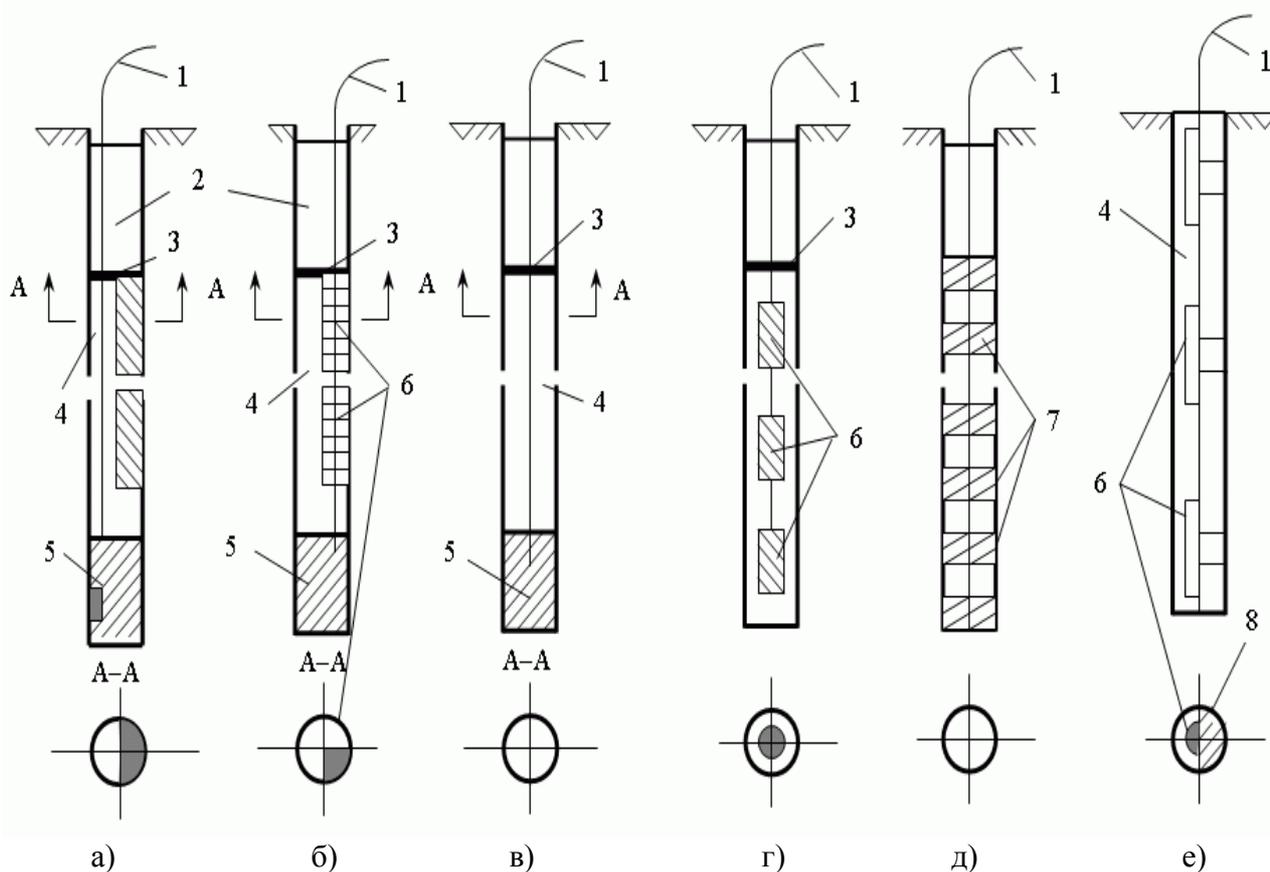


Рисунок 9.1 - Конструкции скважинных зарядов, размещаемых на контуре траншеи:
a – сплошной заряд диаметром 16-20 мм; *б* – полупатроны ВВ; *в* – воздушный промежуток;
г – патроны ВВ, которые прикреплены к детонирующему шнуру (ДШ); *д* –
 рассредоточенный заряд из сыпучего ВВ; *е* – стержневой заряд; 1 – ДШ; 2 – забойка; 3 –
 бумажная пробка; 4 – воздушный промежуток; 5 – донные заряды; 6 – полупатроны ВВ; 7 –
 патроны ВВ;
 8 – деревянная рейка

Технология изготовления скважинного заряда для щелеобразования
 Конструкция скважинного заряда приведена на рис.9.2.

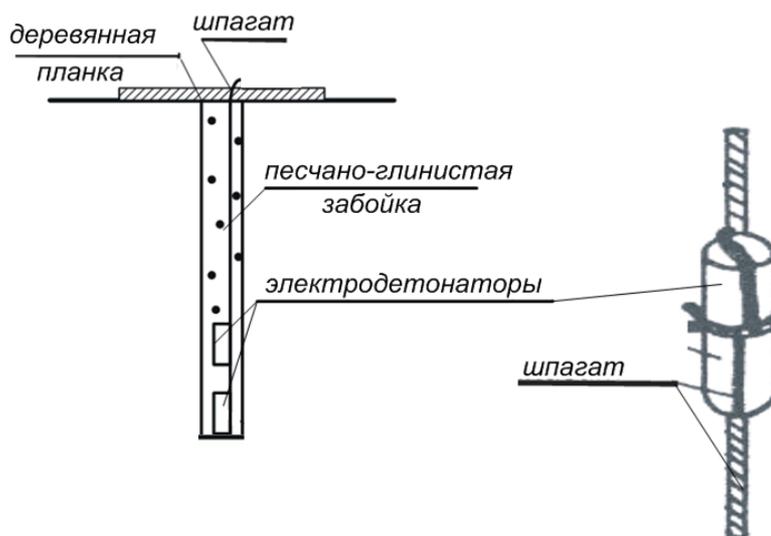


Рисунок 9.2 - Конструкция заряда скважины для щелеобразования

Патроны ВВ привязывают к шпагату (при вертикальной скважине) или к деревянному стержню (при наклонной скважине). Шпагат привязывается к деревянной планке длиной большей, чем диаметр скважины, а стержень раскрепляется в устье скважины при помощи уплотнителей параллельно ее оси. Заряд не должен касаться стенок скважины.

В качестве забойки используют песчано-глиняные пыжи длиной, достаточной для заполнения пустоты между зарядом и устьем скважины.

9.2 Расчет параметров взрывных работ при щелеобразовании

Расстояние между скважинами для предварительного щелеобразования определяется по формуле (9.1).

$$a = K \cdot d_{\text{скв}} \cdot \left(1 + 2^{\frac{1}{n}}\right) \cdot \left[\frac{2 \cdot \nu \cdot P_0 \cdot \left(\frac{V_3}{V_c}\right)^\chi}{\sigma_p \cdot (1 - \nu) \cdot (1 + C)} \right]^{\frac{1}{m}}, \text{ м}, \quad (9.1)$$

где K - коэффициент, учитывающий ориентацию природных трещин в массиве горных пород относительно плоскости оконтуривания, 0,95-1,2;

$d_{\text{скв}}$ - диаметр скважины, м;

n - степень угасания ударной волны в зоне создания направленной трещины;

ν - коэффициент Пуассона;

P_0 - детонационное давление в заряде ВВ, Па;

V_3 - объем заряда ВВ в скважине, м³;

V_c - объем скважины, м³;

χ - показатель адиабаты, 1,17-1,25;

σ_p - крепость горной породы при растяжении, Па;

C - безразмерная величина;

m - степень угасания ударной волны в зоне разрушения.

Диаметр скважины для предварительного щелеобразования, $d_{\text{скв}}$, определяется типом буровой установки и должен быть в 3-3,5 раза большим диаметра заряда ВВ.

Степень угасания ударной волны в зоне создания направленной трещины:

$$n = 2 - \frac{v}{1-v}. \quad (9.2)$$

Объем заряда ВВ в скважине вычисляется следующим образом

$$V_n = \frac{\pi \cdot d_3^2}{4} \cdot l_{\text{заряда}}, \quad \text{м}^3, \quad (9.3)$$

где d_3 - диаметр заряда ВВ, м;

$l_{\text{заряда}}$ - длина заряда ВВ в скважине, м.

Объем скважины вычисляется следующим образом

$$V_c = \frac{\pi \cdot d_{\text{скв}}^2}{4} \cdot l_c, \quad \text{м}^3, \quad (9.4)$$

где l_c - длина скважины, м.

Длину оконтуривающих скважин принимают равной длине скважин для взрыва на выброс. В том случае, когда к сохранению бортов предъявляются повышенные требования, длина оконтуривающих скважин должна на 7-12 диаметров превышать длину скважин для взрыва на выброс (соответственно в трещиноватых и монолитных породах).

Плотность заряжения скважины вычисляется

$$\Delta_{\text{зар}} = \delta_n \cdot \frac{V_3}{V_c}, \quad \text{кг/м}^3, \quad (9.5)$$

где δ_n - плотность патронирования, кг/м³.

Для определения объемной плотности заряжения контурных скважин при методе предварительного щелеобразования (оконтуривания) в зависимости от прочности горных пород для разных типов ВВ используется графическая зависимость, приведенная на рис.9.3.

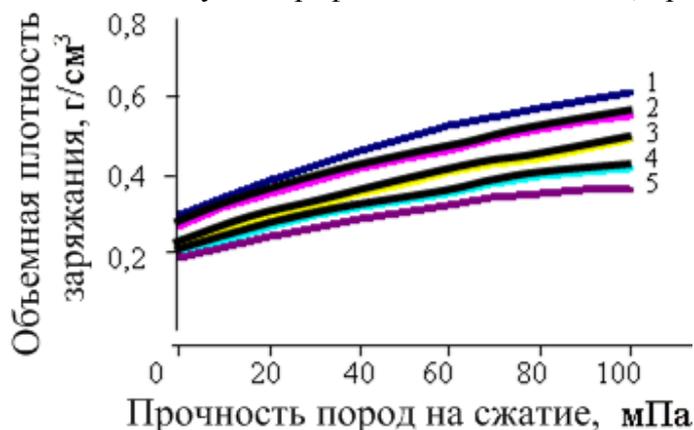


Рисунок 9.3 - Зависимость объемной плотности заряжения контурных скважин от прочности пород: 1 – аммонит ПЖВ - 20; 2 – аммонит № 6; 3 – аммонит № 6 ЖВ; 4 – детонит 6А; 5 – детонит 10А

Детонационное давление (Па) в заряде ВВ определяется по формуле:

$$P_0 = \frac{\Delta_{\text{зар}} \cdot D^2}{4}, \quad (9.6)$$

где D - скорость детонации, м/с.

Степень угасания ударной волны в зоне разрушения:

$$m = 2 + \frac{v}{1-v}. \quad (9.7)$$

Безразмерный коэффициент

$$C = \frac{\Delta_{зар} \cdot D}{\gamma \cdot C_n}, \quad (9.8)$$

где γ – плотность горной породы, кг/м³;
 C_n – скорость продольной волны в горной породе, м/с.

Радиус воронки выброса равен половине расстояния между скважинами

$$r = \frac{a}{2}, \quad \text{м.} \quad (9.9)$$

Длина забойки вычисляется по (9.10) и должна быть не менее 1 м.

$$l_{забойки} = 15 \cdot d_{ске}, \quad \text{м.} \quad (9.10)$$

Длина скважины без перебура определяется по формуле

$$l_c^0 = \frac{H}{\sin \alpha}, \quad \text{м,} \quad (9.11)$$

где α – угол откоса борта траншеи, град.

Длина скважины с перебуром равняется

$$l_c = l_c^0 + l_{перебура}, \quad \text{м,} \quad (9.12)$$

где $l_{перебура}$ – длина перебура, м.

Длина заряда в скважине равняется

$$l_{заряда} = l_c - l_{забойки}, \quad \text{м.} \quad (9.13)$$

Масса заряда определяется по формуле

$$Q = q_r \cdot \frac{\pi \cdot r^2}{3} \cdot l_c, \quad \text{кг,} \quad (9.14)$$

где q_r – удельный расход используемого ВВ, кг/м³;

$\frac{\pi \cdot r^2}{3} \cdot l_c$ – объем взорванной породы, м³.

$$q_r = q_n \cdot \frac{300}{P}, \quad \text{кг/м}^3, \quad (9.15)$$

где q_n – нормативный удельный расход ВВ производительностью 300 см³, кг/м³.

P – производительность используемой ВВ, см³.

Масса 1 м заряда скважины при гранулированных ВВ вычисляется:

$$\gamma_n = \frac{\pi \cdot d_{ске}^2}{4} \cdot \Delta_{зар}, \quad \text{кг/м.} \quad (9.16)$$

Длина заряда в скважине, необходимого для размещения гранулированного ВВ массой Q , определяется по формуле

$$l_r = \frac{Q}{\gamma_n}, \quad \text{м.} \quad (9.17)$$

Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.
Лекция 10: Методика расчета безопасных расстояний при взрывах на выброс.

Расстояние, безопасное по разлету отдельных кусков породы

Безопасным является расстояние, которое обеспечивает сохранение механизмов, зданий и сооружений от повреждений кусками породы, разлетающимися при взрывании. Для серий зарядов с разными W и n радиус безопасной зоны определяется в соответствии с данными, приведенными в табл.4.4 ПЗ №4.

Сейсмически безопасное расстояние

Расстояния, на которых колебания почвы, вызванные одновременным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, вычисляются по формуле (10.1).

$$r_c = K_z \cdot K_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q_b}, \text{ м}, \quad (10.1)$$

где K_z – коэффициент, зависящий от свойств грунта в фундаменте охраняемого здания;

K_c – коэффициент, зависящий от типа зданий и сооружений и характера построек;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания;

Q_b – масса одновременно взрываемого заряда, кг.

При одновременном (без замедления) взрывании группы из N зарядов ВВ общей массой Q_b в тех случаях, когда расстояние от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20%, безопасное расстояние определяют по формуле (10.2).

$$r_c = \sqrt[6]{N} \cdot K_z \cdot K_c \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{Q_b}, \text{ м}. \quad (10.2)$$

При неодновременном взрывании N зарядов ВВ общей массой Q_b с интервалом замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние определяется в соответствии с формулой (10.3).

$$r_c = K_z \cdot K_c \cdot \frac{\alpha}{\sqrt[4]{N}} \cdot \sqrt[3]{Q_b}, \text{ м}. \quad (10.3)$$

Расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения, рассчитывается в соответствии с формулами (10.4, 10.5).

$$r_s = k_s \cdot \sqrt[3]{Q_b}, \text{ м}, \quad (10.4)$$

$$r_s = K_s \cdot \sqrt{Q_b}, \text{ м}, \quad (10.5)$$

где K_s, k_s – коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений (табл. 4.8 ПЗ №4).

Эти формулы следует применять для определения относительно безопасных расстояний до зданий (сооружений) от мест изготовления ВВ, хранения ВМ на складах (хранилища, площадки и т.п.), мест погрузки, разгрузки и переработки ВМ, а также отстоя транспортных средств с ними, от мест взрывов наружных зарядов и зарядов выброса.

Формула (10.4) должна применяться при допустимости 1-й – 3-й степеней повреждений для открытых (наружных) зарядов массой больше 10 т и для зарядов, углубленных на свою высоту, массой больше 20 т при допустимости 1-й - 2-й степеней повреждений.

Формулу (10.5) нужно применять при допустимости 1-й – 3-й степеней повреждений для открытых зарядов массой менее 10 т и 1-й - 2-й степеней повреждений - для зарядов, углубленных на свою высоту, с массой менее 20 т, а также для соответствующих зарядов выброса. Кроме того, формула (10.5) применима при допустимости 4-й - 5-й степеней повреждений независимо от массы и расположения заряда.

При пользовании табл. 4.8 необходимо руководствоваться следующим:

а) при выборе степени повреждения и значений коэффициентов должна учитываться вся совокупность местных условий, причем в сложных случаях в выборе степени безопасности должны участвовать руководитель взрывных работ предприятия, представители заинтересованных организаций, владеющих охраняемым объектом, и представитель органа ГВГСС;

б) степень повреждения и значения коэффициентов при выборе местоположения складов ВМ должны устанавливаться в зависимости от значимости объектов, расположенных в районе склада; в общих случаях при расчете безопасных расстояний от складов ВМ и тому подобных объектов до населенных пунктов, авто- и железнодорожных магистралей, крупных водных путей, заводов, складов взрывчатых и огнеопасных материалов и сооружений государственного значения принимается третья степень повреждения; для отдельно стоящих зданий и других сооружений второстепенного значения, автомобильных и железных дорог с небольшим движением, для особо прочных сооружений (стальные и железобетонные мосты, стальные и железобетонные копры, элеваторы, углемойки и т.п.), а также при расположении складов ВМ и тому подобных объектов на высоких берегах (при расчете расстояний до крупных водных путей) принимается четвертая степень повреждения;

в) при определении расстояний до линии электропередачи следует исходить из значений радиуса разлета кусков выбрасываемой взрывом породы, поскольку линии электропередачи относятся к категории конструкций, стойких по отношению к действию ударной воздушной волны;

г) обвалованные хранилища при первой и второй степенях повреждений рассматриваются как наружные заряды. При необходимости принимать в расчетах степени повреждений выше второй обвалованные хранилища приравниваются к зарядам, углубленным на свою высоту;

д) коэффициенты в табл. 4.8 указаны не однозначно. То или иное значение следует выбирать в зависимости от состояния объекта, для которого устанавливаются безопасные расстояния: чем прочнее этот объект, тем меньшее значение коэффициента может быть принято при расчете в пределах значений, указанных в табл. 4.8;

е) свойства ВВ при расчете безопасных расстояний не учитываются.

