

Министерство образования и науки Российской Федерации
Сибирский федеральный университет

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Учебно-методическое пособие
для выполнения практических работ

Электронное издание

Красноярск
СФУ
2012

УДК 622.27 (07)
ББК 33.131я73
О-833

Составители: В.Н. Вокин, В.Н. Морозов, Е.Ю. Назарова
О-833 **Открытые** горные работы: учебно-методическое пособие для выполнения практических работ [Электронный ресурс] / сост. В.Н. Вокин, В.Н. Морозов, Е.Ю. Назарова. – Электрон. дан. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2012. – Систем. требования: РС не ниже класса Pentium I; 128 Mb RAM; Windows 98/XP/7; Adobe Reader V8.0 и выше. – Загл. с экрана.

В учебно-методическом пособии приведена характеристика основных элементов горнопромышленного комплекса. Дана характеристика горных пород как объекта разработки. Изложены основные вопросы технологии и механизации открытого способа добычи полезных ископаемых, рассмотрены технологические процессы на карьерах, способы вскрытия и применяемые системы разработки месторождений полезных ископаемых. Дана методика расчета практических работ по основным производственным процессам, технологии и проектированию технологических комплексов разработки месторождений полезных ископаемых.

Предназначено для студентов, обучающихся по специализациям «Шахтное и подземное строительство», «Электрификация и автоматизация горного производства», «Обогащение полезных ископаемых», «Подземная разработка рудных месторождений», «Экономика и управление на предприятии металлургии», «Экономика и управление на предприятии горной промышленности», «Экономика и управление на предприятии природопользования».

УДК 622.27 (07)
ББК 33.131я73
© Сибирский
федеральный
университет, 2012

Учебное издание

Подготовлено к публикации редакционно-издательским
отделом БИК СФУ

Подписано в свет 14.09.2012 г. Заказ 9159.
Тиражируется на машиночитаемых носителях.

Редакционно-издательский отдел
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 79
Тел/факс (391)206-21-49. E-mail rio@sfu-kras.ru
<http://rio.sfu-kras.ru>

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	4
1. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА	6
1.1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ	6
1.2. СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ РАЗРАБОТКИ	11
1.3. ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОБЪЕКТЫ ГОРНЫХ РАБОТ	18
1.4. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	24
2. ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	27
2.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	27
2.2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ, ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРА	33
2.3. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ	39
2.3.1. Подготовка горных пород к выемке	39
2.3.2. Выемочно-погрузочные работы	49
2.3.3. Перемещение горной массы	57
2.3.4. Отвалообразование вскрышных пород	66
2.4. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	75
2.5. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ И СТРУКТУРА КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ	86
3. ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ	97
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	147
ПРИЛОЖЕНИЯ	149

ПРЕДИСЛОВИЕ

Горное дело относится к одному из основных видов человеческой деятельности, обеспечивающих существование и уровень развития цивилизации. Горное дело как область промышленного производства охватывает разведку месторождений полезных ископаемых, их разработку, первичную переработку добываемого минерального сырья, строительство горных предприятий и подземных сооружений различного назначения.

Горнодобывающая промышленность как составная часть горного дела имеет целью добычу и первичное обогащение полезных ископаемых. Она поставляет минеральное топливо (уголь, горючие сланцы, торф, нефть, природный газ), руды черных, цветных, редких и радиоактивных металлов, горно-химическое сырье, строительные материалы и др. Ее мировое производство, по экспертным оценкам, составляет 160–180 млрд. т горной массы. Ежегодно из недр земли добывается 8 млрд. т энергетического сырья, руд для производства 570 млн. т черных металлов, 170 млн. т цветных металлов, 620 млн. т индустриального минерального сырья.

Развитая горнодобывающая промышленность играет большое значение в экономике государства, определяет его самостоятельность и обороноспособность. Российская Федерация располагает запасами всех видов минерального сырья. Развитие горной промышленности является следствием научно-технического прогресса. Усилиями многих российских ученых решен ряд важнейших проблем в области подземной и открытой разработки месторождений полезных ископаемых, создания современной техники, улучшения условий труда, а также в области подготовки специалистов для горной промышленности. К ним относятся М.И. Агошков, А.И. Арсентьев, А.А. Борисов, А.П. Зотов, П.Э. Зурков, А.И. Ксенофонтова, Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельников, Н.М. Покровский, М.М. Протодяконов, В.В. Ржевский и многие другие.

Дисциплина «Открытые горные работы» является одной из первых дисциплин, формирующих профиль подготовки инженеров по направлению «Горное дело». Задачей ее изучения является получение знаний об основных принципах добычи различных полезных ископаемых открытым способом.

Цели изучения дисциплины:

- овладение горной терминологией и комплексом понятии, формирующих область деятельности человека при освоении земных недр;
- освоение принципов ведения и обеспечения горных работ;
- освоение принципов современной технологии добычи твердых полезных ископаемых;
- приобретение студентами навыков самостоятельного решения различного рода горных задач, выполняемых на практических занятиях.

Изучение дисциплины базируется на основе знаний отдельных дисциплин гуманитарного, социально-экономического, естественного и общетехнического цикла. Основными из них являются: геология, история горного дела, начертательная геометрия, экология, обеспечение жизнедеятельности и др. В свою очередь, «Открытая готехнология» являются базой для изучения общетехнических и специальных дисциплин направления.

В ходе практических занятий, основная часть времени уделяется для вычисления параметров и показателей производственных процессов, получению навыков выполнения горных чертежей, подготавливая тем самым студентов к выполнению курсовых проектов и разделов дипломного проектирования.

1. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА

1.1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ

Разработка недр Земли – основа экономической деятельности человечества. И не случайно она нашла отражение в периодизации древней истории, где эпохи различаются не по тому, что производится, а по тому, чем и как производится, какими орудиями труда это достигается и из какого материала эти орудия сделаны.

В течение почти двух миллионов лет основным орудием труда человека служил камень. В конце каменного века (4 – 3 тыс. до н. э.) человек постепенно перешел к использованию меди, золота. В 3 – 2 тыс. до н. э. была освоена плавка меди и ее сплава – бронзы. В середине 2 тыс. до н. э. на смену бронзе пришло железо.