Если защищаемый объект расположен непосредственно за преградой (на опушке густого леса, у подножия холма), стоящей на пути распространения ударной воздушной волны, то безопасное расстояние, определенное по приведенным формулам, может быть уменьшено, но не более чем в 2 раза.

При производстве взрыва в узкой долине (ущелье) или между домами улицы безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Если за местом взрыва в радиусе $1,5\sqrt{Q_6}$ имеются прочные преграды в виде стен, валов и т.п., в направлении, противоположном этим преградам, безопасное расстояние должно увеличиваться: при расчете по формуле (10.4) - в 1,3, а по формуле (10.5) - в 1,4 раза.

Для уменьшения поражающей способности УВВ могут быть использованы следующие способы:

а) засыпка (забойка) наружного заряда слоем грунта. При слое засыпки, равном не менее пяти высот заряда над всей площадью его основания, безопасное расстояние может быть уменьшено в 4 раза. Материал засыпки не должен содержать тяжелых предметов (камней, гальки и т.п.);

- б) удаление створок оконных рам или открывание окон и закрепление их в открытом положении; закрывание оконных проемов прочными щитами и т.п.;
- в) защита мешками или ящиками, заполненными песком.

Радиус безопасного влияния воздушной ударной волны на человека рассчитывается в соответствии с формулой (10.7).

$$r_{min} = 15 \cdot \sqrt[3]{Q_0}, \text{ м.} \quad (10.7)$$

Расстояние, безопасное по действию отравляющих газов, при условии отсутствия ветра или в направлении, перпендикулярном распространению ветра, рассчитывается в соответствии с формулой (10.8).

$$r_r = 160 \cdot \sqrt[3]{\sum Q}, \text{ м,} \quad (10.8)$$

где $\sum Q$ - суммарная масса взрываемого ВВ, кг.

Расстояние, безопасное по действию отравляющих газов в направлении, противоположном распространению ветра, рассчитывается в соответствии с формулой (10.9).

$$r_r = 160 \cdot \sqrt[3]{\sum Q \cdot (1 + 0,5 \cdot V_e)}, \text{ м,} \quad (10.9)$$

где V_e - скорость ветра перед взрывом, м/с.

Из всех рассчитанных расстояний безопасным является максимальное.

**Тема 3: Технологии строительства въездных и разрезных траншей.
Лекция 11: Меры по повышению безопасности буровых и взрывных работ при
строительстве траншей.**

11.1 Меры по повышению безопасности буровых работ

При бурении установки размещают не ближе 3-х м от верхней бровки уступа. Перемещение этих установок с поднятой мачтой по уступу разрешается только по спланированной горизонтальной площадке. При бурении скважин первого ряда буровые станки располагают так, чтобы их продольные оси были перпендикулярны бровке уступа. Управление установками шарошечного бурения на 1-м ряде скважин должно быть дистанционным. Подъемные канаты буровых установок должны иметь 5-тикратный запас прочности и осматриваться не реже 1-го раза в неделю. Пробуренные скважины следует закрывать пробками или металлическими листами сразу после бурения.

Если скважины были пробурены установками огневого бурения, то их зарядание производится не ранее, чем через 24 часа после окончания бурения.

11.2 Меры по повышению безопасности взрывных работ при взрывании на выброс

К массовым взрывам на открытых горных работах относят взрывы смонтированных в общую взрывную сеть 2-х и более скважинных зарядов независимо от длины заряжаемой выработки, а также взрыв одиночных зарядов в выработках длиной больше 10 м.

Взрыв основной и дублирующей сетей ДШ выполняется от одного инициатора.

Охранная зона определяется в проекте. На открытых горных работах при длительном (больше смены) зарядании, в зависимости от горнотехнических условий, она должны составлять не менее 20 м от ближайшего заряда. Охранная зона устанавливается: при электрическом взрывании – перед началом установки боевиков, а при взрывании при помощи ДШ – перед началом монтажа взрывной сети. При этом охранная зона распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором проводится зарядание, так и на ниже- и вышерасположенные уступы. В пределах охранной зоны на ниже- и вышерасположенных уступах допускается движение транспорта только по установленным трассам для выполнения карьером (разрезом) запланированного объема работ.

В проекте на взрыв должен быть раздел, определяющий порядок допуска людей в район взрыва. При этом необходимость использования постов Государственной военизированной горноспасательной службы (ГВГСС), которые осуществляют контроль за концентрацией отравляющих продуктов взрыва в карьере, определяет руководитель предприятия. Допуск постов ГВГСС в границы опасной зоны может осуществляться не раньше, чем через 15 минут после взрыва. Допуск других лиц в карьер разрешает руководитель карьера или руководитель массового взрыва после получения сообщения ГВГСС про снижение концентрации отравляющих продуктов взрыва в воздухе до установленных норм, но не раньше, чем через 30 минут после взрыва.

При выполнении взрывных работ обязательна подача звуковых, а в темное время, кроме этого, и световых сигналов для оповещения людей. Запрещается подача сигналов голосом, а также с использованием взрывчатых материалов.

Значения и порядок подачи сигналов следующий:

а) первый сигнал - "Предупредительный!" (один продолжительный); сигнал подается перед началом зарядания; после окончания работ по заряданию и удалению связанных с этим работников, взрывники приступают к монтажу взрывной сети;

б) второй сигнал - "Боевой!" (два продолжительных); по этому сигналу проводится взрыв;

в) третий сигнал - "Отбой!" (три коротких), означает окончание взрывных работ.

Сигналы должны подаваться взрывником (старшим взрывником), выполняющим взрывные работы, а при массовых взрывах - специально назначенным работником предприятия. Способы подачи и назначение сигналов, время проведения взрывных работ

должны быть доведены до сведения работников предприятия, а при проведении взрывных работ на земной поверхности – также до сведения местного населения.

Для оповещения про выполнение взрывных работ используют также флаг–мачту. На рис.11.1 изображен его внешний вид. Материал изготовления мачты - сосна влажностью до 23%, флаг - матерчатый.

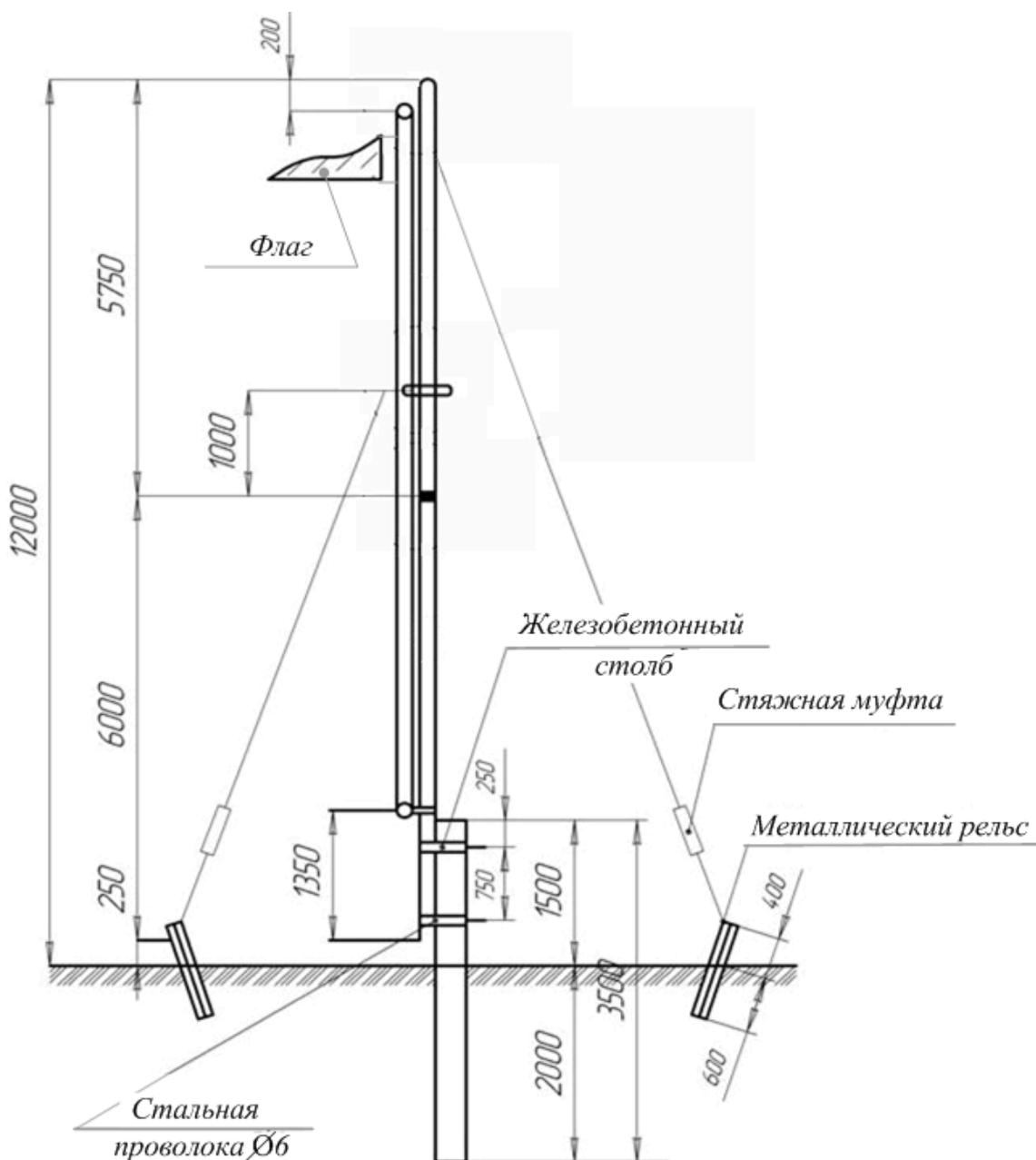


Рисунок 11.1 - Флаг – мачта

Для персонала, связанного со взрывными работами, используют в качестве укрытия передвижные блиндажи с деревянными или железобетонными перекрытиями (рис.11.2). Блиндажи устанавливают на таком расстоянии от места взрыва, которая гарантирует персоналу безопасность от повреждений воздушной ударной волной. Установка блиндажа на салазках позволяет перемещать его при помощи бульдозера или скрепера в любую точку карьерного поля.

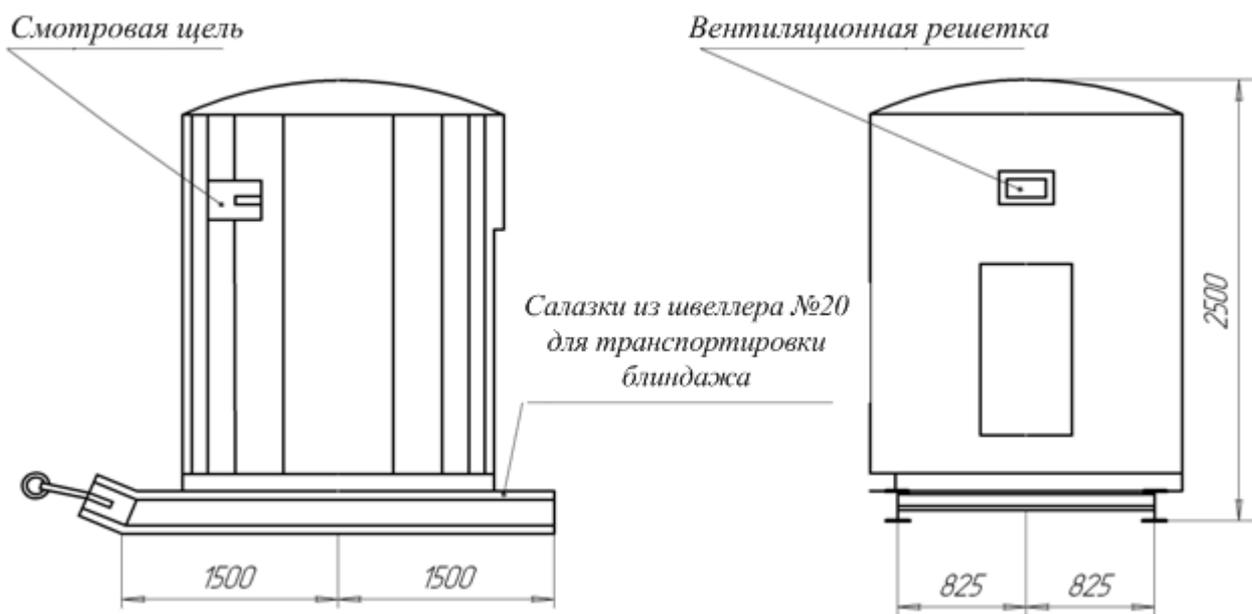


Рисунок 11.2 - Передвижной железобетонный блиндаж

Конструкция блиндажа рассчитана на удар куска породы массой 50 кг с высоты 40 м. В табл.11.1 приведены затраты материалов, необходимых для создания передвижного железобетонного блиндажа. Защитный слой бетона – 25 мм.

Таблица 11.1 – Расход материалов для создания блиндажа

Название конструкции	Содержание стали в 1 м ³ железобетона, кг	Марка бетона	Расход материалов	
			бетона, м ³	стали, кг
Блиндаж	147	200	2,20	324

Безопасное расстояние от блиндажа до места проведения взрыва определяется массой одновременно взрываемого ВВ, но не менее 200 м.

11.3 Правила безопасности при изготовлении ПВС

В соответствии с [7], изготовление ВВ на предприятиях -потребителях, подготовку ВВ заводского производства к механизированному заряданию необходимо выполнять по «Правилам обустройства и безопасной эксплуатации стационарных пунктов изготовления простейших гранулированных и водосодержащих ВВ, а также подготовки ВВ заводского изготовления на предприятиях, которые ведут взрывные работы».

На территории, где изготавливается ПВС-1У, запрещается выполнять любые работы, не связанные с приготовлением и загрузкой ВВ. Каждый рабочий должен выполнять только порученную ему работу, по которой он получил инструктаж.

Мешки с аммиачной селитрой укладываются на конвейер только после его запуска по сигналу оператора. Обслуживающий персонал обязан следить, чтобы во время разгрузки в аммиачную селитру не попали посторонние предметы. Загрузку компонентов необходимо производить при работающем вентиляторе. Все оборудование должно быть заземлено в соответствии с действующими техническими требованиями. При обслуживании оборудования в процессе эксплуатации разрешается пользоваться только инструментами, не дающими искры при ударах.

Запрещается: работать на неисправных механизмах; производить ремонт на работающих механизмах; оставлять без присмотра работающие механизмы; ремонтировать

электрооборудование после истечения сроков периодических испытаний заземлений; работать на установке при грозе.

При загорании аммиачной селитры необходимо своевременно всеми подручными средствами локализовать очаг возгорания. Тушить селитру, которая воспламенилась, необходимо большим количеством воды, находясь с наветренной стороны, чтобы избежать отравления токсичными окислами азота. При выходе ситуации из-под контроля необходимо немедленно удалить всех людей в укрытие в связи с возможностью взрыва.

При хранении дизельного топлива и работе с ним необходимо выполнять следующие меры противопожарной безопасности:

- не допускать искрообразования;
- не допускать возникновения открытого огня;
- жидкое топливо, которое загорелось, гасить распыленной водой, пеной, углекислым газом, перегретым паром;
- при разливе топлива собрать его в отдельную тару, место разлива протереть сухой тряпкой, на открытой площадке это место засыпать песком с последующим его устранением.

Железорудный концентрат и угольный порошок следует хранить в сухих, чистых, проветриваемых помещениях.

Весь работающий персонал должен быть обеспечен спецодеждой и индивидуальными средствами защиты (респиратором типа «Лепесток», резиновыми перчатками, защитными очками).

ПВС-1У является взрыво- и пожароопасным веществом. Это обусловлено наличием в ней жидкого горючего и аммиачной селитры. Поэтому во время погрузочно-разгрузочных работ, при транспортировании, хранении, использовании и ликвидации остатков ПВС-1У необходимо выполнять требования технической и пожарной безопасности, которые предусмотрены в инструкциях по эксплуатации смесительно-зарядных и транспортно-зарядных машин. С целью исключения возможности возникновения неконтролируемой экзотермической реакции при изготовлении и применении ПВС-1У необходимо исключить ее контакт с цинком, кадмием, медью и сульфидами металлов. Неиспользованная ПВС-1У, которая находится в смесителе или зарядной машине, по истечении 2-х суток должна быть выгружена и затарена в полиэтиленовые мешки. Мешки должны иметь ярлыки с названием ВВ, номером партии изготовления, датой изготовления, весом нетто (кг), фамилией пакующего. Изготовление и использование ПВС-1У подлежит строгому учету. Срок хранения в мешках не более 3-х суток.

При изготовлении ПВС-1У АБС стационарно заземлен. Для проверки полноты детонации ВВ отбирают пробу массой 15 кг из дозатора АБЗ или бункера зарядной машины в емкость, изготовленную из искробезопасного материала. При неудовлетворительных результатах испытаний выполняется повторная проверка. При получении повторного отрицательного результата тестов выполняют общий контроль до получения положительных результатов тестов в 5-ти партиях.

После изготовления каждые 100 т ПВС-1У в конце смены собирают остатки ВВ на площадке, лотке, ленте конвейера, площадке растаривания, в барабане-смесителе, загрузочной площадке и в вентиляционной системе. Их сжигают на специально отведенном для этого месте на полигоне склада взрывчатых материалов. Сжигание производит мастер-взрывник или лицо, назначенное руководителем БВР. Зона в радиусе 50 м от места сжигания должна быть очищена от легковоспламеняющихся материалов.