Горное дело зародилось, по сути, вместе с человеческим обществом и, пока существует на Земле человек, оно не перестанет играть выдающуюся роль. Наряду со строительством и производством продуктов питания горное дело – одна из первооснов существования человечества.

Об огромном значении горного дела убедительно писали многие мыслители прошлого. Один из своих научных трудов посвятил горному делу передовой ученый XVI века Георгий Агрикола. О значении металлов писал Михаил Ломоносов: «Металлы подают укрепление и красоту важнейшим вещам, в обществе потребным, ими защищаются от нападения неприятельского, ими утверждаются корабли, и силою их связаны, между бурными вихрями в морской пучине безопасно плавают. Металлы отверзают недро земное к плодородию, металлы служат нам в ловлении земных и морских животных для пропитания нашего. И, кратко сказать, ни едино

художество, ни едино ремесло простое употребление металлов миновать не может».

В настоящее время значение добычи минерального сырья всем очевидно. В нашей стране этому вопросу уделяется огромное внимание, так как состояние горной промышленности и размеры добычи полезных ископаемых определяют могущество и богатство страны.

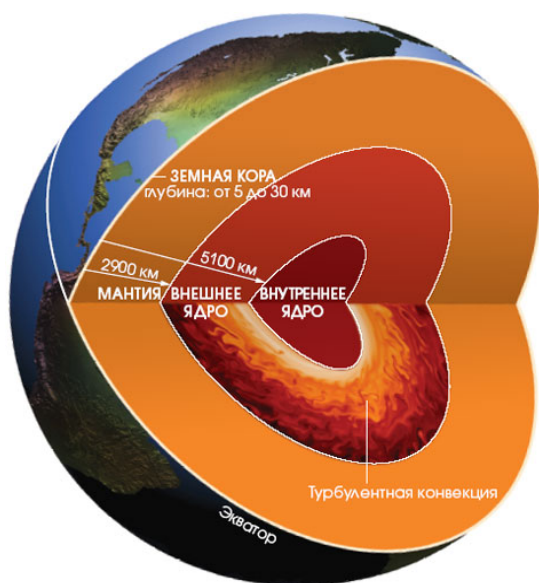


Рисунок 1.1 – Строение Земли

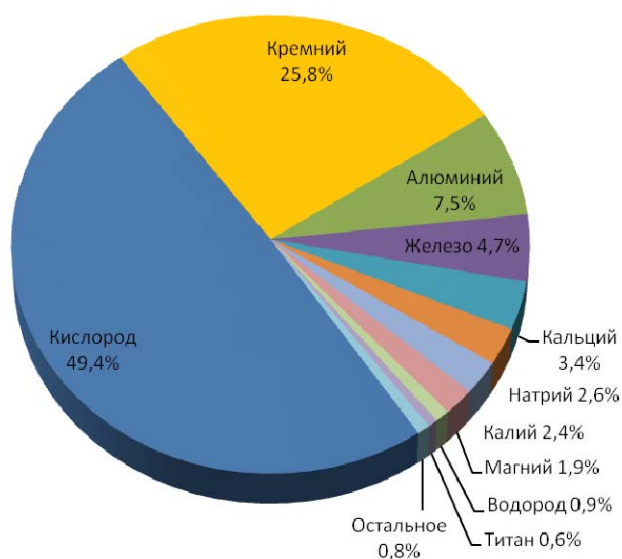


Рисунок 1.2 – Химический состав земной коры

В недрах нашей планеты сформировано огромное количество минеральных ресурсов. Твердая оболочка Земли мощностью в несколько десятков километров является потенциальной сферой добычи полезных ископаемых (рисунок 1).

Земля окаймлена тремя оболочками: атмосферой, гидросферой и литосферой. Литосферу также называют земной корой. Земная кора состоит в основном из 12 химических элементов, в ней 49,4% - кислорода, 25,8% - кремния, 7,5% - алюминия, 4,7% - железа, 3,4% - кальция, 2,6% - натрия, 2,4% - калия, 1,9% - магния, 0,9% - водорода, 0,6% титана, остальные элементы в незначительном количестве (рисунок 1.2).

Кристаллические химические соединения элементов, слагающие земную кору, называют *минералами*. Ассоциации минералов образуют *горные породы*. Изучением минералов занимается минералогия, горных пород - петрография, задача петрографии - исследование породообразующих минералов.

Выделяют три основные группы горных пород: изверженные (магматические), осадочные и метаморфические. Изверженные породы формируются при охлаждении и кристаллизации расплавов (магмы), поднимающихся с больших глубин. Излияние магмы на поверхность происходит при извержении вулканов. Значительная часть расплавов кристаллизуется внутри земной коры.

Осадочные горные породы образуются в морях, озерах и реках как продукты разрушения и переотложения ранее существовавших горных пород.

Метаморфические горные породы формируются в результате преобразования изверженных и осадочных горных пород, когда на них оказывают воздействие высокие температура и давление.

Земная кора на 95% состоит из изверженных горных пород, представленных преимущественно гранитами. На континентах на глубине 15 - 30 км граниты образуют сплошной слой. В 100 т гранитных пород содержится в среднем 8 т алюминия, 5 т железа, 540 кг титана, 80 кг марганца, 30 кг хрома, 18 кг никеля, 9 кг меди, 4,5 кг вольфрама, 1,8 кг свинца.

Осадочные горные породы залегают на поверхности нашей планеты. К ним приурочены такие полезные ископаемые, как нефть, газ, уголь, соли. Таким образом, земная кора является минерально-сырьевой базой человечества.

Для обеспечения современного уровня жизни в индустриально развитых странах необходимо добывать из недр ежегодно на одного человека

около 18т минерального сырья, в том числе 8-10т нерудных строительных материалов, 2,5т угля, 0,5т металлов.

В настоящее время темпы добычи минерального сырья также превышают темпы роста населения. Мировое потребление минерального сырья увеличивается в последнее время на 5% в год. Потребляемая обществом энергия на 90% производится за счет тепла, получаемого при сгорании нефти, угля и газа.