11.4 Требования [7] при зарядании сухих скважин

Перед началом зарядания на границах опасной зоны устанавливают посты. Доступ в зону становится закрытым. Перед заряданием скважины мастер-взрывник должен измерить ее глубину, а потом следить за заполнением скважины ВВ (длиной заряда). Затем следует измерить длину оставшейся свободной части скважины.

Патроны, опускаемые в скважину, должны иметь крепкое веревочное ушко. Опускать такие патроны в скважины разрешается только при помощи крепкого шпагата или веревки. Бросать патроны запрещается.

При глубине скважины большей 15 м в ней прокладывают 2 линии детонирующего шнура – основную и дублирующую. Отрезки ДШ, выходящие из скважины, должны иметь длину не менее 250 мм. Их присоединяют к магистральной линии ДШ при помощи клейкой ленты. Длина соединения должна быть не менее 100 мм.

Заполнение скважин забоечным материалом необходимо осуществлять осторожно. При этом электрический провод и ДШ должны иметь слабину. В качестве забойки нельзя применять кусковатый или горючий материалы.

После массового взрыва до начала погрузки породы все негабаритные куски, имеющиеся на развале, должны быть взорваны.

Тема 4: Технология взрывных работ на вскрышном уступе.
Лекция 12: Современные взрывчатые вещества для открытых горных работ.
Технология заряжения скважин.

12.1 Современные взрывчатые вещества для открытых горных работ

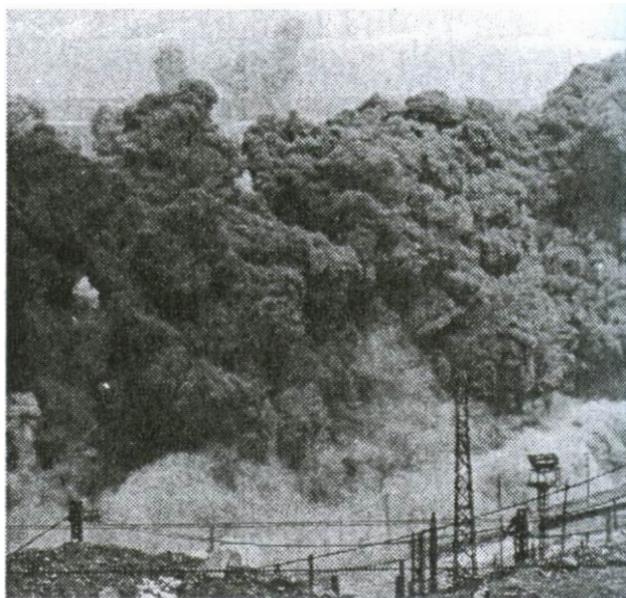
Мировое годовое потребление промышленных ВВ составляет 7,5 млн.т. В США их производят около 2 млн.т, в России и Китае – по 1,2 млн.т. ЮАР и Австралия – по 0,9 млн.т, страны ЕС – 0,6 млн.т, в Украине – 0,1 млн.т. Анализ мирового опыта применения взрывчатых веществ свидетельствует о том, что объем ВВ, в состав которых входит тротил, постоянно уменьшается. В США использование таких промышленных ВВ запрещено почти 30 лет назад, в Европе – 20 лет назад.

Их заменили ПВС, ЭВВ и ГВВ, объем применения которых в промышленности США составляет 80%. В России этот показатель достигает 62% и в общем объеме выпуска промышленных ВВ эмульсионные опережают всю остальную номенклатуру выпускаемых составов.

Достоинствами применения ПВС, ЭВВ и ГВВ являются:

- возможность изготовления непосредственно на месте использования;
- невысокая стоимость по сравнению с традиционными ВВ;
- повышение экологической безопасности.

Результаты замеров концентрации вредных веществ после проведения массовых взрывов на карьере показали, что при применении гранулола в облаке газов взрыва в основном преобладает углерод, о чем свидетельствует черный цвет (рис.12.1а). При взрыве порэмита содержание углерода в газах взрыва в 5-10 раз меньше, поэтому облако имеет белый цвет (рис.12.1б).



а)



б)

Рисунок 12.1 - Фото взрывов: а) гранулола; б) порэмита

Время проветривания зоны взрыва после применения ЭВВ не превышает 1-го часа, а при использовании тротилосодержащих ВВ оно составляет около суток. Пыль после массового взрыва ЭВВ оседает в зоне 200-300 м, а при использовании промышленных ВВ распространяется на несколько километров.

12.1.1 Простейшие взрывчатые смеси

К простейшим взрывчатым веществам относится игданит (АСДТ) – смесь аммиачной селитры (94%) с дизельным топливом (6%). В международной транскрипции она называется ANFO. Игданит обладает следующими преимуществами: не содержит в своем составе взрывчатых компонентов; простой технологией изготовления; низкой стоимостью. Недостатком игданита является низкая физическая стабильность состава, обусловленная стеканием дизельного топлива с гранул аммиачной селитры за счет ее высокой гигроскопичности. Поскольку АС покрыта тонким слоем своего водного раствора, то нефтепродукт с ней не смешивается. Поэтому затруднен поверхностный контакт нитрата аммония с жидким ДТ, в результате чего наблюдается расслоение нефтепродукта в заряде. Это приводит к снижению энергии взрыва на 30%. Для повышения физической стабильности игданита следует использовать пористую АС, а в качестве горючего компонента – дизельное топливо с индексом 3 или А с температурой застывания -35°C или -55°C . Возможно применение маловязких нефтяных масел.

Кроме перечисленных в таблице также применяется гранулит НК марки Б, содержащий 80% гранулированной аммиачной селитры и 20% карбамида. Однако, вследствие того, что карбамид при нормальных условиях находится в твердом состоянии, контакт окислителя с горючим ограничен и данный состав обладает низкой детонационной способностью (затухание детонации в скважинах диаметром 105 мм).

На основе аммиачной селитры с добавлением горючих добавок создана бестротиловая простейшая взрывчатая смесь ПВС-1У, состав которой приведен в табл.12.1 и соответствует требованиям нормативных документов. Характеристики ПВС-1У приведены в табл.12.2.

Таблица 12.1 – Состав ПВС-1У

Состав	Значение, %
Аммиачная селитра марок А или Б	90
Дизельное топливо	3
Железорудный концентрат	4
Угольный порошок	3

Таблица 12.2 – Характеристики ПВС-1У

Показатель	Ед.изм.	Значение
Плотность заряжения в скважине	кг/дм ³	1,0
Кислородный баланс	%	- 0,05
Теплота взрыва	кДж/кг	3580
Объем газов взрыва	л/кг	905
Критический диаметр	мм	85
Скорость детонации	км/с	2,52

В Казахстане изготавливается гранулит А-6, который содержит:

- аммиачную селитру - 90%;
- дизельное топливо - 4%;
- алюминиевый порошок - 6%.

Замена алюминиевой пудры, содержащейся в гранулите АС-8, на порошок в гранулите А-6 позволила значительно уменьшить вынос дисперсного алюминия из скважин при пневмозаряжении. Это повысило качество взрывных работ и снизило стоимость ВВ.

Основными недостатками смесей АС-ДТ являются низкая водоустойчивость и недостаточная скорость детонации.

Промышленная технология изготовления ПВС

Промышленная технология изготовления простейших взрывчатых смесей рассмотрена на примере ПВС-1У. Ее можно изготавливать непосредственно на месте

использования. Перечень основного технологического оборудования, используемого при приготовлении ПВС-1У, приведен в табл. 12.3.

Таблица 12.3 - Технологическое оборудование для изготовления ПВС-1У

Наименование	Характеристика
Электрические или дизельные погрузчики, допущенные для работы на складах ВМ	Грузоподъемность 1-3 т
Разгрузочное оборудование	Для загрузки и разгрузки гранулированных ВВ и аммиачной селитры из мешкотары с последующей загрузкой в автобетоносмеситель (АБС)
Узел загрузки концентрата (тельферная эстакада)	Грузоподъемность 1-3 т
Пункт заправки дизельным топливом со счетчиком	Объем 12 м ³
Перегрузочный узел	Оборудован перегрузочным мешком
Автобетоносмеситель АБС	Оборудован в соответствии с требованиями безопасности к зарядному, доставочному и смесильному оборудованию
Транспортно-зарядная машина МЗ-4	Бункер из нержавеющей стали, оборудованный дозатором, установленный на шасси автомашины

Технологический процесс изготовления ПВС-1У включает следующие операции:

- аммиачная селитра с железнодорожных платформ разгружается и перевозится на базисный склад взрывчатых материалов, где хранится в мешках на поддонах;
- по мере необходимости, ее перевозят крытым автотранспортом на разгрузочный комплекс, где ленточным конвейером подают к месту загрузки автобетоносмесителя (АБС);
- в барабан-смеситель на пункте заправки заливается дизельное топливо по счетчику;
- на тельферном узле загрузки в барабан-смеситель подается расчетное количество порошка железорудного концентрата;
- подается угольный порошок.

При загрузке барабан вращается со скоростью 2-3 об/мин. При этом автобетоносмеситель должен быть заземлен. Загруженный по норме всеми компонентами АБС направляется на перегрузочный узел. Во время движения перемешивать компоненты категорически запрещено. После прибытия на перегрузочный узел АБС необходимо заземлить стационарно, а потом смешивать компоненты на протяжении 20-25 минут со скоростью вращения барабана-смесителя 10-12 об/мин. На один замес (6,30 т) необходимо загрузить: аммиачной селитры – 5,67 т; дизельного топлива – 0,19 т; железорудного концентрата – 0,25 т; угольного порошка – 0,19 т.

На перегрузочном узле готовый продукт по наклонному лотку перегружается самотеком из автобетоносмесителя в зарядную машину МЗ-4.

12.1.2 Эмульсионные и гелеобразные взрывчатые вещества

ЭВВ и ГВВ относятся к 1-му классу промышленных взрывчатых веществ и используются на открытых горных работах. ЭВВ имеют плотность, превышающую плотность воды, поэтому их можно применять как в сухих, так и в обводненных скважинах без дополнительных мероприятий. ЭВВ и ГВВ представляют собой смеси раствора окислителя с горючим. Смеси с твердым горючим называются *взвесьями*, а с жидким, нерастворимым в растворе окислителя горючим, - *эмульсиями*. Эмульсионные взрывчатые вещества являются продуктом эволюции акваторов, изобретенных в начале 70-х годов,

которые изготавливали из горячего концентрированного раствора селитры с добавлением загустителя (крахмала, гуаргама) и тринитротолуола.

Эмульсионные взрывчатые вещества в промышленных масштабах были впервые применены в США и Швеции в 80-е годы XX века. Объемы их потребления постоянно возрастают. Этому способствует их низкая стоимость, а также водостойкость, нетоксичность компонентов и самих веществ, экологическая чистота. ЭВВ широко используются и в странах СНГ. Эмульсии подразделяются на два типа: прямые - эмульсии масла в воде (М/В), и обратные - эмульсии воды в масле (В/М). Характеристики ЭВВ сведены в табл.12.4.

Таблица 12.4 - Характеристики ЭВВ

Марка ВВ	Теплота взрыва (ккал/кг)	Плотность заряжения (кг/м ³)	Концентрация энергии (ккал/дм ³)	Скорость детонации (км/с)
Украинит (Украина)	820	1200	960	4,5
Гелекс Р80 (Украина)	796	1300	996	5,2
Поремит (Россия)	690	1250	865	5,1
Гранемит (Россия)	870	1300	1130	4,6
Эмульхим ШМ (Россия)	840	1200	1008	4,8
ЭТВ-30 (Казахстан)	853	1250	1007	5,75
ЭТВ-40 (Казахстан)	830	1360	1096	5,95
ЭТВ-П (Казахстан)	803	1150	907	5,35
HEF 250 (MSI, США)	807	1150	928	4,9
Нобелит-2000 (Германия)	740	1150	858	4,5
Дупо SL-700 (Швеция)	765	1000	765	4
Нобелит DN (Швеция)	526	1230	647	5,7
Элаунит 710 (Китай)	827	1200	940	5,32
Элацит 710 (Болгария)	635	1250	794	5,65
ERT (Испания)	835	1350	980	5,0
Ламбрекс-1 (Австрия)	765	1200	918	5,6
Кимит (Финляндия)	750	1200	900	4,6
Шита-Майт (Япония)	700	1150	805	5,3

Ведущим производителем эмульсионных взрывчатых веществ в мире является фирма Орика (Австралия), филиалы которой расположены во многих странах. Она изготавливает эмульсионные взрывчатые вещества ФортисTM Адвантаж 70 и ФортисTM Адвантаж 100, которые сертифицированы в соответствии требованиям Европейского Союза «Директива ЕС 93/15/УУС». В их состав входит: матрица ФортисTM Адвантаж 70 (100); селитра аммиачная гранулированная; дизельное топливо; газогенерирующая добавка (ГГД) – 30% раствор нитрита натрия; технологическая добавка – 30% раствор уксусной кислоты; моноэтиленгликоль (добавляется в зимний период для предотвращения замерзания раствора нитрита натрия и уксусной кислоты).

12.2 Технология заряжания скважин

Заряжание скважин выполняют механизировано или, в виде исключения, вручную. Для механизированного заряжания скважин гранулированными ВВ используются зарядные машины МЗ-3Б или МЗ-4. Их технические характеристики приведены в приложении Д5.

После окончания заряжания приступают к забойке оставшейся свободной части скважины. Следует не допускать взрывания без забойки, т.к. при этом усиливается воздействие воздушной ударной волны, увеличивается разлет породы и недостаточно используется энергия взрыва на измельчение породы.

Засыпка в скважины ВВ и забойки должна выполняться таким образом, чтобы не оборвать детонирующий (огнепроводный) шнур или электропровод.

Для уменьшения трудозатрат и повышения надежности при заряжании скважин с образованием воздушных промежутков разработаны и изготавливаются *мешки воздушных промежутков скважинные* - мешки ВПС. Схема устройства мешков ВПС приведена на рис.12.1.

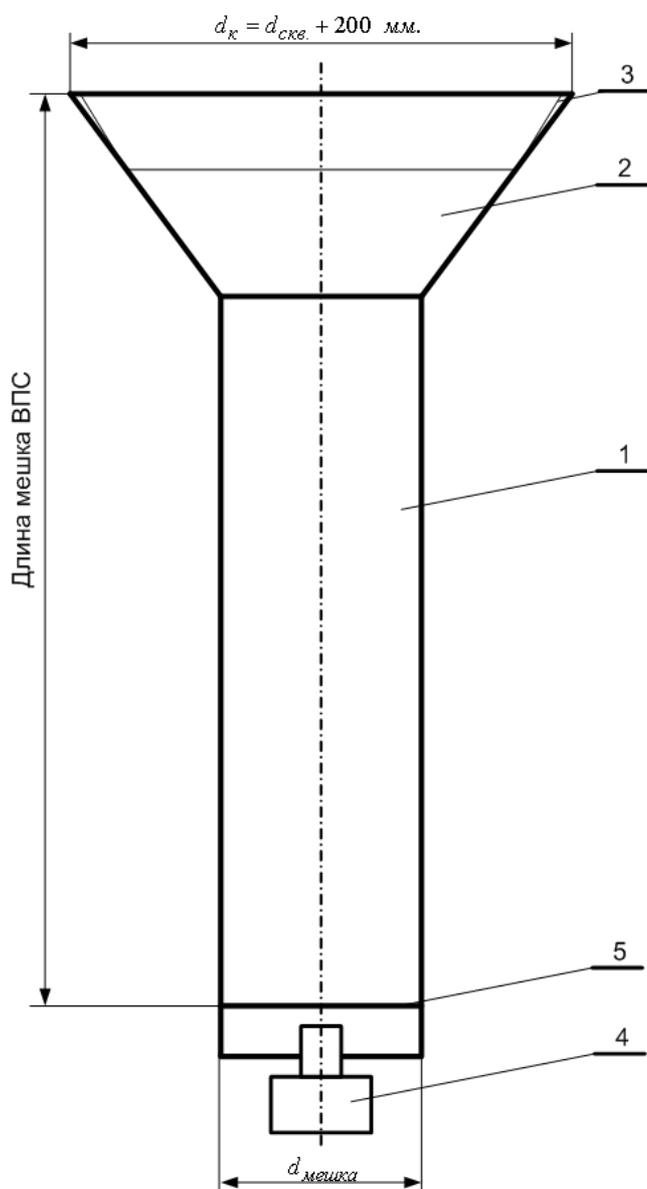


Рисунок 12.1 - Мешки ВПС: 1- мешок; 2 - воронка; 3 - кольцо; 4 - груз с лентами для привязывания к мешку; 5 - поперечный шов дна мешка

Они используются как для создания воздушных промежутков в скважинных зарядах, так и отделения сухих верхних частей зарядов из неводоустойчивых взрывчатых веществ от нижних обводнённых частей скважинных зарядов, рассредоточения зарядов в обводнённых частях скважин.

Мешки ВПС состоят из рукавов, воронок, колец и грузов. Из рукавов изготавливают мешки, прошивая или перевязывая нижние торцы рукавов. Воронки пришивают к верхним торцам мешков. Кольца вшивают в верхние части воронок. Грузы привязывают у дна мешков к нижним торцам рукавов. Рукава изготавливают из полипропиленовой ткани или полиэтиленовой плёнки.

Диаметры рукавов на 10-20 мм больше диаметров скважин, в которых размещаются мешки ВПС. При наполнении материалом мешки удерживаются в неподвижном положении за счет сил трения мешка о стенки скважин.

Кольца изготавливают из стальной проволоки диаметром 4-6 мм. Диаметры колец на 200 мм больше диаметра скважин, в которые размещаются мешки ВПС.

Мешки ВПС в транспортном положении намотаны на кольца. Изготовление воронок из полипропиленовой ткани уменьшает транспортные габариты мешков ВПС.

При установке мешки и воронки разматывают с колец и при помощи грузов опускают в скважины. Кольца опираются на устья скважин и удерживают мешки раскрытыми в заданном положении. При этом дно мешка располагается в скважине на глубине, равной длине мешка ВПС. Создание преграды в скважине дном мешка с диаметром, большим диаметра скважины, позволяет разделить заряд в требуемом месте с оставлением под ним воздушного промежутка.

По мере заполнения усилие затягивания мешка в скважину уменьшается до полного распора мешка о стенки скважины. Полный распор происходит при равенстве давления ВВ на дно мешка и силы трения мешка о стенки скважины. При коэффициенте трения 0,2 (мокрые грязные стенки) распор материала о стенки скважины произойдет при загрузке в мешок ВПС материала, занимающего пять диаметров скважины.

Масса материала для полного распора для скважин Ø214, длиной 1070 мм, составляет 31-36 кг; для скважин Ø244 и длиной заряда 1220 мм - 40-47 кг, соответственно. Дальнейшая загрузка в мешки ВПС любого количества ВВ и забоечного материала не приводит к их затягиванию.

Тема 4: Технология взрывных работ на вскрышном уступе.
Лекция 13: Конструкции скважинных зарядов. Управление импульсом взрыва.

13.1 Конструкции скважинных зарядов

13.1.1 Конструкция сплошного скважинного заряда

Конструкция сплошного скважинного заряда приведена в ПЗ №5.

В связи с тем, что скважинные заряды могут иметь различную (достаточно большую) длину, т.е. являются удлиненными, для поддержания устойчивой незатухающей детонации по всей колонке протяженного сплошного заряда ВВ, особенно низкочувствительного к детонационному импульсу, требуется установка нескольких боевиков со штатными средствами инициирования по длине колонки заряда. Это усложняет процесс монтажа взрывной сети, снижает надежность и безотказность срабатывания скважинного заряда ВВ. Известно, что устойчивая (стационарная) скорость детонации $D_{ВВ}$ гранулированного или водосодержащего ВВ при нормальном инициировании устанавливается на длине участка разгона, равном 2-3-м диаметрам заряда. При взрывании удлиненными зарядами из низкочувствительных ВВ, особенно в скважинах малого диаметра, невозможно обеспечить устойчивую скорость детонации по всей длине колонки заряда. При недостаточном инициирующем импульсе детонация ВВ может протекать в затухающем режиме.

Ударная волна, распространяющаяся по колонке заряда ВВ, вызывает срабатывание инициатора взрыва с дополнительным промежуточным детонатором с последующим разгоном детонации на участке заряда длиной L_p до устойчивого стационарного режима.

Данный способ взрывания скважинного заряда путем установки дополнительных промежуточных детонаторов с инициаторами взрыва, например, из неэлектрических внутрискважинных детонаторов, не подсоединяемых к общей взрывной сети скважинного заряда, позволяет осуществлять последовательное множественное инициирование ВВ по длине колонки заряда ВВ путем управляемого их срабатывания при воздействии продуктов детонации на их воспламенительный узел. Промежуточные детонаторы, инициаторы в которых срабатывают в зависимости от скорости детонации ВВ в скважинном заряде, не только поддерживают незатухающий режим детонации по всей длине колонки заряда, но и регулируют время воздействия взрыва на горный массив при одинаковом общем запасе энергии ВВ, что повышает КПД дробления горных пород.

При этом не требуется проведения дополнительного монтажа взрывной сети для их инициирования, что упрощает проведение и повышает надежность взрывных работ.

13.1.2 Конструкция скважинного заряда с промежутками

Для повышения эффективности взрывных работ в производственной практике также применяют технологию взрывания скважинных зарядов с осевыми и радиальными воздушными или водными промежутками, позволяющими за счет изменения внутренней газодинамики расширяющихся продуктов взрыва управлять импульсом взрыва и длительностью его воздействия на стенки скважины, а также осуществлять многократное нагружение горного массива энергией взрыва.

Конструкция скважинного заряда с одним воздушным промежутком приведена на рис.13.1. Осевые *воздушные* промежутки позволяют осуществлять перераспределение энергии взрыва непосредственно на дробление за счет сокращения энергозатрат на пластические деформации и переизмельчение горного массива вблизи заряда. При этом инициирование отдельных участков ВВ разной длины $l_{заряда_i}$ обычно осуществляется боевиками при помощи детонирующих шнуров или неэлектрических систем взрывания. Детонация разных по длине участков рассредоточенного заряда завершается, как правило, одновременно. При этом взаимодействующие в воздушном промежутке продукты детонации сильно различаются по массе, скорости и запасу энергии.

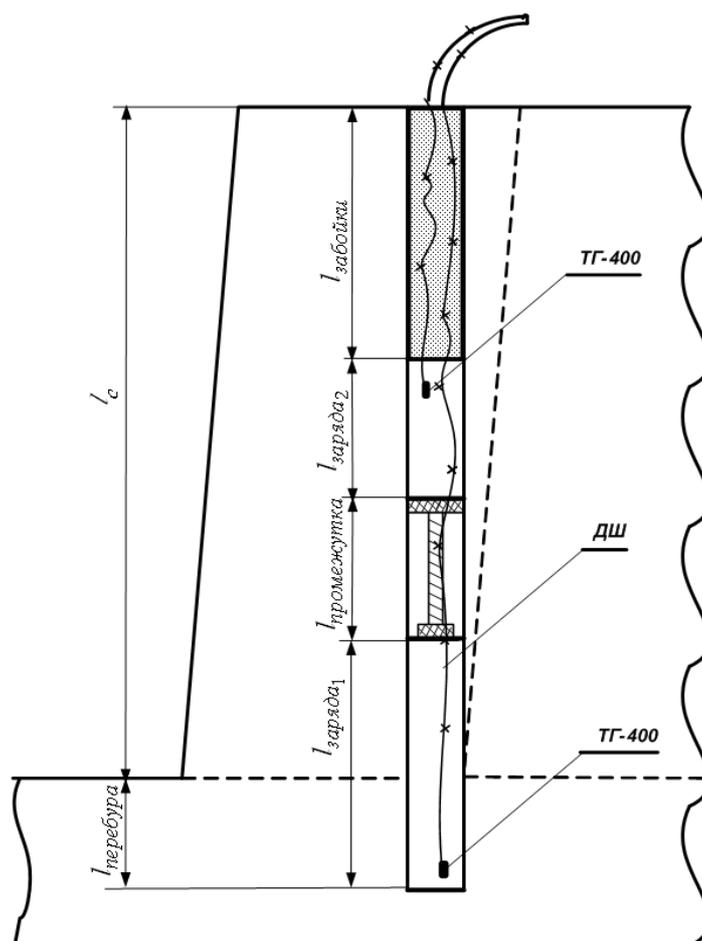


Рисунок 13.1 - Конструкция скважинного заряда с одним воздушным промежутком

Это приводит в процессе столкновения газовых потоков к образованию в направлении оси заряда новых результирующих ударных волн, значительно меньшей интенсивности, что может привести к снижению КПД взрыва.

Длины участков скважинного заряда, разделенных воздушными промежутками, определяются количеством и местом установки боевиков, а также способом инициирования. Участки ВВ могут быть выполнены из взрывчатого вещества с одинаковой скоростью детонации или из нескольких взрывчатых веществ, отличающихся по скорости детонации. Детонация рассредоточенных участков скважинного заряда ВВ вызывается инициирующими импульсами боевиков (промежуточных детонаторов). Боевики могут располагаться на границе разделов (забойка – ВВ; ВВ – воздушный промежуток; ВВ – дно скважины), в средних частях участка или в любом сочетании мест, указанных выше. Иницирование боевиков осуществляется мгновенно или с замедлением – электрическими или неэлектрическими детонаторами, а также электронным способом, например, с использованием многоканальных программируемых взрывных приборов.

В каждом участке заряда устанавливают один или несколько боевиков, инициируемых таким образом, чтобы детонации ВВ на всех участках заряда завершилась одновременно.

При применении зарядов с рассредоточенными воздушными промежутками используются следующие *технологические способы их создания*.

1) Размещение в скважинах приспособлений, состоящих из деревянных или пластмассовых дисков и деревянных стержней. Диаметр дисков составляет 0,8-0,95 диаметра скважины, длина стержней равна длине воздушного промежутка. Для предупреждения просыпания ВВ зазор между стенкой скважины и диском уплотняют бумагой или полипропиленовой тканью мешков из под ВВ.

2) Подвешивание на уровне верхней части воздушного промежутка преграды, препятствующей просыпанию ВВ. Преграда может быть изготовлена из небольшого количества ВВ (10-15 кг), упакованного в бумажный патрон или патрон другой конструкции. Подвешивание преграды производится на прочном шнуре, прикрепленном к деревянному бруску, длиной большей диаметра скважины, расположенному поверх устья скважины. Для предупреждения просыпания ВВ зазор между стенкой скважины и преградой уплотняется бумагой или полипропиленовой тканью мешков из под ВВ.

3) Перегораживание скважины на уровне верхней части воздушного промежутка эластичными оболочками, накачанными сжатым воздухом или газом. Газ выделяется при химической реакции веществ, размещенных в оболочке, после их опускания в скважину на заданную глубину. Вследствие неровной поверхности стенок скважин без дополнительного уплотнения возможно просыпание ВВ верхней части заряда между стенками эластичной оболочки и стенками скважины. Возможна также потеря газа из оболочки и, как следствие, просыпание ВВ из верхней части заряда.

Применение зарядов с воздушными промежутками, кроме улучшения измельчения горных пород, сокращает удельный расход ВВ на 10-25%. Выход негабаритных блоков уменьшается в 2-3 раза. При этом выход горной массы с одного метра скважины увеличивается в 1,5 раза.

Производительность экскаватора при погрузке более мелко и равномерно раздробленной горной массы возрастает на 13-50%. Также снижается сейсмическое действие взрыва. Кроме этого повышается угол откоса уступа, развал взорванной горной массы становится более компактным и удобным для выемки, значительно уменьшаются заколы вглубь массива.

При формировании скважинного заряда из отдельных участков взрывчатого вещества, разделенных *жидкостными* промежутками, детонация всех рассредоточенных участков заряда ВВ при срабатывании боевиков завершается одновременно. Плотность жидкостных промежутков в таких зарядах изменяется в пределах 800-1400 кг/м³.

Одновременное завершение детонации при срабатывании боевиков обеспечивается оптимальным соотношением длины активного участка заряда ВВ, расположенного между границей раздела «ВВ – жидкостный промежуток» и центром установки ближайшего боевика, и длины жидкостных промежутков.

Для создания жидкостных промежутков можно использовать воду, водный или водно-гликолевый раствор неорганического окислителя, карбамида, пламягасящих солей, а также различные недетонирующие технические водно-масляные эмульсии.

Разрушение горной породы взрывом зарядов, разделенных жидкостными промежутками, основано на механизме воздействия на стенки скважины гидроударной волны, создаваемой продуктами взрыва и вызывающей гидропоток с образованием дополнительных областей кавитации. Под действием взрыва активного участка заряда, расположенного между границей раздела ВВ с жидкостным промежутком и ближайшим к нему боевиком, жидкость переходит в парообразное состояние (парогаз). Расширяясь, парогаз действует своим парциальным давлением на стенки скважины, проникает в трещины породного массива и, за счет эффекта расклинивания, обеспечивает более интенсивное дробление горной породы. За счет комбинированного воздействия при взрыве энергии ударных волн, гидропотока и зон кавитации осуществляется многократное нагружение горных пород и увеличивается время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив.

Для усиления радиального действия взрыва в скважинном заряде также создают промежутки из *инертного* материала – буровой мелочи.

13.2 Управление импульсом взрыва

Управлять характером взрывного разрушения массива можно изменением величины и направления импульса взрыва.

Взрыв создает ударную волну. Расчет ее параметров свидетельствует, что давление на фронте падающей волны составляет $(2-3) \cdot 10^7$ Н/м² в зависимости от типа ВВ. Достигнув дна скважины, падающая ударная волна отражается, при этом на ее фронте давление возрастает до $1,7 \cdot 10^8$ Н/м² и больше. Это значительно превышает прочность породы, приводит к ее переизмельчению и дополнительным затратам энергии на разрыв межмолекулярных связей. Усиление давления на фронте ударной волны в процессе отражения является основным фактором, приводящим к диссипативным потерям энергии на бесполезное сотрясение массива. Для перераспределения импульса взрыва из осевого направления в радиальное в донной части скважины размещают дополнительное устройство - *рефрактор*.

Конструкция скважинного заряда с рефрактором для осесимметричного перераспределения импульса взрыва

Для повышения коэффициента использования скважины (КИС) и более равномерного измельчения породы используют рефрактор, обеспечивающий осесимметричное перераспределение продуктов взрыва (рис. 13.2).



Рисунок 13.2 -Рефрактор для осесимметричного перераспределения импульса взрыва

Его рациональными параметрами являются: диаметр цилиндрической части D ; общая длина рефрактора H ; длина цилиндрической части h ; радиус поверхности сопряжения R ; диаметр головной части d , а также параметры затупленного конуса, которым заканчивается головная часть: длина h_k , радиус затупления r , полуугол при вершине α . Диаметр цилиндрической части $D = d_{скв}$. Боковая поверхность рефрактора образована вращением ломанной кривой второго порядка вокруг вертикальной оси с закругленной головной частью, обеспечивающей минимальное сопротивление продуктам взрыва. Необходимым условием является плавность профиля, обеспечивающая разворот потока продуктов взрыва, движущегося в середине скважины. Многократно отраженные от стенок скважины продукты взрыва, сталкиваясь с криволинейной поверхностью сопряжения головной и цилиндрической частей рефрактора, также перераспределяются в радиальном направлении, т.е. перпендикулярно к оси заряда. Исследования формы головной части рефрактора свидетельствуют о том, что при увеличении ее диаметра d в интервале $(0 - 0,38) \cdot d_{скв}$ осевой импульс взрыва увеличивается, потому что передается через торец головной части и боковую поверхность.

При значениях диаметра больших $0,38 \cdot d_{скв}$ происходит все больший отход головной волны от боковой поверхности рефрактора. Осевой импульс уменьшается вследствие увеличения полуугла α при вершине конуса обтекания. Продукты детонации «подрезаются» осевой ударной волной, изменившей свое направление. Площадь их соприкосновения с боковой поверхностью уменьшается. При дальнейшем увеличении диаметра головной части рефрактора возрастает лобовое сопротивление. Пропорционально ему возрастает осевой импульс, который достигает минимального значения при значении диаметра головной части $d = 0,4 \cdot d_{скв}$.

Существенное влияние на перераспределение импульса взрыва из осевого направления в радиальное оказывает длина рефрактора H . Поскольку рефрактор создает промежуток в скважинном заряде, то для определения его влияния выполнено сравнение экспериментальных зависимостей осевого импульса взрыва от длины воздушного промежутка и от длины рефрактора. Рациональная длина - $H = 1,97 \cdot d_{скв}$.

Другие рациональные параметры рефрактора для осесимметричного перераспределения импульса взрыва, соответственно, составляют: $h = 0,2 \cdot H$; $R = 0,5 \cdot (D - d)$; $h_k = 0,15 \cdot H$; $r = 0,18 \cdot d$ и $\alpha = 41,4^\circ$.

Скважинный заряд с использованием рефрактора работает следующим образом. При взрыве промежуточного детонатора (гексаген-тротиловой шашки ТГ-400 с ЭД) и заряда ВВ ударная волна распространяется ко дну скважины. Продукты взрыва, перемещающиеся в направлении дна скважины, после встречи с рабочей поверхностью рефрактора изменяют свою форму. Они из потока цилиндрической формы, движущегося вдоль оси скважины, переходят в поток плоской формы, направление движения которого относительно первоначального изменяется на 90° . При этом энергия продуктов детонации направляется на выполнение полезной работы по подрезанию породного массива в донной части скважины. Использование таких рефракторов обеспечивает значения коэффициента использования скважины, близкие к 1.

Конструкция скважинного заряда, содержащего рефрактор с осевым каналом

Если скважина пересекает горные породы разной прочности, то в месте их контакта



Рисунок 13.3 - Рефрактор для скважинного заряда на контакте пород разной прочности: 1 – осевой канал

размещают рефрактор с осевым каналом. Он усиливает влияние продуктов детонации (рис.13.3) в требуемой зоне. Осевой канал (1) в рефракторе необходим для того, чтобы сдетонировала нижерасположенная часть заряда. Для предотвращения затуханию детонации диаметр осевого отверстия должен быть больше критического для данного типа ВВ. Торцев рефрактора, который примыкает к патронам ВВ, плоский. Назначение и форма боковой поверхности аналогичны описанным выше.

При этом в конструкции скважинного заряда используется 2 рефрактора: для осесимметричного перераспределения продуктов взрыва и с осевым каналом. Заряд работает следующим образом. При взрыве промежуточный детонатор, в качестве которого используют тротиловую (Т-400) или гексаген-тротиловую (ТГ-400) шашку с ЭД или ДШ, инициирует заряд ВВ.

Продукты детонации распространяются вдоль оси заряда в направлении дна скважины. Встретив рефрактор с осевым каналом, установленный на контакте пород разной крепости, они изменяют форму потока и направление движения из осевого в радиальное. Тем самым оказывается более интенсивное влияние на прочный слой горных пород. Часть продуктов детонации проходит сквозь осевой канал рефрактора, приобретает кумулятивные свойства и инициирует нижерасположенную часть заряда. Рефрактор (рис.13.3), который размещается в донной части скважины, выполняет функции, описанные выше. В

скважинах значительной длины (большей 25 м) при необходимости устанавливают несколько рефракторов с осевым каналом (промежуточных).