Какие же горные породы считаются *полезными ископаемыми*? Обычно это природные минеральные вещества, которые при данном уровне техники и технологии могут быть использованы в народном хозяйстве либо в естественном виде, либо после той или иной переработки.

Породы, имеющие полезные ископаемые, заключенные в их толще в виде прослоев, прожилков и не используемые в народном хозяйстве, считают *пустыми породами*. Деление горных пород на полезные ископаемые и пустые породы является относительным.

Полезные ископаемые могут находиться в земной коре в твердом, жидком или газообразном состоянии. Локальное скопление природного минерального сырья называется рудным телом или *залежью полезного ископаемого*. Рудные тела весьма разнообразны: это пласты, линзы, жилы, штоки, отдельные гнезда, вкрапленные руды и т. д. В большинстве случаев рудные тела после образования подвергались тектоническим воздействиям, поэтому пласты смяты в складки, линзы и жилы пересечены трещинами, заполненными другими породами, нарушены сдвигами земной коры.

Месторождения могут быть коренными, залегающими в толще земной коры на месте своего образования и россыпными. Россыпные месторождения образовались в процессе физического выветривания коренных горных пород и химического воздействия на них различных факторов.

Различают полезные ископаемые *металлические* (рудные) – сырье для производства черных, цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов; *неметаллические* – сырье для металлургической (доломит, магнезит и др.), химической (сера, бор, фосфориты и др.) и других отраслей промышленности; *горючие* (уголь, горючие сланцы, торф и др.); *строительные горные породы* (граниты, мраморы, гравий, глины и др.).

Совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования, называют *качеством полезного ископаемого*. Одни качественные свойства относят к *полезным* (например, теплоту сгорания угля, содержание извлекаемых металлов для руд), другие – к *вредным*, (например, зольность угля, высокую влажность, содержание примесей, затрудняющих плавку руд).

Качество полезных ископаемых в недрах оценивается *кондициями*, которые устанавливаются на стадии разведки, проектирования и эксплуатации месторождения.

Отклонение от кондиций при горных работах оценивается потерями и разубоживанием.

Потери характеризуют уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к пустым породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам.

Разубоживание характеризует степень промешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.

Месторождение будет промышленным, если его разработка целесообразна в данных экономических и географических условиях при современном уровне техники. В противном случае его считают непромышленным.

Массу или объем минерального сырья, заключенного в недрах на определенной площади, считают *запасами полезных ископаемых*. По народнохозяйственному значению выделяют запасы: *балансовые*, использование которых экономически целесообразно, и *забалансовые*, которые могут явиться объектом промышленного освоения, но использовать их в настоящее время экономически невыгодно. К *промышленным* относят часть балансовых запасов, за исключением проектных потерь.

Проектные потери – это часть балансовых запасов, проектируемая к безвозвратному оставлению в недрах.

1.2. СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ РАЗРАБОТКИ

Изучение различных свойств пород, разработка методики их определения и учета имеют большое значение для выбора типа применяемого горного оборудования, рационального способа отбойки породы, установления норм на выполнение буровых и взрывных работах и т. д.

При бурении и взрывании эффективность разрушения горных пород определяется различными свойствами. Это связано с тем, что при бурении зона разрушения под лезвием инструмента имеет небольшие размеры и зависит от микросвойств горных пород: твердости, прочности, абразивности, зернистости, вязкости и т.д.

При взрывании на карьерах и подземной разработке месторождений эффективность дробления массива зависит от прочности пород на сжатие и сдвиг, а также степени пористости и трещиноватости, прочности и разрушаемости отдельностей, слагающих массив при соударении и их плотности.

Твердость и абразивность влияют, главным образом, на износ инструмента при бурении и выбор величин осевого усилия на буровой инструмент и частоты его вращения.

К числу наиболее важных свойств горных пород в массиве относятся *крепость, твердость, вязкость, устойчивость, трещиноватость* и др.

Крепость характеризует способность пород сопротивляться разрушению под действием внешних воздействий.

Свойства горных пород изменяются в очень большом диапазоне. Трудно найти на разных участках месторождения хотя бы две по минералогическому составу породы с одинаковыми свойствами. Поэтому принято их объединять в виды, группы, категории и классы с определенным диапазоном свойств. Наибольшее распространение получила классификация горных пород по крепости, предложенная проф. М.М. Протодьяконовым, в основу которой положен коэффициент крепости f , который характеризует прочность горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Принято, что порода с прочностью на раздавливание 100 кгс/см^2 ($9,8 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$) или 10 МПа имеет коэффициент крепости, равный единице, т.е. $f = \sigma_{сж}/100$ (где $\sigma_{сж}$ – прочность породы при сжатии).

Проф. М.М. Протодьяконов считал, что коэффициент крепости характеризует породу во всех производственных процессах, т.е. если данная порода крепче другой в некоторое количество раз, например при бурении, то она, как правило, в столько же раз крепче ее при других производственных процессах, например, при взрывании.

По классификации (шкале) М.М. Протодьяконова все горные породы делятся на 10 основных категорий с коэффициентом крепости от 0,3 до 20. Очень крепкие и в высшей степени крепкие породы имеют

$f = 15-20$ (кварциты, крепкие граниты); крепкие и довольно крепкие – $f = 5-10$ (песчаники, известняки); средней крепости (глинистые сланцы, плотный мергель); мягкие – $f = 1-2$ (уголь, глинистый грунт, гипс, каменная соль).

Твердость горной породы характеризуется сопротивлением проникновению в нее другого тела, не получающего при этом остаточной деформации. Ф. Моос (1773–1839) предложил метод определения твердости минерала путем царапания его минералами-эталоны. Эталоны твердости в минералогии приняты десять минералов, расположенных в порядке возрастания твердости и образующих шкалу твердости (шкалу Мооса), по которой можно определить относительную твердость минерала. В шкале твердости каждый предыдущий минерал чертится минералом последующим, более твердым: 1 – тальк, 2 – гипс, 3 – кальцит, 4 – флюорит, 5 – апатит, 6 – ортоклаз, 7 – кварц, 8 – топаз, 9 – корунд, 10 – алмаз.