Конструкция скважинного заряда с рефрактором для асимметричного перераспределения импульса взрыва

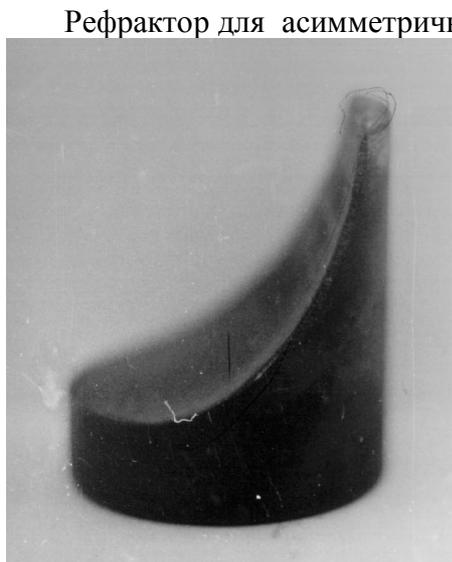


Рисунок 13.4 - Рефрактор для асимметричного перераспределения импульса взрыва

Рефрактор для асимметричного перераспределения импульса взрыва, вид которого изображен на рис.13.4, используют с целью сохранения массива горных пород за контуром буровзрывного блока. Его изготавливают в виде пространственной конструкции, созданной пересечением боковой поверхности основного цилиндра другим (секущим). Ось секущего цилиндра перпендикулярна оси основного. При этом торец одного цилиндра, примыкающий ко дну скважины, плоский. Боковая поверхность рефрактора имеет плавный профиль, обеспечивающий постепенное сужение потока ПД и его разворот в радиальном направлении от оси заряда. При этом цилиндрическая форма потока продуктов взрыва изменяется на плоскую, распространяющуюся в середину буровзрывного блока. Поток газов взрыва подрезает породный массив в донной части скважины, доводя коэффициент использования скважин до значения, близкого к 1.

Тема 5: Реконструкция карьеров с использованием подземных горных выработок.
Лекция 14: Подземные горные выработки в карьерах. Карьерные рудоспуски и рудоскаты. Обоснование перехода траншеи в туннель.

14.1 Подземные горные выработки в карьерах

Современный высокопроизводительный карьерный комплекс наряду с открытыми горными выработками включает совокупность подземных выработок, основное назначение которых: транспорт горной массы, материалов и оборудования, горнорабочих и надзора; дробление полезного ископаемого; водоотлив подземных и ливневых вод.

Типичные схемы подземных горных выработок, эксплуатируемых на карьерах, приведены на рис. 14.1-14.4.

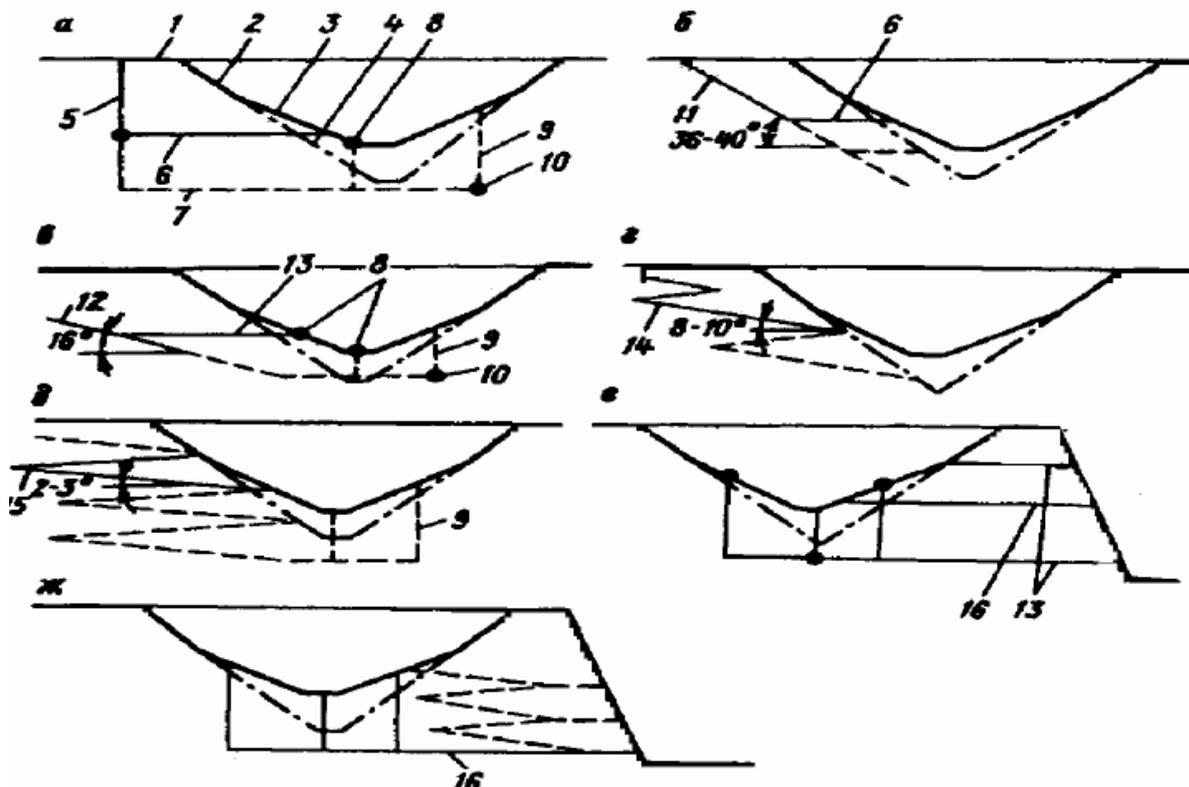


Рисунок 14.1 - Схемы использования подземных выработок на карьерах: а - ж — варианты; 1- дневная поверхность; 2- нерабочий борт карьера; 3 - рабочий борт карьера; 4 - предельный контур карьера; 5, 9- вертикальные стволы; 6, 13, 16 - штольни; 7- квершлаг; 8- дробильные установки в камере карьера; 10- дробильная установка в подземной выработке; 12 - наклонный конвейерный ствол; 14- автомобильный ствол; 15- железнодорожный ствол

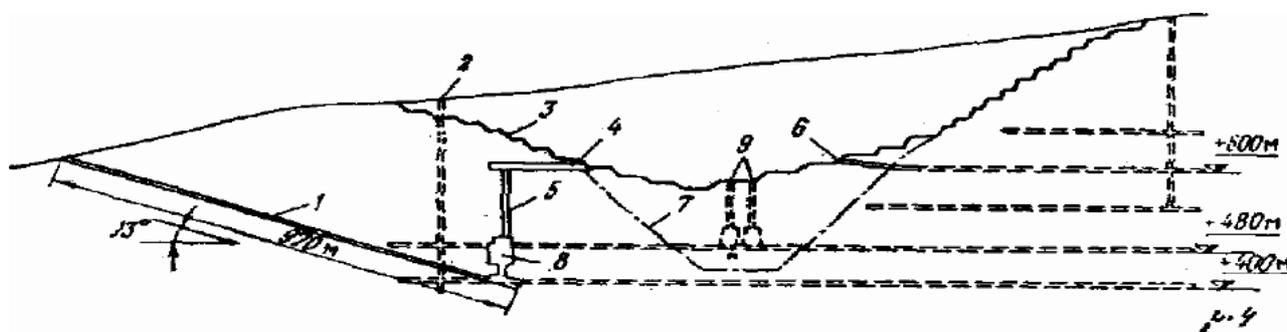


Рисунок 14.2 - Схема транспортировки руды из карьера: 1, 2 - наклонный и вспомогательный стволы подземного рудника, соответственно; 3 – существующий контур карьера; 4 - подземный перегрузочный узел; 5 - рудоспуски; 6 – откаточная штольня; 7 - предельный контур карьера; 8 - дробильный комплекс рудника; 9 - рудоспуск

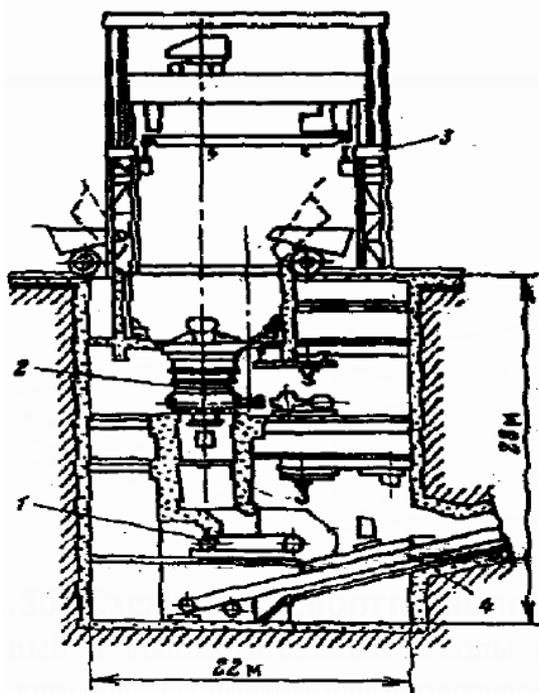


Рисунок 14.3 - Дробильная камера:
1 - пластинчатый питатель; 2 - конусная дробилка; 3 - эстакада; 4 - ленточный конвейер

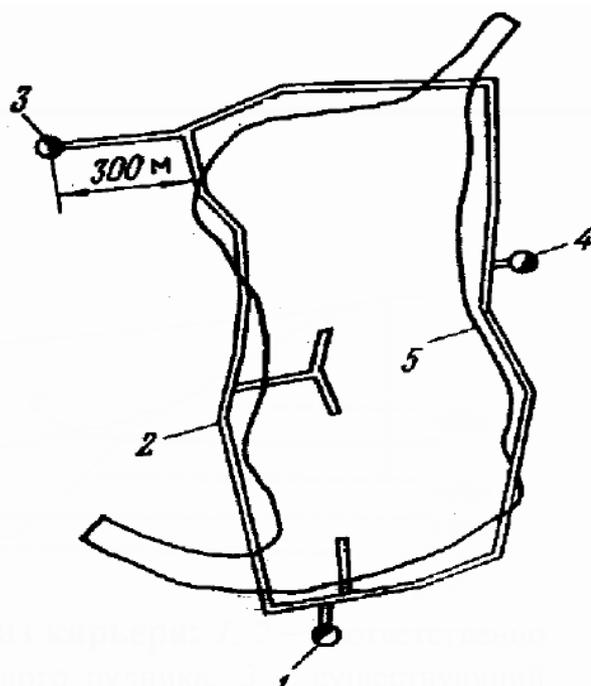


Рисунок 14.4 - Подземный водоотлив:
1, 3, 4 - стволы; 2 - дренажные выработки; 5 - контур карьера

14.2 Карьерные рудоспуски

По местоположению относительно контура карьера различают внутренние и внешние рудоспуски. Они состоят из устья, ствола и выпускных устройств (рис.14.5).

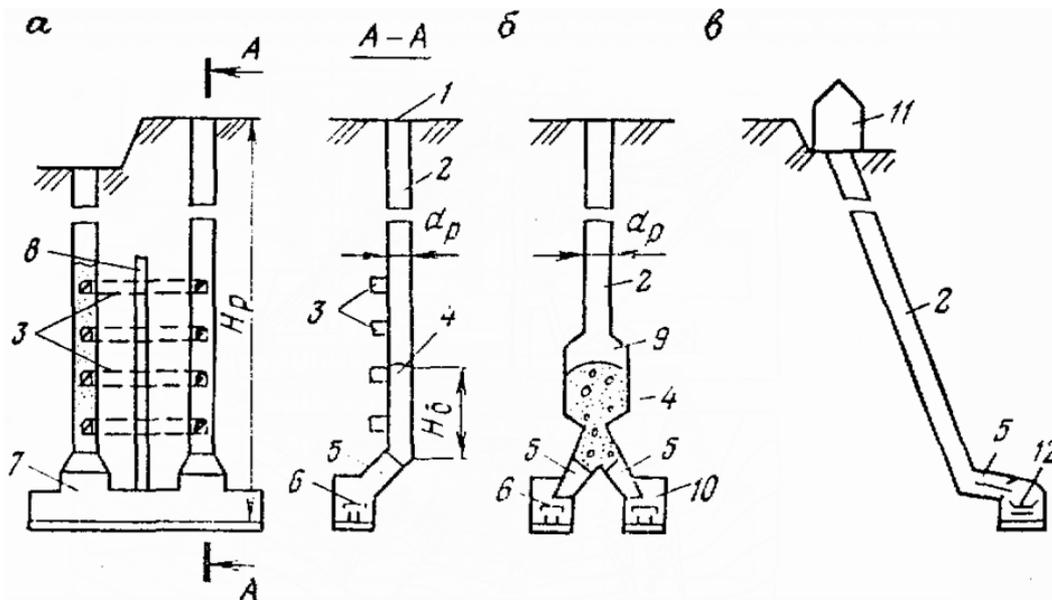


Рисунок 14.5 - Схема карьерных рудоспусков: а - внутренний вертикальный; б - то же, с аккумулярующей камерой; в - внешний наклонный; 1 - устье; 2- ствол; 3 - смотровые ходки; 4 - буферный столб; 5 - выпускные устройства; 6 - думпка; 7 - штольня; 8 - контрольный восстающий; 9 - аккумулярующая камера; 10 - погрузочная камера; 11- перегрузочный пункт с дробилкой; 12 - конвейер

Ствол рудоспуска - вертикальный (иногда наклонный), круглого (диаметра $d_p = 3 \div 6$ м), реже квадратного сечения. При этом $d_p \geq 3 \cdot d_k$, где d_k - размер максимального куска.

Как правило, рудоспуски не крепят. Для контроля за движением руды и ликвидации зависания параллельно нижней части рудоспуска (рис. 14.5) проходят контрольный восстающий высотой 50 м и более, который через 10-12 м соединяют со стволом смотровыми ходками.

Общая глубина рудоспусков H_p на карьерах изменяется в пределах 50-700 м.

Из нижней части ствола (рис.14.6) руда перегружается в железнодорожные вагоны или на конвейер через люковые выпускные устройства, состоящие из днища и затворов.

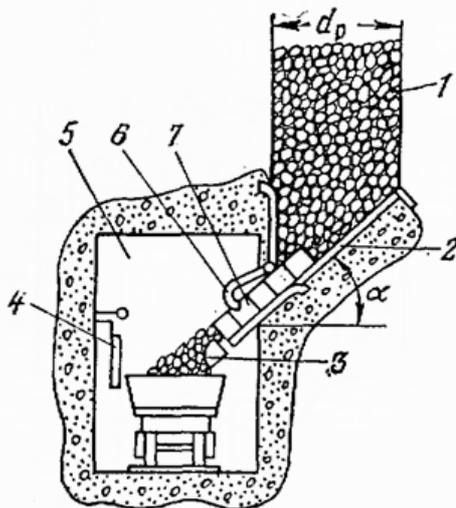


Рисунок 14.6 - Схема нижней части рудоспуска: 1 - ствол; 2 - днище ствола; 3 - лоток-заслонка; 4 - отбойный щит; 5 - погрузочная камера; 6 - пальцевый затвор; 7 - выпускное отверстие

Днище ствола - обычно плоская, армированная металлом односкатная или двухскатная поверхность с углом наклона α до 50° . Минимальное сопротивление истечению связной рудной массы оказывает круглое выпускное отверстие, однако по условию проходимости крупных кусков более благоприятно прямоугольное сечение при соотношении сторон 1:1,5. Выпуск руды регулируется с помощью пальцевых затворов.

Надёжность эксплуатации рудоспусков определяется, в первую очередь, предотвращением сводообразования (зависания руды) и разрушения их стенок.

Профилактические мероприятия включают:

- уменьшение содержания снега в поступающей руде;
- понижение температуры замерзания рудной массы;
- предотвращение переуплотнения магазинированной руды и связанное с этим установление рационального режима работы рудоспуска, определяющего его производительность.

В зимний период заснеженность разгружаемой в рудоспуск горной массы не должна превышать 5%. При небольшом объеме работ возможно орошение руды растворами солей NaCl или CaCl_2 . Сильно заснеженную руду вывозят на специальные рудные склады до лета.

Предотвращение переуплотнения руды в рудоспусках достигается: использованием наклонного рудоспуска, заполнением рудой части рудоспуска по глубине (созданием буферного столба) с постоянным пополнением убывающего количества руды по мере выпуска, расширением нижней части рудоспуска с созданием аккумулялирующей камеры, предварительным дроблением руды, комбинацией указанных способов.

Срезку (погашение) рудоспусков производят с предварительным заполнением или без заполнения их рудой (рис.14.7). При первом способе срезаемый слой около рудоспуска обуривают скважинами, взрывают, а выемку производят экскаваторами. При втором способе взорванную породу сталкивают в рудоспуск бульдозером.