Прочность – это свойство горных пород сопротивляться разрушению под действием напряжений, возникающих от нагрузок, влияния температуры, атмосферных осадков и других факторов.

Академиком В.В. Ржевским все горные породы разделены на три вида:

- скальные и полускальные породы (в естественном состоянии);
- разрушенные породы (искусственно или естественно измененные породы первого вида);
- плотные, мягкие (связные) и сыпучие горные породы.

К *скальным* породам относится большинство изверженных и метаморфических, а также часть осадочных пород с пределом прочности на одноосное сжатие более 50 МПа (f , более 5).

К *полускальным* породам относятся выветрелые изверженные, метаморфические и осадочные породы с пределом прочности на одноосное сжатие от 20 МПа до 50 МПа ($f = 2-5$).

В результате искусственного или естественного разрушающего воздействия скальные и полускальные породы переходят в разрушенное состояние. *Разрушенные* породы различают по степени связности и кусковатости. Степень связности характеризуется величиной разрыхления.

Разрыхляемость – свойство горных пород занимать больший объем в разрушенном состоянии по сравнению с объемом в массиве или целике. Отношение объема разрыхленной породы к ее первоначальному объему называют *коэффициентом разрыхления*. Наибольшим коэффициентом разрыхления характеризуются твердые, вязкие и абразивные породы (таблица 1.1).

Таблица 1.1. Значение коэффициента разрыхления пород

Породы	Коэффициент разрыхления		
	первоначальный	в вагоне	остаточный
Песок, супесь	1,05–1,2	1,1–1,2	1,01–1,05
Почвенно-растительный грунт	1,2–1,3	1,2–1,25	1,01–1,03
Глина, суглинок, щебень	1,25–1,35	1,3	1,07–1,15
Трещиноватые скальные породы	1,3–1,5	1,4	1,1–1,25
Скальные породы при содержании кусков размером 0,4–0,7 м до 25%	1,25–1,5	1,3–1,4	1,15–1,35
Скальные породы при содержании кусков размером 1 м до 25%	1,45–1,55	1,4	1,2–1,4
Скальные породы при содержании кусков размером 1,7 м до 40%	1,6–1,8	1,6–1,8	1,4–1,6

К *плотным, мягким и сыпучим* породам относятся связные породы, мягкие связные породы, разрыхленные мягкие породы, мерзлые мягкие и сыпучие породы с пределом прочности на одноосное сжатие до 0 МПа (f до 2).

Абразивность – способность или свойство горных пород изнашивать при трении о нее металлы, твердые сплавы и другие тела.

Пластичность – свойство пород необратимо изменять, не разрушаясь, свою форму и размеры под действием внешних сил.

Хрупкость – свойство пород разрушаться без пластических деформаций. При бурении и взрывании скальные горные породы можно рассматривать как хрупкие тела. Наибольшую пластичность имеет глина. Для разрушения пластичных пород требуется увеличенный расход ВВ.

Вязкостью в горном деле принято характеризовать сопротивляемость породы силам, стремящимся отделить ее часть от массива. С увеличением вязкости пород эффективность процессов бурения и взрывания снижается.

Зернистость характеризуется крупностью зерен минералов, образующих породы. Различают крупнозернистые породы с зернами диаметром больше 5 мм, среднезернистые – с зернами диаметром 1–5 мм и мелкозернистые с зернами диаметром менее 1 мм. Чем меньше зерна минералов и чем прочнее цементирующие зерна вещества, тем труднее разрушается порода.

Пористость характеризуется наличием мельчайших замкнутых пустот в горной породе.

Водоносность – свойство пород задерживать воду и выделять ее при разработке месторождения (бурении скважин, проведении траншей и т.д.). Водоносность пород следует учитывать при выборе типа ВВ для заряжания скважин.

Плотностью породы называют массу ее единицы объема в естественном состоянии.

Устойчивость – свойство открытой поверхности горных пород сохранять свое положение не разрушаясь (обрушаясь). Этот показатель обычно характеризуется на открытых горных работах углом естественного откоса, т.е. углом, при котором откос породы находится в устойчивом состоянии. Величина его для разных пород меняется от 20° до 80° . Особенно важное значение приобретает устойчивость при разработке глубоких горизонтов карьера (ниже 300 м), а также при выводе бортов карьера на проектный контур: чем круче и устойчивее откосы уступов, тем меньший объем вскрышных пород надо извлечь при добыче проектного объема полезных ископаемых.

Устойчивость пород при подземных горных работах (проходка выработок, отбойка руд) характеризуется величиной площади открытой поверхности в выработке или камере, которая сохраняется без обрушения.

Слоистость – свойство пород относительно легко разделяться по плоскостям наслоения. При ведении работ в слоистых породах шпур и скважины следует располагать под углом 45° – 90° к плоскостям наслоения, так как это улучшает эффективность взрыва и уменьшает вероятность искривления шпуров и скважин, особенно когда прослойки имеют разную прочность.

Трещиноватость характеризуется частотой и пространственным расположением трещин в массиве горной породы, которыми он разделен на отдельные участки различных размеров. Монолитных, т.е. не имеющих трещин, пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых практически не встречается.

Естественная трещиноватость горной породы определяется геологической характеристикой месторождения, т.е. ее генезисом и последующими тектоническими процессами, дополняется искусствен-

ной, зависящей от ведения взрывных работ. Она образуется в результате многократного сейсмического воздействия взрыва на массив, расположенный вне разрушаемого объема. С увеличением величины и диаметра заряда искусственная (техногенная) трещиноватость массива и степень раскрытия трещин возрастают.

Трещиноватость влияет на кусковатость взорванной горной массы при массовых взрывах и проходке выработок, их оконтуривание, на выход негабарита. Одни и те же по составу породы при интенсивной трещиноватости разрушаются, не образуя негабарита, и, наоборот, при слабой трещиноватости дают большой выход негабарита, худшее оконтуривание сечения.