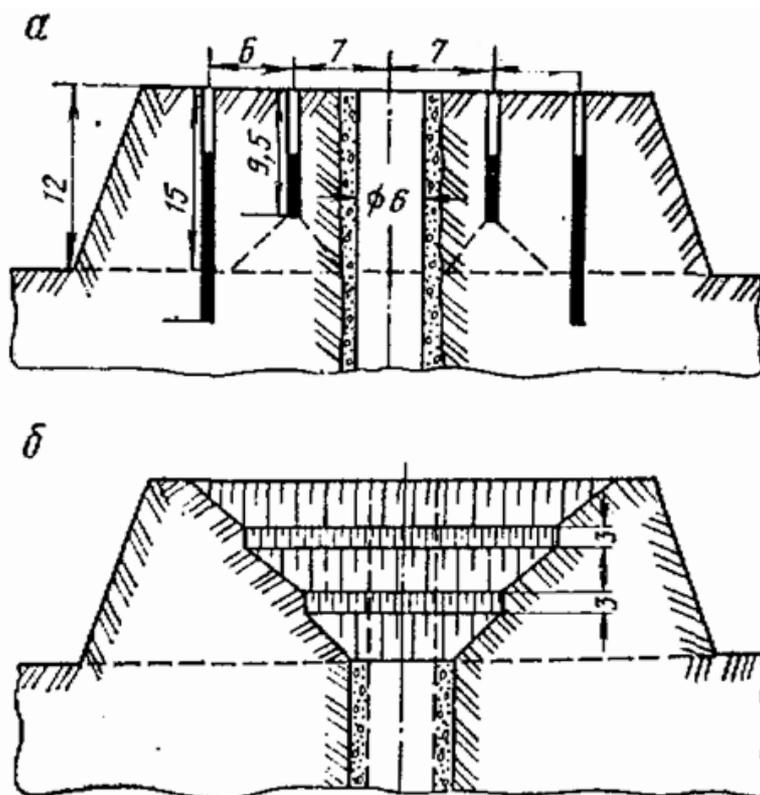


Рисунок 14.7 - Схема погашения внутренних рудоспусков при наличии (а) и отсутствии (б) экскаваторной выемки

Достоинства карьерных рудоспусков: минимальное расстояние транспортирования (в 3-20 раз меньше, чем автосамосвалами), относительно небольшие капитальные вложения, низкие эксплуатационные расходы, небольшие трудоёмкость и энергоёмкость, гибкость связи между сборочным и внешним транспортом.

Недостатки: зависимость от климатических условий и свойств руды, жесткие требования к режиму эксплуатации, значительный износ транспортных устройств и выработок, затруднения с разделением руд по сортаменту. Преимущественная область применения рудоспусков – нагорные карьеры, когда угол наклона косогора превышает 20° .

14.3 Карьерные рудоскаты

Рудоскаты, устраиваемые на естественных склонах нагорных карьеров, различаются: по углу наклона (наклонные, крутые и весьма крутые соответственно при угле до $45, 45-60$, и $60-80^\circ$); по форме в плане, профиле, поперечном сечении; по конструктивному устройству (типу покрытия и виду погрузочных устройств на нижней площадке).

Рудоскаты с бункерами и специальными погрузочными устройствами (рис. 14.8, а) целесообразно применять в южных районах либо при сезонном режиме работ, так как зимой горная масса в нижней закрытой части скатов замерзает и зависает. Высота таких рудоскатов ограничивается (до 60-80 м) для предотвращения разрушения погрузочных устройств.

Рудоскаты без погрузочных устройств надежны в любых климатических условиях независимо от высоты перепада горной массы, просты по устройству, но обуславливают дополнительную переэкскавацию породы (рис. 14.8, б, в). Они состоят из верхней разгрузочной площадки, собственно ската и нижней приемной площадки, где работает экскавационное оборудование. Ширина подошвы рудоската должна не менее чем в 3 раза превышать максимальный размер транспортируемого куска.

Производительность безбункерных рудоскатов зависит в первую очередь от конструкции их нижних частей, а рудоскатов с перегрузочными устройствами - от вместимости бункеров и интервала подачи транспортных средств

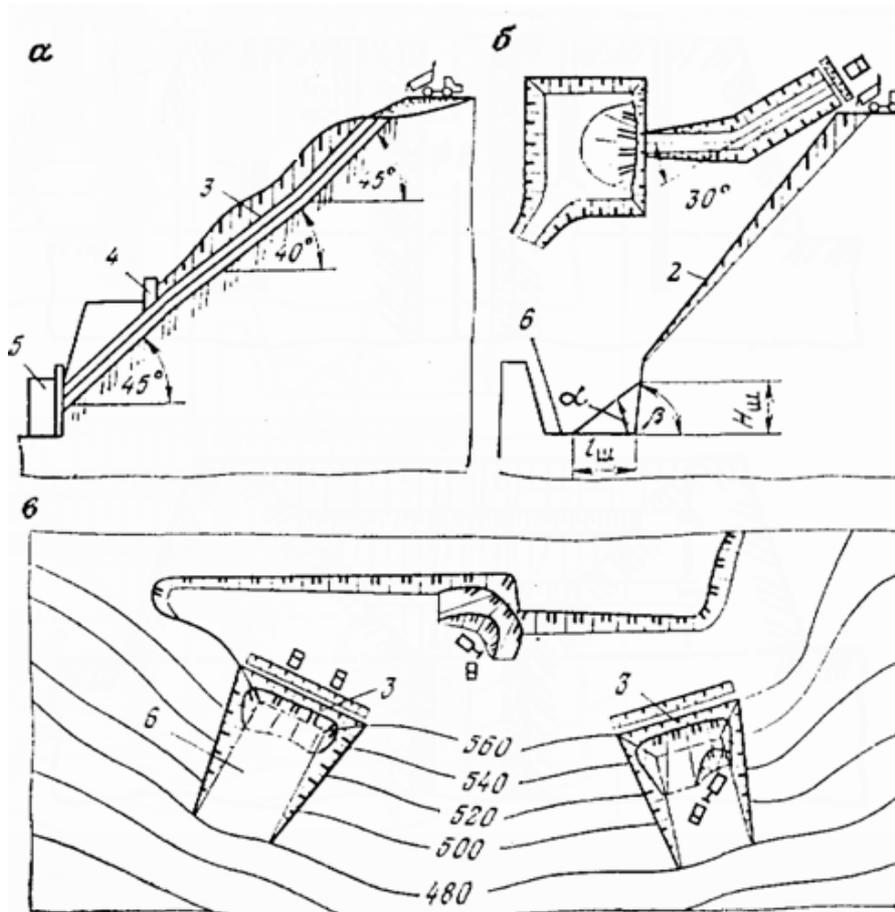


Рисунок 14.8 - Схема карьерных рудоскатов: 1 - разгрузочная площадка; 2 - нефутерованный скат; 3 - футерованный скат; 4 - защитная стенка; 5 - бункер с погрузочными устройствами; 6 - приёмная площадка

14.4 Обоснование перехода траншеи в туннель

С увеличением глубины разработки наклонных и крутых залежей усложняются условия вскрытия глубоких горизонтов карьеров, особенно при использовании железнодорожного транспорта. Вскрытие наклонными железнодорожными туннелями рабочих горизонтов карьеров глубинного вида характеризуется выходом туннеля непосредственно в рабочую зону карьера (рис. 14.9). Туннель может проводиться с поверхности или с промежуточной отметки.

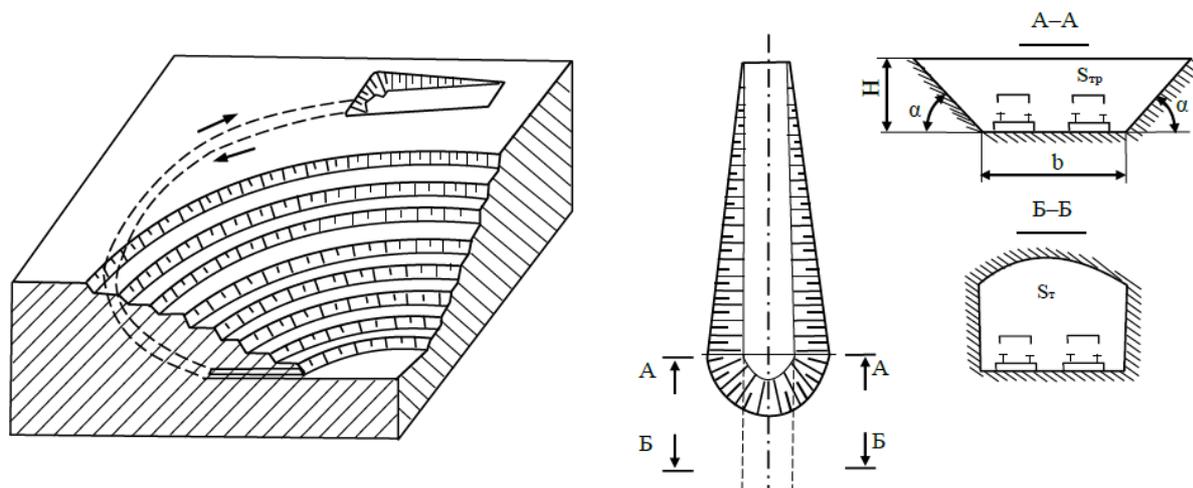


Рисунок 14.9 - Вскрытие глубоких горизонтов железнодорожным туннелем и схема к расчету границы перехода траншеи в туннель

Применение железнодорожных туннелей, проводимых с поверхности для вскрытия глубоких горизонтов, позволяет:

- уменьшить объем горных работ по разносу нерабочих бортов карьеров в результате сокращения числа транспортных берм и площадок для размещения тупиков;
- сократить расстояние транспортирования горной массы, так как туннели могут выходить на поверхности непосредственно к пунктам приема карьерных грузов;
- увеличить пропускную способность трасс и улучшить условия работы транспорта при использовании простой формы трассы;
- вскрывать новые горизонты и формировать нужные грузопотоки породы и руды независимо от ведения горных работ на вышележащих уступах, т. е. не нарушать режима работы предприятия.

Преимущества применения туннелей позволяют существенно увеличить возможную глубину погружения трассы железнодорожных путей. Основная область применения туннелей – вскрытие глубоких горизонтов (200-250 м и более) при грузообороте 40-50 млн. т/год и более и использовании в карьере железнодорожного или комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта с уклоном путей 50-80%.

Туннели (обходные) необходимы также для развязки пересекающихся грузопотоков горной массы. Начиная с глубины 80–100 м использование туннелей эффективнее, чем мостов.

С поверхности целесообразно сначала проводить внешнюю траншею продолжением которой является туннель (рис. 14.9), так как затраты на проведение траншеи до определенной глубины будут меньше затрат на сооружение туннеля. На границе перехода капитальной траншеи в туннель затраты (тг/м) на проведение обеих выработок должны быть равны

$$S_{mp} \cdot c_{mp} = S_m \cdot c_m \text{ или } H \cdot (b + H \cdot ctg\alpha) \cdot c_{mp} = S_m \cdot c_m, \quad (14.1)$$

где S_{mp} и S_m – площадь поперечного сечения соответственно капитальной траншеи и туннеля, м²;

c_{mp} и c_m – удельные затраты на проведение соответственно капитальной траншеи и туннеля, руб./ м³;

b – ширина траншеи, м.

Глубина капитальной траншеи H , м, с которой целесообразен переход к туннелю,

$$H = \sqrt{S_m \cdot \frac{c_m}{c_{mp}} \cdot tg\alpha + \left(\frac{b}{2} \cdot tg\alpha\right)^2} - \frac{b}{2} \cdot tg\alpha. \quad (14.2)$$

Во многих случаях глубина заложения устья туннеля составляет 40-50 м в зависимости от числа путей в нем.

Проведение туннеля с нерабочего борта карьера ограниченной протяженности обуславливается стремлением сохранить стационарную трассу железнодорожных путей и одновременно увеличить глубину ее погружения. Такой вариант вскрытия глубоких горизонтов принят, например, в проекте реконструкции Сарбайского железорудного карьера.

Использование туннелей в качестве вскрывающих выработок для создания единой транспортной схемы при разработке месторождений большой протяженности, обособленными близко расположенными карьерами (рис. 14.10), целесообразно на крупных карьерах, например, при разработке Баженовского месторождения асбеста, Экибастузского угольного месторождения и др.

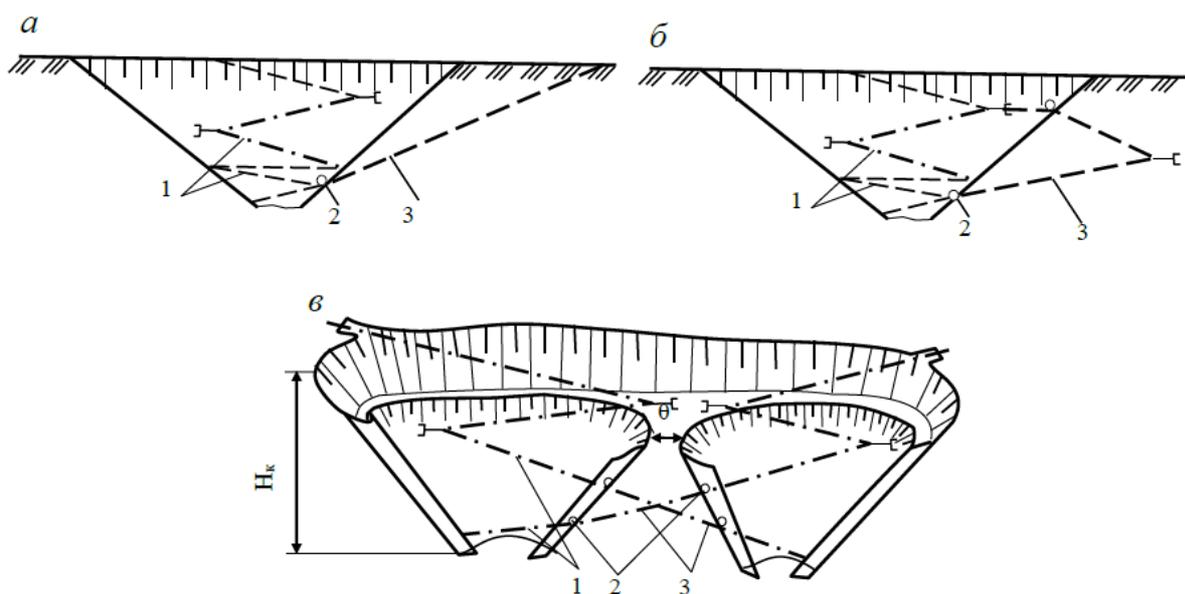


Рисунок 14.10 - Схемы туннельного вскрытия: а – при проведении туннелей с поверхности; б – при проведении туннелей из выработанного пространства; в – при вскрытии глубоких горизонтов близко расположенных карьеров; 1 – ось железнодорожных путей; 2 и 3 – порталы и ось железнодорожных туннелей, соответственно

Тема 5: Реконструкция карьеров с использованием подземных горных выработок.
Лекция 15: Технология строительства транспортных туннелей. Конструкции и технология строительства порталов в мягких и скальных породах.

15.1 Технология строительства транспортных туннелей

В зависимости от глубины заложения туннеля для его сооружения применяют открытый или горный способ работ.

В первом случае с поверхности земли роют котлован, в котором сооружаются конструкции туннеля, а затем производят обратную засыпку с восстановлением нарушенной поверхности.

При горном способе разработка породы (проходка) и возведение обделки выполняются через стволы шахт или входные участки туннеля (порталы).

Технологии проведения выработок и производства туннельных работ отличаются большим разнообразием. Основные из них — горные и щитовой.

Сооружение туннеля горным способом включает 2 основных этапа:

- разработку и удаление породы;
- возведение в выработке постоянной конструкции — обделки.

В зависимости от свойств горных пород раскрытие выработки ведут по частям или за один приём (на полный профиль).

Разработка породы производится, как правило, буровзрывным способом с помощью бурильных машин большой мощности и механизацией погрузки и выдачи породы при поточной системе организации работ по длине туннеля. Для бетонирования обделки используют передвижные металлические опалубки, обеспечивающие возможность применения бетоноукладочных машин.

При проходке туннеля сплошным забоем раскрытие выработки производят на полный профиль, для чего применяют специальное горнопроходческое оборудование — буровые подмости, самоходные буровые рамы, установки и агрегаты. Бетонирование обделки осуществляют при помощи бетононасосов или бетоноукладчиков.

Проектирование конструкции обделки железнодорожных и автодорожных туннелей необходимо вести в соответствии с нормативными требованиями.

Обделка по своему внутреннему очертанию и конструкции должна быть однотипной по всей длине туннеля. Применение обделок различных типов в одном туннеле допускается при изменении инженерно-геологических и гидрогеологических условий вдоль туннеля.

В качестве материала туннельной обделки может быть использован сборный железобетон, монолитный бетон и железобетон, а в особо сложных инженерно-геологических условиях (например, гидростатическое давление более 0,15 МПа) обделку проектируют из чугунных тубингов.

Конструирование туннельной обделки начинают с определения ее внутреннего очертания. Форма и размеры поперечного сечения туннеля определяются, в первую очередь, его назначением. Внутри транспортного туннеля должно быть свободное пространство, достаточное для пропуска подвижного состава, прохода людей, размещения необходимого оборудования и устройств. Поэтому проектируемое сечение туннеля должно удовлетворять габаритам применяемого транспорта.

15.2 Конструкции и технология строительства порталов в мягких и скальных породах

Строительство туннеля начинается с портала. Если направление оси в начале туннеля совпадает с направлением горизонтальной проекции линии наибольшего ската лобового откоса и плоскость порталной стены перпендикулярна оси туннеля, то такой портал называется *прямым*.

Кроме торцевой стены, в состав портала входят водоотводная канава и первое кольцо обделки. Торцевая стена связывается с первым кольцом обделки с помощью арматуры и

опирается на боковые откосы выемки, в которые заделывается на необходимую глубину. Откосы и дно канав защищают от размыва водой бетонным покрытием.

Вода, стекающая с лобового откоса, перехватывается поперечной водоотводной канавой. Дно канавы располагают не ниже, чем на расстоянии 1,5 м от верха туннельной обделки.

Ввиду возможности падения камней с лобового откоса и для предотвращения попадания их на пути, расстояние от низа лобового откоса до порталной стены принимают не менее 1,5 м, а парапет стены не менее чем на 0,5 м выше верха канавы (рис.15.1).

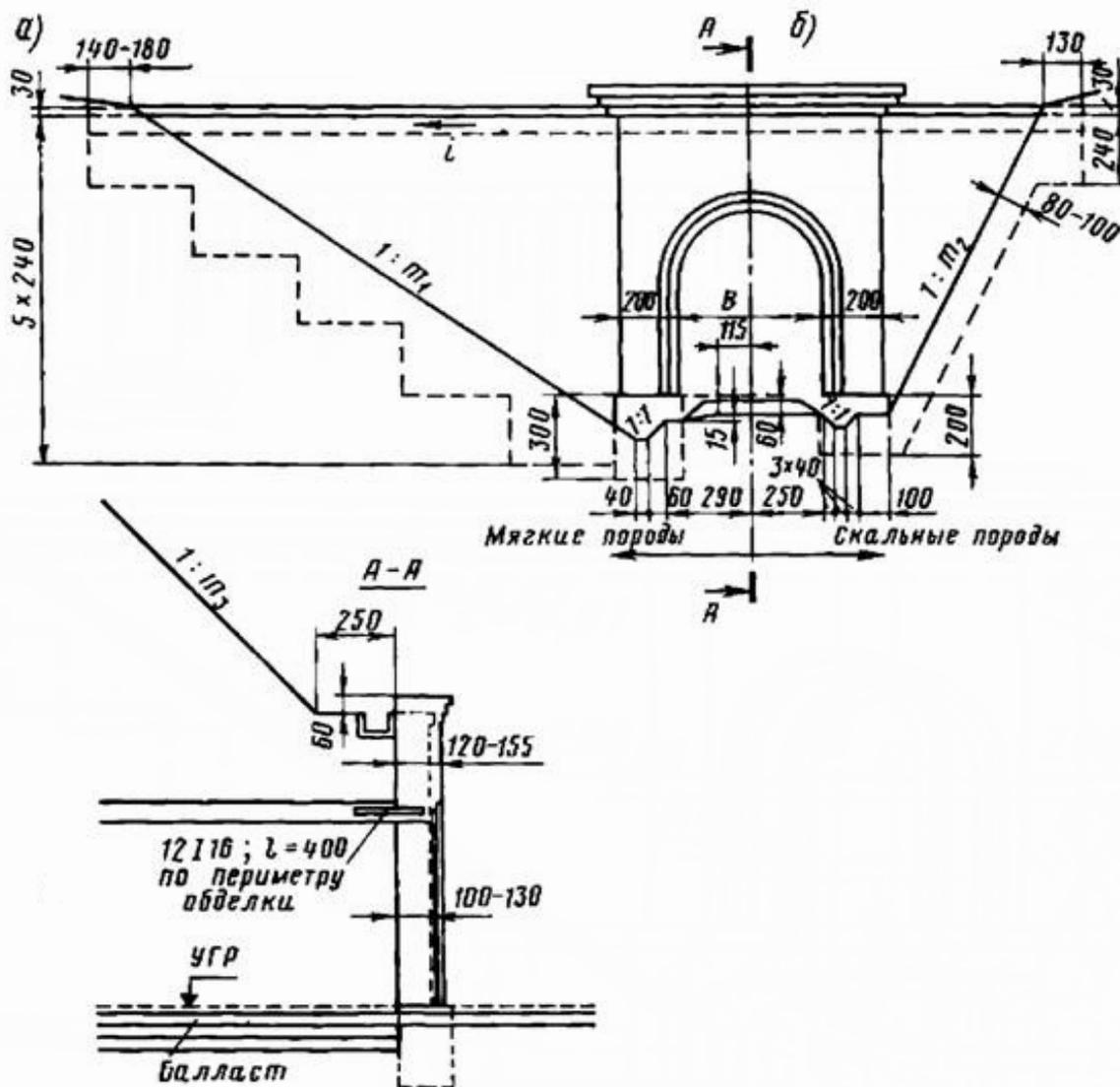


Рисунок 15.1 - Конструкция портала для пород с коэффициентом крепости:
а) $f = 1 \div 1,5$; б) $f \geq 2$

В недостаточно устойчивых грунтах торцовая стена может опираться на продольные подпорные стены, поддерживающие откосы предпортальной выемки. Такое решение облегчает статическую работу торцовой стены и одновременно способствует уменьшению объема предпортальной выемки. Подошвы торцовой и боковых порталных стен заглубляются относительно низа кюветов в соответствии с глубиной промерзания грунтов в их основании.

Крутизну откосов предпортальной выемки можно назначать в соответствии с данными представленными ниже, в зависимости от коэффициента f крепости породы. Крутизну лобового откоса выемки принимают на одну категорию положе (табл. 15.1).

Таблица 15.1 - Крутизна откосов предпортальной выемки

f	1,0	1,5	2,0	3,0	4,0
$1 : m$	$1 : 1,5$	$1 : 1$	$1 : 0,8$	$1 : 0,5$	$1 : 0,3$

Следует учитывать, что в слабых грунтах глубина выемки назначается в пределах 12-13 м, а для обеспечения устойчивости над сводом оставляется слой грунта 2-3 м.

Строительство порталной части туннеля в мягких породах начинается с отрывки котлована (рис. 15.2). При этом используется экскаватор типа «обратная механическая лопата» и автосамосвал.

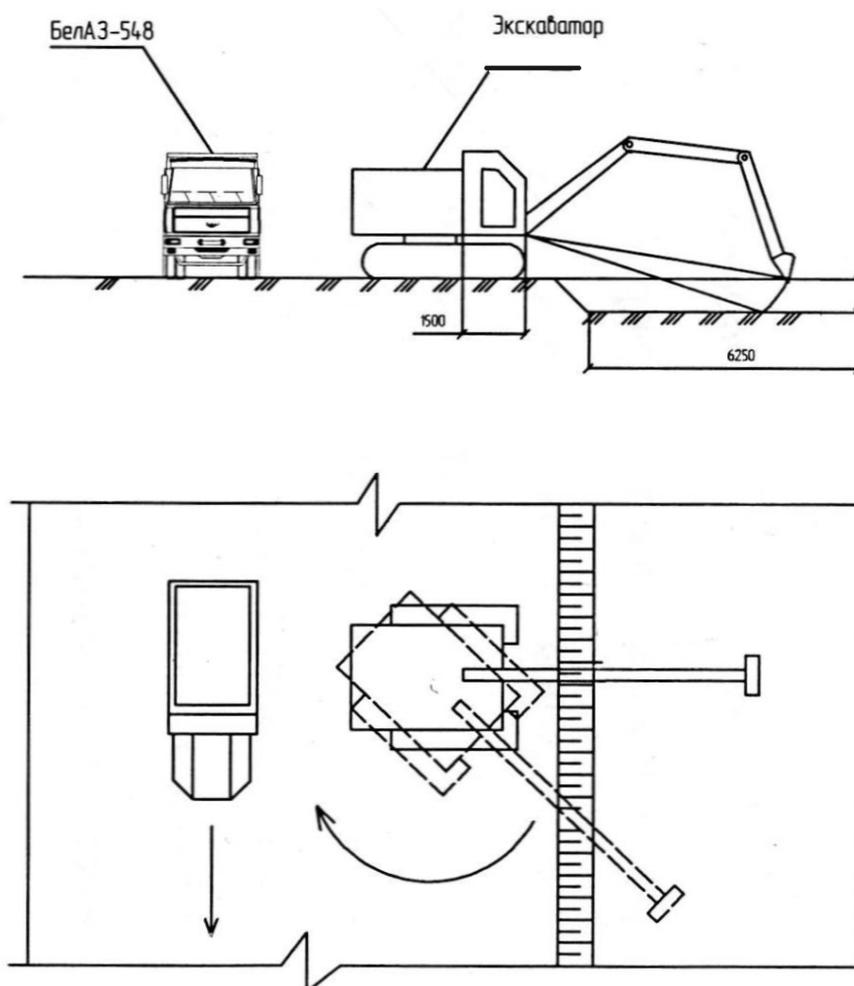


Рисунок 15.2 - Строительство порталной части туннеля в мягких породах: земляные работы

Затем в котловане возводят крепь. Она может быть монолитной бетонной, железобетонной или сборной железобетонной (рис. 15.3). Экскаватором производится обратная засыпка. Часть грунта, которая не будет использоваться для обратной засыпки, вывозится автосамосвалами в места складирования.



Рисунок 15.3 - Строительство порталной части туннеля: возведение сборной ж/б крепи

В крепких *скальных* породах с лобовыми откосами, близкими к отвесным, отпадает необходимость в их поддержании и отводе воды, собирающейся с небольшой площади. В этом случае для архитектурного оформления входов в туннель устраиваются параллельные лобовому откосу оголовки, представляющие собой облицовку из бетона или естественного камня по контуру портала.

После этого переходят к проходке основной части туннеля.

Тема 5: Реконструкция карьеров с использованием подземных горных выработок.
Лекция 16: Строительство протяженной части туннеля

Размеры туннеля зависят от габаритов транспортных средств, передвигающихся по нему в период эксплуатации.

На рис.16.1 изображены формы сечения обделки 1-но и 2-хпутевого туннеля с прямыми стенами.

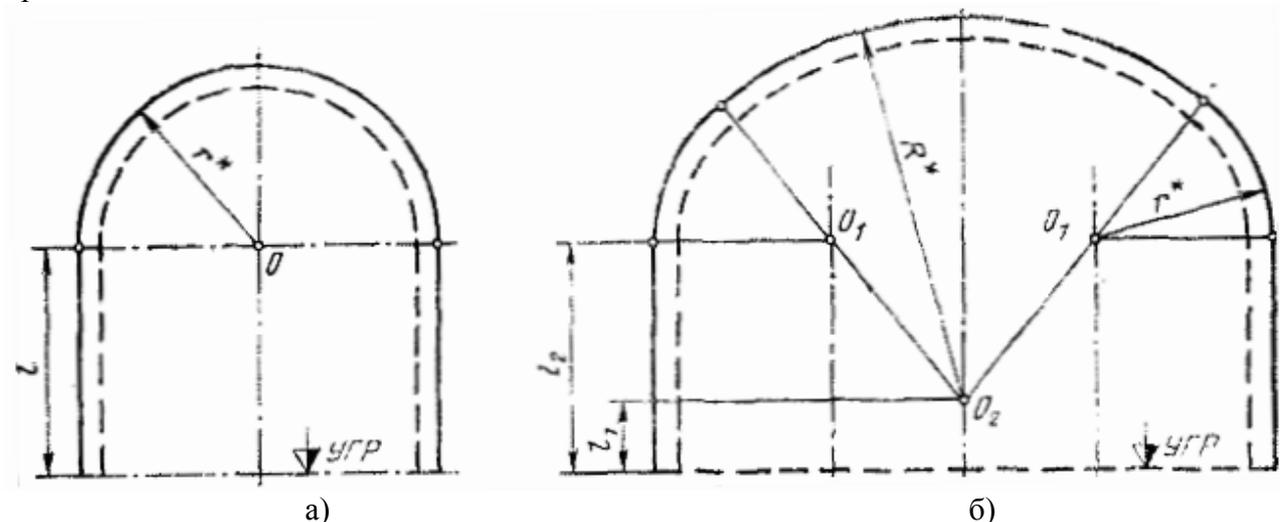


Рисунок 16.1 - Внешнее очертание обделки туннеля с прямыми стенами:
а — однопутевого; б — двухпутевого

Торцовая стена портала связывается с первым кольцом обделки с помощью арматуры или отрезков прокатных профилей ($I\ 16$; $I = 400$; $n = 12$ шт. по периметру обделки) и опирается непосредственно на боковые откосы выемки, в которые заделывается на необходимую глубину.

При строительстве туннеля по скальным породам применяют буровзрывную технологию. При этом возможно использование самоходного оборудования на пневмоходу. Бурение шпуров производится под защитой временной набрызгбетонной крепи самоходной буровой установкой УБШ-662ДК (рис. 16.2).

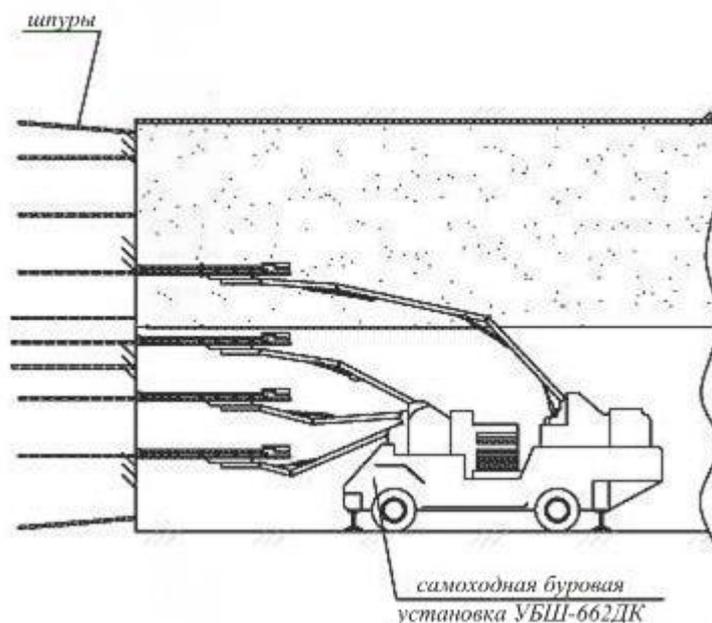


Рисунок 16.2 – Буровые работы

Затем производится зарядка и взрывание шпуров. Для погрузки горной массы применяют шахтную породопогрузочную машину непрерывного действия типа 1ПНБ-2 на гусеничном ходу. Такая ходовая часть позволяет применять ее в туннелях любой ширины. Взорванную горную массу грузят в автосамосвалы и транспортируют к месту разгрузки (рис. 16.3). Применяют нагнетательную схему проветривания. Диаметр вентиляционного трубопровода – 1000 мм, отставание от забоя – не более 12 м.

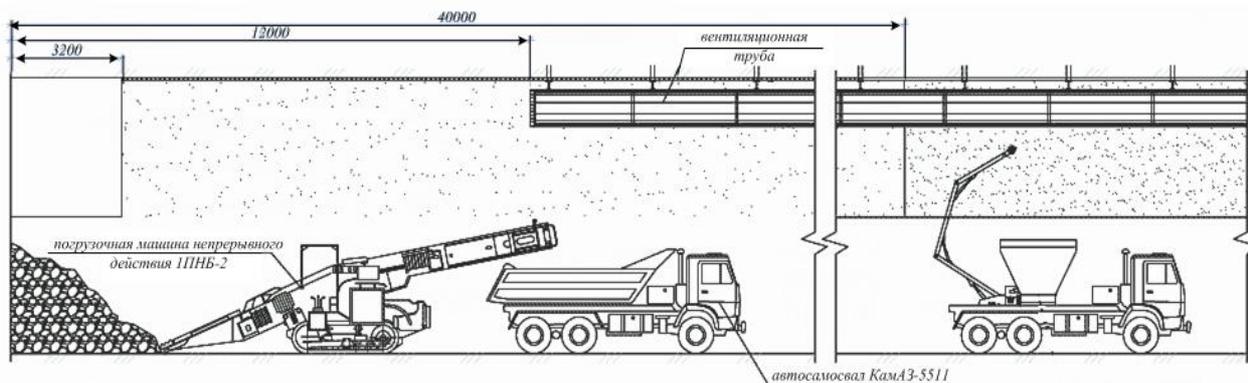


Рисунок 16.3 – Погрузка взорванной горной массы

Одновременно с этим на расстоянии 40 м от забоя возводится постоянная НБК. Для проезда автосамосвалов оставляют полосу движения (рис. 16.4).

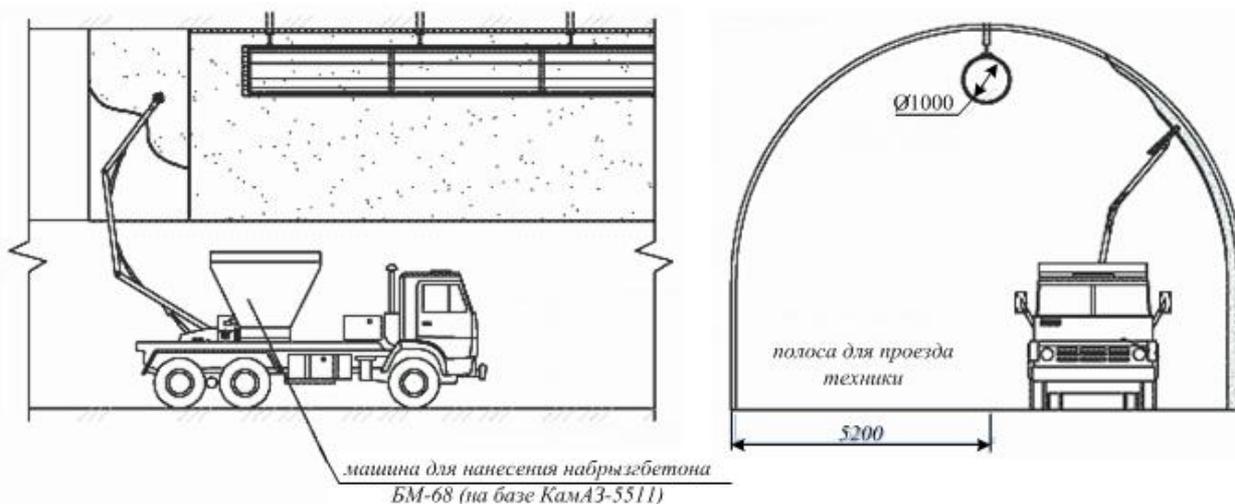


Рисунок 16.4 – Возведение набрызгбетонной крепи

Для строительства туннеля также возможно применение горнопроходческого оборудования (рис.16.5). В предложенной технологической схеме использована буропогрузочная машина непрерывного действия 2БА-ПНБ-3Д с навесным бурильным оборудованием. В зонах геологических нарушений при арочной форме сечения применяют комбинированную (металлические арки и тампонаж) крепь. Остальная часть туннеля крепится НБК.