Поэтому при выборе методов ведения взрывных работ и установлении допустимого размера куска, проектировании паспортов буровзрывных работ при проходке для предприятия необходимо учитывать трещиноватость пород.

Трещиноватость массива характеризуется удельной трещиноватостью: числом открытых трещин всех систем, приходящихся на единицу длины прямой, проведенной в произвольном направлении. Величина, обратная удельной трещиноватости, дает среднее расстояние между трещинами, которое численно принимают равным среднему диаметру естественной отдельности.

Содержание крупных или мелких отдельностей в массиве до взрыва обычно выражается в процентах к его объему.

Средний объем крупных отдельностей, слагающих массив, зависит от типа трещиноватости массива: чем больше содержание в массиве крупных отдельностей, тем больше их средний объем. Все породы по степени трещиноватости или содержанию в массиве крупных отдельностей условно разделены на пять категорий (таблица 1.2).

Таблица 1.2. Временная классификация пород по трещиноватости межведомственной комиссии по взрывному делу

Категория пород	Степень трещиноватости (блочности) пород	Среднее расстояние между трещинами, м	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, см		
				30	70	100
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	Более 10	До 10	≈ 0	0
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1–0,5	2–10	10–70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5–1	1–2	70–100	30-80	5-40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1–1,5	0,65–1	100	80-100	40-100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Более 1,5	Менее 0,65	100	100	100

1.3. ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОБЪЕКТЫ ГОРНЫХ РАБОТ

Объектами горных работ являются разнообразные горные породы. Горные породы делят на коренные и наносы. *Коренными* (магматические, метаморфические и осадочные) породами называют такие, которые залегают в толще земной коры на месте своего первоначального образования. *Наносами* называют рыхлые породы, образовавшиеся в результате разрушения коренных пород, отдельные частицы которых остались на месте или переносились на то или иное расстояние водой, льдом или ветром.

Большое теоретическое и практическое значение имеют форма и условия залегания месторождений полезных ископаемых.

По форме залегания месторождений твердых полезных ископаемых подразделяются на правильные и неправильные.

К правильным относятся пласты (рисунок 1.3) и пластообразные залежи. *Пластом* называется плитообразная залежь, имеющая значи-

тельное распространение в земной коре и ограниченная двумя более или менее параллельными плоскостями. Весьма тонкие пласты, не разрабатываемые вследствие малой мощности (до 0,4 м), называются прослойками. Плоскости соприкосновения пластов отдельных пород называются плоскостями напластования.

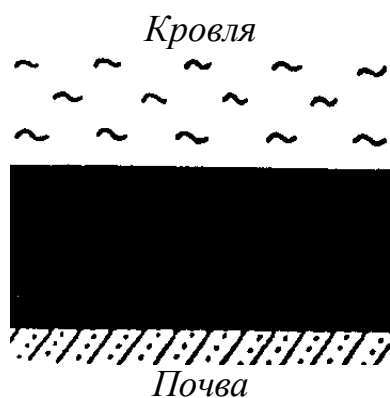


Рисунок 1.3. Пласт

Породы, залегающие над пластом полезного ископаемого, называются *кровлей* или висячим боком, залегающие ниже пласта – *почвой* или лежачим боком. Часть пласта, выходящая на земную поверхность или находящаяся неглубоко от нее под наносами, называется выходом пласта (под наносы).

Правильную форму залегания обычно имеют месторождения полезных ископаемых осадочного происхождения (уголь, горючие сланцы, различные соли, гипс, марганцевые руды и т.п.).

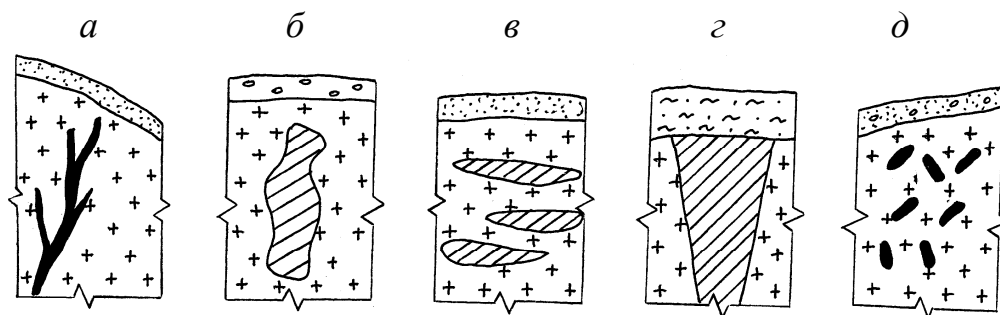


Рисунок 1.4. Формы залегания рудных тел:
a – жила; *б* – шток; *в* – линзы; *г* – столб; *д* – гнезда

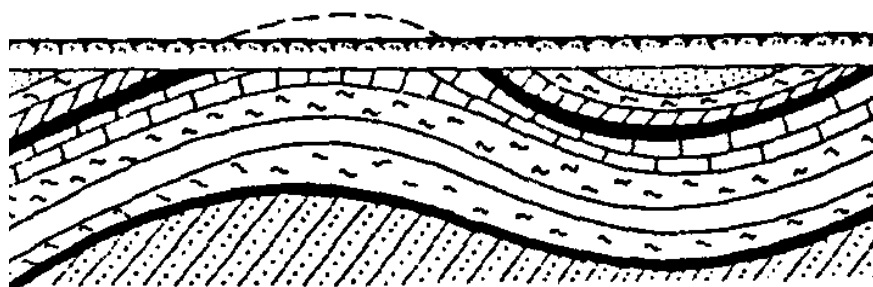
К неправильным месторождениям относятся жилы, штоки, линзы, столбы, гнезда (рисунок 1.4). Неправильную форму залегания имеют, как правило, рудные месторождения магматического происхождения.

Жилой (схема *а*) называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. *Шток* (схема *б*) – большие тела с весьма неправильными очертаниями. *Линза* (схема *в*) – округленные или овальные тела с уменьшением толщины к краям. *Столб* (схема *г*) – залежь, вытянутая в одном направлении. *Гнезда* (схема *д*) – скопления различных размеров и неправильной формы, неравномерно распределенных во вмещающих породах.