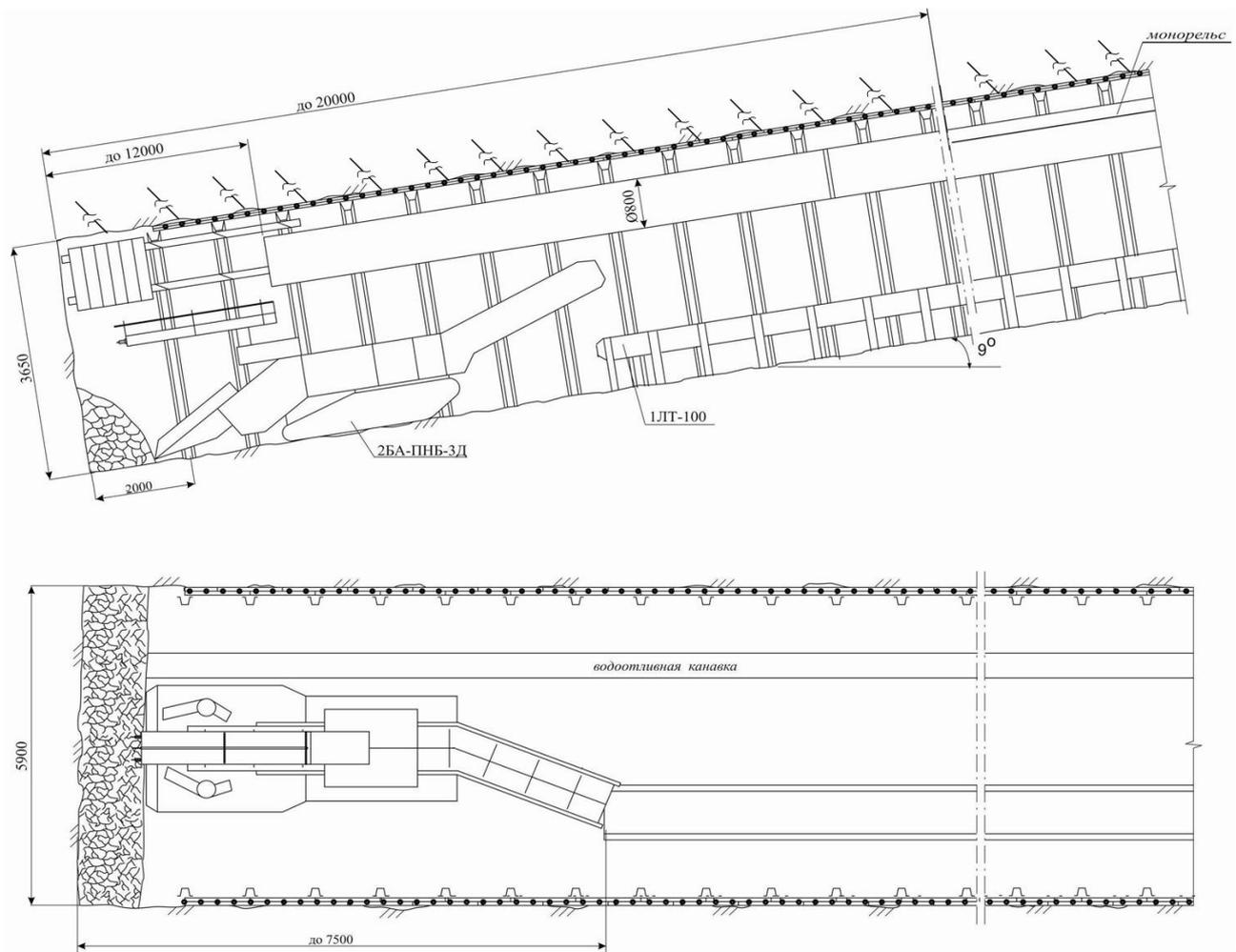


Рисунок 16.5 – Технология строительства наклонного туннеля с применением горнопроходческого оборудования

Горную массу транспортируют телескопическим ленточным конвейером 1ЛТ-100. Доставку материалов в забой производят по монорельсовой дороге в контейнерах.

Примеры расчетов технологических параметров и построение графика организации работ приведены в ПЗ №8.

**Тема 5: Реконструкция карьеров с использованием подземных горных выработок.
Лекция 17: Организация работ и расчет затрат на погрузочно-транспортные работы.**

17.1 Организация и режим работы

Режим работы – это установленная продолжительность и порядок производственной деятельности предприятия и его подразделений во времени.

Режим работы:

- продолжительность рабочей смены - 11 ч;
- число рабочих смен в сутки, $n_{с.р.}$ – 2.

Месячный график выходов для бригады, состоящей из 4-х звеньев, приведен в табл.17.1.

Таблица 17.1 - Месячный график выходов рабочих

№	Дни месяца																														Число выходов	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30		
1	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	15
2	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	15	
3	в	д	н	в	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	15	
4	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	д	в	н	в	15	

где д – дневная смена; перерыв с 12⁰⁰ до 13⁰⁰;
н – ночная смена; перерыв с 0⁰⁰ до 1⁰⁰;
в - выходной день.

17.2 Расчет затрат на погрузочно-транспортные работы

Расчет затрат начинается с определения коэффициента списочного состава

$$K_{сп} = \frac{365}{(365 - 96 - 24 - 3 - 8) \cdot 0,9} = 1,73, \quad (17.1)$$

где 96 – число выходных дней (без учета приходящихся на отпуск);
24 – число дней отпуска;
3 – среднестатистическое число нерабочих дней, связанных с болезнью, повышением квалификации, семейными обстоятельствами;
8 – число праздничных дней;
0,9 – коэффициент, учитывающий режим работы предприятия и работников.

Затраты на погрузку и транспортировку 1 т породы по забойным (прямым нормируемым) расходам определяются по формуле

$$C_{п.н} = C_z + C_m + C_{м.с}, \text{ руб./т}, \quad (17.2)$$

где C_z – затраты по заработной плате, руб./т;

C_m – затраты по материалам, руб./т;

$C_{м.с}$ - затраты по эксплуатации забойных машин и механизмов, руб./т.

Расчет затрат по заработной плате C_z ведем в табличной форме (табл.17.2).

Таблица 17.2- Суточный штат рабочих на погрузочно-транспортные работы при использовании схемы «экскаватор – автосамосвал»

Наименование профессий	Явочный штат	Коэффициент списочного состава	Списочный штат
Машинист экскаватора	2	1,73	4
Помощник машиниста экскаватора	2	1,73	4
Водитель	6	1,73	10
Итого	10		18

В табл.17.3 произведен расчет месячного фонда основной заработной платы рабочих.

Таблица 17.3 - Расчет месячного фонда заработной платы для экскаватора ЭКГ-5А и 3-х самосвалов БелаЗ-548

Наименование профессий	Тарифный разряд	Дневная тарифная ставка, руб.	Доплата за пере-выполнение нормы выработки, руб.	Полный дневной заработок, руб.	Премия		Доплата за ночные, руб.	Списочный штат	Число выходов	Основной фонд оплаты труда
					%	руб.				
Машинист экскаватора	6	66,63	16,25	82,88	25	16,66	14,43	4	15	6054,75
Помощник машиниста экскаватора	5	57,40	16,25	73,65	25	14,35	12,35	4	15	5188,95
Водитель	5	57,40	16,25	73,65	25	14,35	12,35	10	15	12972,38
Итого										24216,80

Месячный объем погрузки вскрышных пород для экскаватора ЭКГ-5А равен 105 тыс.м³. Следовательно, затраты на погрузку и транспортировку 1 м³ по заработной плате равны 0,23 руб./ м³.

Месячные начисления на заработную плату приведены в табл. 17.4.

Таблица 17.4 - Месячные начисления на заработную плату

Статьи затрат	Процент от ФЗП	Начисление, руб.
Фонд занятости	1,5	363,252
Фонд социального страхования	32	7749,376
Пенсионный фонд	2	484,336
Расходы на АБК	7	1695,176
$\Sigma C_{нач}$		10292,14

Затраты по начислениям на 1 м³ для применяемой технологии равны 0,10 руб.

Расчет затрат на электроэнергию проводим с учетом установленной мощности потребителей, коэффициента спроса, коэффициента участия, и числа часов работы в течение планируемого периода.

Средняя нагрузка рассчитывается по формуле:

$$P_{cp} = P_{ном.общ} \cdot K_c, \text{ кВт}, \quad (17.3)$$

где $P_{ном.общ}$ - номинальная установленная мощность потребителей, кВт;

K_c - коэффициент спроса, 0,7.

Месячный расход электроэнергии определяем по формуле

$$W = P_{cp} \cdot T, \text{ кВт-ч}, \quad (17.4)$$

где T - число рабочих часов в месяц ($11,5 \cdot 2 \cdot 30 = 690$ ч).

Затраты на электроэнергию

$$C_3 = W \cdot C_3^{1кВт-ч}, \text{ руб.}, \quad (17.5)$$

где $C_3^{1кВт-ч}$ - стоимость 1 кВт-ч электроэнергии для промышленных предприятий, 0,405 руб.

Удельные затраты на электроэнергию

$$C_3^{1м} = \frac{C_3}{\Pi_{э.мес}}, \text{ руб./ м}^3. \quad (17.6)$$

Расчет месячного расхода электроэнергии сведен в табл.17.5.

Таблица 17.5 – Месячный расход электроэнергии

Наименование потребителей	Кол-во, шт	Установленная мощность, кВт	Общая установленная мощность, кВт	Параметры				
				K_c	P_{cp} , кВт	W, кВт-ч/мес	C_3 , руб./мес	$C_3^{1м}$, руб./ м ³
ЭКГ – 5А	1	290	290	0,7	203,00	111650,00	45218,25	1,20

Определение расхода и затрат на горюче-смазочные материалы для экскаваторов ЭКГ-5А в месяц проведено в табличной форме (табл.17.6).

Таблица 17.6– Месячные затраты на ГСМ для экскаватора ЭКГ –5А при погрузке 105 тыс.м³ вскрышных пород

№	НАИМЕНОВАНИЕ МАТЕРИАЛОВ	Ед. изм.	Норма расхода на 1000 м ³	Расход на месяц	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб./мес
1	Солидол СУ	кг	0,20	21	1,46	30,66
2	Графитная смазка	кг	0,20	21	1,12	23,52
3	Масло компрессорное	л	0,05	5,25	0,64	3,36
4	Масло трансформаторное	л	0,11	11,55	1,41	16,29
5	Масло М10ДМ	л	0,33	34,65	1,14	39,50
6	Масло трансмиссионное ТП – 28	л	0,13	13,65	0,94	12,83
7	Масло промышленное И–40	л	0,22	23,1	0,89	20,56
8	ИТОГО					146,72

$$C_m^{ЭКГ-5А} = \frac{146,72}{105000} = 0,01 \text{ руб./ м}^3.$$

Затраты на ГСМ на смену по автосамосвалу БелАЗ-548.

Т.к. количество рейсов автосамосвала в течение смены равно 22, то расстояние, пройденное одним автосамосвалом в течение смены, равно

$$P_{a.c.m} = N_{рейс} \cdot 2l_{mp} = 22 \cdot 2 \cdot 2,029 = 89,3 \text{ км.} \quad (17.7)$$

Расход топлива составит: $P_{топл} = \frac{P_{100км} \cdot P_{a.c.m}}{100}$, л, (17.8)

где $P_{100км}$ – расход топлива на 100 км составляет 155 л.

Отсюда $P_{топл} = \frac{155 \cdot 89,3}{100} = 138,4$ л.

Таблица 17.7 – Затраты на ГСМ для БелАЗа – 548 при перевозке 860 м³/смену

№	Наименование материалов	Ед. изм	Норма расхода на 1000 т	Расход на смену	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб./смену
1	Масло для двигателя	л	4,5	3,87	3,26	12,61
2	Масло трансмиссионное	л	0,5	0,43	3,17	1,36
3	Консистентная смазка	кг	0,3	0,26	4,11	1,07
4	Специальные масла	кг	1,0	0,86	2,24	1,93
5	Диз. топливо	л/100 км	155	138,4	5,67	784,73
6	ИТОГО					801,70

Так как эксплуатируется 3 автосамосвала, то затраты на транспортировку 1 м³ вскрыши в смену по ГСМ составят

$$C_{м}^{БелАЗ} = \frac{3 \cdot 801,70}{860} = 2,79 \text{ руб./ м}^3.$$

$$C_{м} = C_{м}^{ЭКГ-5А} + C_{м}^{БелАЗ} = 0,01 + 2,79 = 2,80 \text{ руб./ м}^3.$$

Затраты на ГСМ на месяц составят 2,80 · 105000 = 294000 руб./мес.

Расчет $C_{мс}$ - затрат по эксплуатации экскаватора и автосамосвалов.

По данным ДФДК стоимость 1 часа работы ЭКГ–5А с учетом амортизационных отчислений – 117 руб.

Стоимость 1 машино-смены экскаватора равна

$$117 \cdot 11,5 \cdot 0,45 = 605,48 \text{ руб./смену или } 605,48 \cdot 30 = 18164,40 \text{ руб./мес.}$$

Амортизационные отчисления на погрузку 1 м³ вскрыши экскаватором равны

$$605,48 / 1750 = 0,35 \text{ руб./ м}^3.$$

Стоимость 1 часа работы БелАЗа-548 с учетом амортизационных отчислений составляет 23,40 руб. (по данным ДФДК). Стоимость 1 машино-смены равна 23,40 · 11,5 · 0,7 = 188,37 руб./смена или 188,37 · 30 = 5651,10 руб./мес на 1 автосамосвал. Т.к. эксплуатируется 3 автосамосвала, то амортизационные отчисления на перевозку 1 м³ вскрыши равны

$$3 \cdot 188,37 / 1750 = 0,32 \text{ руб./ м}^3 \text{ или } 0,32 \cdot 105000 = 33600,00 \text{ руб./мес.}$$

$$C_{мс} = 0,35 + 0,32 = 0,67 \text{ руб./ м}^3 \text{ или } 0,67 \cdot 105000 = 70350,00 \text{ руб./мес.}$$

Т.о., прямые нормируемые (забойные) затраты для схемы «ЭКГ-5А-БелАЗ-548» равны

$$C_{н.н.} = 0,23 + 0,10 + 1,20 + 2,80 + 0,67 = 5,00 \text{ руб./ м}^3.$$

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Горная энциклопедия: В 5-ти т. [Электронный ресурс] / Под.ред. Е.А. Козловского. – Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/>
2. Ракишев, Б. Р. Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки [Электронный ресурс]: Учебник / Б. Р. Ракишев. – 8,56 Мб. – Алматы: КазНТУ, 2012. - 1 файл. – Систем. требования: Acrobat Reader. <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34671>
3. Ржевский, В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. / В. В. Ржевский. - М.: Недра, 1980. – 631 с.
4. Пилипец, В. И. Разрушение горных пород взрывом: учебное пособие для студентов горных специальностей вузов. Изд. 2-е, перераб. и доп. / В. И. Пилипец. – Донецк: Новый мир, 2014. – 352 с.
5. Мельников, Н. В. Теория и практика открытых разработок. / Н. В. Мельников. - М: Недра, 1984. – 407 с.
6. Шкуматов, А. Н. Практикум по курсу «Технология строительства карьеров» : учебное пособие для студентов и магистрантов направления подготовки «Горное дело» / А. Н. Шкуматов; ДонНТУ, Каф. Строительства шахт и подземных сооружений. – Донецк, 2009. – 141 с.
7. Временные единые правила безопасности при обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения [Электронный ресурс] (утверждены Приказом Государственного Комитета горного и технического надзора Донецкой Народной Республики от 17 июля 2018 года № 300). – 4,3 Мб. – Донецк, 2018. - 1 файл. - Систем. требования: Acrobat Reader. - <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34456>
8. НПАОТ 0.00-1.67-13. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – Харьков: ФОРТ, 2013. – 170 с.
9. Шкуматов А.Н., Черкасов И.А. Совершенствование буровзрывных работ на шахтах украинского Донбасса // Глюкауф на русском языке. – М., 2008. - № 4. - С. 25-27.
10. Шкуматов, А. Н. Методические указания к самостоятельной работе под контролем преподавателя по дисциплине «Технология строительства карьеров» [Электронный ресурс] : для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» всех форм обучения / ГОУВПО «ДОННТУ», каф. строительства зданий, подземных сооружений и геомеханики; сост. А. Н. Шкуматов. – Электрон. дан. (1 файл, 14,8 Мб). – Донецк: ДОННТУ, 2020. – Систем. требования: Acrobat Reader. - <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34733>
11. Половов, Б. Д. Основы горного дела [Электронный ресурс] : общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии. / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев. – 17,86 Мб. – Екатеринбург: УГГУ, 2012. - 1 файл. - Систем. требования: Acrobat Reader. - <http://ea.donntu.org/handle/123456789/34673>

КОНСПЕКТ ЛЕКЦИЙ

по дисциплине **«Технология строительства карьеров»**

для студентов программы профессионального образования
«специалист» по специальности 21.05.04 «Горное дело»
всех форм обучения

Составитель:

Александр Николаевич Шкуматов