Пласты горных пород в период образования залегали более или менее горизонтально, но под действием тектонических (горообразовательных) процессов, протекавших в земной коре, первоначальное залегание пород нарушалось в той или иной степени. В некоторых районах пласты оказались собранными в складки. Они могут занимать любое положение в земной коре.

Нарушения нормального залегания пластов называются *дислокациями*. Дислокации без разрыва сплошности называются *пликативными*, с разрывом сплошности – *дизъюнктивными*.

К пликативным нарушениям относятся утолщения и утонения пластов, а также складчатость (рисунок 1.5). Складка, обращенная выпуклостью вниз, называется *синклиналью*, а выпуклостью вверх – *антиклиналью*.



Антиклиналь

Синклиналь

Рисунок 1.5. Складчатость месторождения

К дизъюнктивным нарушениям относятся сбросы, взбросы, надвиги и др. (рисунок 1.6).

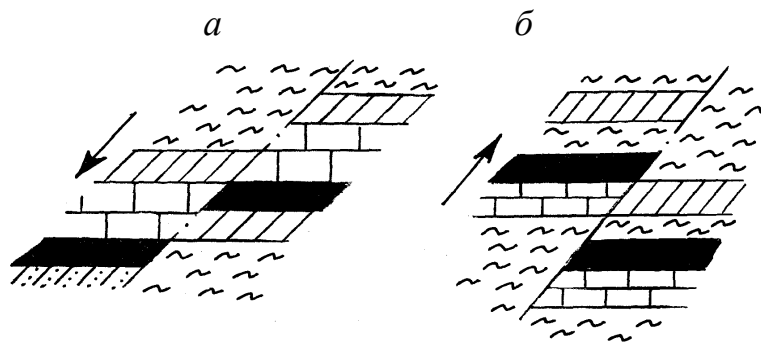


Рисунок 1.6. Дизъюнктивные нарушения:

а – сброс; б - взброс

Протяжение пласта в длину называется *простираем*. Линия пересечения пласта с горизонтальной плоскостью

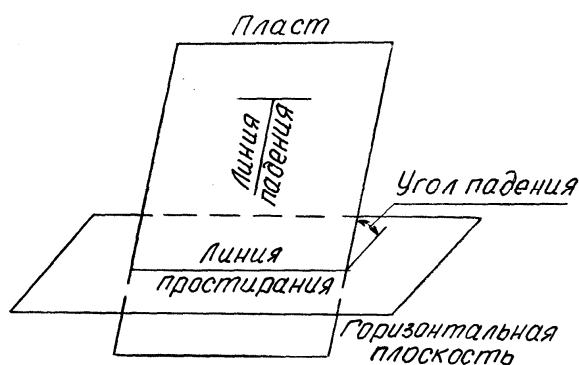


Рисунок 1.7. Элементы залегания пласта

называется *линией простираения* (рисунок 1.7). Направление простираения пласта определяется углом, который составляет линия простираения с меридианом. Линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно линии простираения, называется *линией падения*, а само направление этой линии – *падением пласта*. Угол, который составляет линия падения пласта с горизонтальной плоскостью, называется *углом падения пласта*.

Мощность пласта или иной залежи как элемент залегания представляет собой расстояние по нормали между кровлей и почвой. Такую мощность m называют истинной, или нормальной. Расстояние между кровлей и почвой, измеряемое по горизонтали, называют горизонтальной мощностью $m_{г}$, а по вертикали – вертикальной мощностью $m_{в}$ (рисунок 1.8).

Положение рождения в земной коре определяется его залегания. К ним относятся простираение и падение.

Протяжение пласта в длину называется

называется *линией простираения* (рисунок 1.7).

Направление простираения пласта определяется углом, который составляет линия простираения с меридианом. Линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно ли-

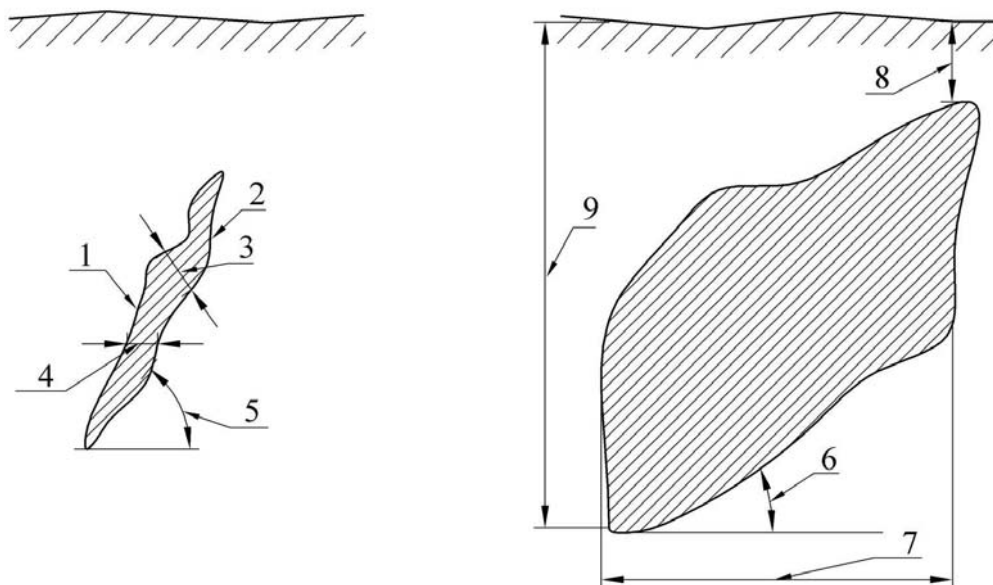


Рисунок 1.8. Параметры пространственной ориентации месторождения полезных ископаемых: 1 - висячий бок залежи; 2 - лежачий бок залежи; 3 - нормальная (по перпендикуляру) мощность рудного тела; 4 - горизонтальная мощность; 5 - угол падения залежи; 6 - угол склонения рудного тела; 7 - длина простирания; 8 - глубина залегания; 9 - глубина распространения

Месторождения полезных ископаемых отличаются весьма разнообразными условиями залегания, влияющими на выбор технических средств и порядок производства горных работ.

Типы месторождений различают по характерным признакам.

По форме выделяют залежи:

изометрические – развитые примерно одинаково во всех направлениях: штоки, гнезда и т.п.;

плитообразные – вытянутые преимущественно в двух направлениях при относительно небольшой мощности: пласты, пластообразные залежи, линзы;

столбообразные и *трубообразные* – вытянутые в одном направлении (главным образом по падению) при сравнительно небольших, мало отличающихся друг от друга размерами в сечении;

смешанные – представленные одновременно несколькими формами (например, пласты и линзы, столбы и жилы);

сложные – когда трудно выделить преимущественное тяготение к одной из перечисленных групп (например, ветвящиеся жилы, вкрапленности, гнезда).

Рельеф поверхности может быть равнинным, холмистым, представлен возвышенностью или ее склоном, наконец, залежь может находится под водой.

По строению различают: *простые* залежи с однородным строением без прослоек и включений; *сложные* залежи содержащие прослойки, пропластки, включения пустых пород; *рассредоточенные* залежи, имеющие сложное строение, при котором полезное ископаемое и пустые породы распределены в толще земной коры без определенной закономерности и четко выраженных контактов.

По углу падения залежи делят на горизонтальные, пологие, наклонные, крутые (крутопадающие) и сложного залегания (таблица 1.3).

Таблица 1.3. Классификация залежей полезных ископаемых по углу падения

Тип залежи	Угол падения, градус	
	при подземной разработке	при открытой разработке
Горизонтальные	0	0
Пологие	До 20	До 10
Наклонные	20–50	10–30
Крутые	Более 50	Более 30
Сложного залегания	Переменное направление падения	

Классификация залежей *по мощности* представленная в таблице 1.4 обуславливает, также как и классификация залежей по углу падения технологию и способ разработки.

Таблица 1.4. Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

Тип залежи	Мощность, м		
	при подземной разработке, <i>m</i>	при открытой разработке	
		горизонтальные и пологие, <i>m_в</i>	наклонные и крутые, <i>m_г</i>
Тонкие	До 0,8	–	–
Весьма малой мощности	–	До 5	До 25
Малой мощности	0,8–3	5–20	25–75
Средней мощности	3–20	20–40	75–150
Мощные	Более 20	–	–
Большой мощности	–	Более 40	Более 150

1.4. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Способ разработки (способ добычи) – это совокупность технических средств и технологических процессов по извлечению полезных ископаемых из недр Земли.

Существуют следующие способы добычи полезных ископаемых: *подземный, открытый, комбинированный, со дна водоемов (озер, морей и океанов), геотехнологический и скважинный*. Добычу полезных ископаемых осуществляют горные предприятия.

Горное предприятие – самостоятельная производственная единица, осуществляющая разведку, добычу и обогащение полезных ископаемых. Горное предприятие, осуществляющее добычу и первичное обогащение полезных ископаемых, называется горнодобывающим. Существуют следующие виды горнодобывающих предприятий: шахта, рудник, карьер (разрез), прииск, промысел.

Шахта – горное предприятие, предназначенное для добычи полезных ископаемых подземным способом.

Рудник – горное предприятие, служащее в основном для подземной добычи руд, горно-химического сырья и строительных материалов. Этим понятием иногда пользуются для обозначения нескольких шахт (карьеров), объединенных в единую административно-хозяйственную единицу с централизованным хозяйством.

Карьер – горное предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых открытым способом. *Разрез* – карьер по добыче угля.

Прииск – горное предприятие по добыче россыпных месторождений драгоценных металлов (золотой прииск).

Промысел – горное предприятие по добыче жидких и газообразных полезных ископаемых (нефтяной промысел).

Разработкой месторождения называют комплекс работ по вскрытию, подготовке и выемке полезного ископаемого. Эти работы являются стадиями разработки месторождения. Вскрытие и подготовка осуществляется посредством проведения горных выработок. Выемку (добычу) полезного ископаемого ведут в забоях, применяя при этом различные способы его разрушения.

Открытый способ предусматривает добычу полезных ископаемых непосредственно с дневной поверхности.

Открытые горные работы наиболее древний способ. Еще 10 – 12 тыс. лет назад твердые породы для каменных орудий человек добывал из ям, канав. В дальнейшем их вытеснили подземные.

Потребовался новый качественный скачок в развитии механизации горных работ, чтобы открытая добыча полезных ископаемых стала ведущей.

Более 60% угля и минерального сырья для потребностей энергетики, черной и цветной металлургии и 99% сырья для производства стройматериалов добывается открытым способом.

Глубина некоторых карьеров достигает 700-800 м, их производительность достигает 200-300 млн.м³/год по горной массе.

В ближайшем будущем минерально-сырьевая база будет характеризоваться:

- снижением качества полезных ископаемых;
- увеличением глубины разработки
- усложнением горно-геологических условий
- ухудшением экономических показателей за счет увеличения себестоимости разработки.

Развитие геотехнологических методов добычи позволит ввести в эксплуатацию более бедные, глубоко залегающие месторождений со сложными горно-геологическими условиями, разработка которых обычными способами нерентабельна.

Физико-химические методы добычи полезных ископаемых отличаются экологической чистотой, позволяют избежать выдачи на поверхность пустых пород, исключить присутствие людей под землей, повысить производительность труда, полностью автоматизировать все технологические процессы. Социальные последствия их использования выразятся в изменении места и роли человека-горняка, содержания, характера его труда.

2. ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

2.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Открытая разработка представляет собой комплекс горных работ, при котором все производственные процессы, необходимые для извлечения полезного ископаемого из недр земли, совершаются непосредственно с земной поверхности (рисунок 2.1). Поэтому применялась она еще в древнейшее время, когда извлекались только те полезные ископаемые, которые залежали наиболее близко к земной поверхности. По мере увеличения глубины работ открытый способ становился невыгодным, так как удаление увеличивающегося объема пустых пород посредством мускульного труда было слишком трудоемким и дорогим. Поэтому открытый способ разработки на длительное время был в основном вытеснен подземным, при котором не требовалось выемки пустых пород. Лишь с конца XIX века в связи с внедрением горных машин открытые работы начали получать широкое распространение. С этого времени, а особенно в 30–50 годы XX столетия, применение открытого способа разработки непрерывно расширялось во всем мире. Так, если в 1950 г. доля добычи угля открытым способом составляла 11 %, то к 1980 г. она увеличилась до 38 %, а по Кузбассу составляет более 40 %. За это же время объем добычи железной руды возрос с 44 до 88%.

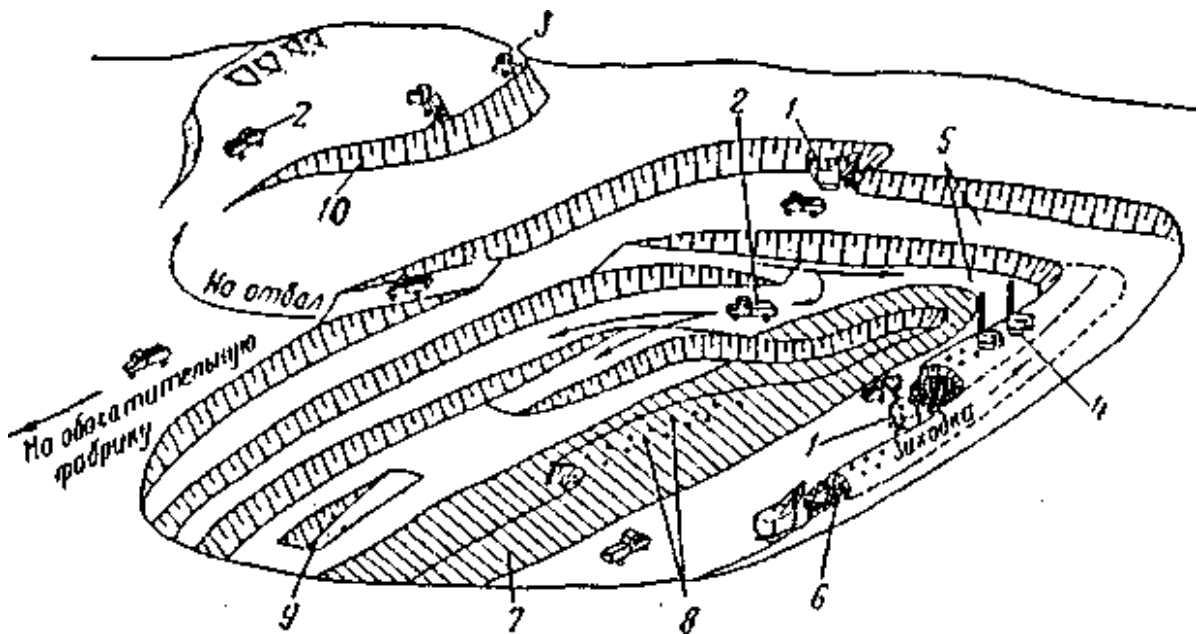


Рисунок 2.1. Схема открытой разработки месторождения: 1 – экскаватор; 2 – автосамосвал; 3 – бульдозер; 4 – буровой станок; 5 – рабочие горизонты; 6 – взорванная масса; 7 – залежь полезного ископаемого; 8 – скважины; 9 – въездная траншея; 10 – отвал пустых пород

В России наиболее старыми являются Уральские железорудные карьеры. Горные работы в них ведутся с XVIII века – на Гороблагодатском с 1735 г., на Высокогорном с 1781 г. Однако техническая оснащенность карьеров была низкой – преобладали ручная погрузка и конная откатка грузов. Горное машиностроение было развито слабо. Путиловский завод, единственный в России изготавливавший экскаваторы, выпустил всего 25 штук. Они были громоздкие, малопродуктивные, с паровым приводом и на железнодорожном ходу.

Значительное развитие открытых горных работ началось в период первых пятилеток. Были введены в действие такие крупные карьеры, как Магнитогорский железорудный (1930 г.), Коунрадский меднорудный (1936 г.), Краснобродский и Бачатский угольные разрезы (1948–1950 гг.) и др.

Наиболее быстрое развитие открытых горных работ началось в послевоенный период, чему способствовал выпуск современного карьерного горнотранспортного оборудования. В период 1947–1950 гг. на карьеры

стали поступать экскаваторы СЭ-3, драглайны ЭШ-4/40, ЭШ-6/60, ЭШ-14/65, большегрузные автосамосвалы и думпкары и другая техника, что способствовало значительному улучшению технико-экономических показателей открытого способа добычи. Для разработки скальных пород в дальнейшем были созданы новые буровые станки шарошечного и огневого бурения, карьерные экскаваторы мехлопаты с ковшем вместимостью до 20 м³, думпкары грузоподъемностью 180 т, автосамосвалы грузоподъемностью 110–180 т, а также целая серия вспомогательного оборудования.

С внедрением новой техники совершенствовались технология ведения горных работ и параметры карьеров. Сейчас проектируются карьеры глубиной до 700 м. Высота уступа увеличилась с 7 до 40 м. Широкое применение получили бестранспортные и транспортно-отвальные технологические схемы, повысилась интенсивность отработки (углубка карьеров достигает 15–20 м/год), возросла производственная мощность карьеров.

Одной из характерных особенностей открытых горных является необходимость удаления значительных объемов покрывающих и вмещающих пород. Поэтому, при открытой разработке различают *вскрышные* и *добычные* работы.

Под вскрышными работами понимают совокупность производственных процессов по выемке и удалению пустых пород, обеспечивающих доступ к полезному ископаемому.

Добычными работами называют совокупность производственных процессов по извлечению полезного ископаемого из недр земли.

Объем вскрышных работ обычно в несколько раз превышает объем добычных, а при добыче ценных полезных ископаемых – и в 10–20 раз. Вскрышные и добычные работы ведутся совместно, причем вскрышные несколько опережают добычные во времени и пространстве. Вскрышу ук-

ладывают в специальные насыпи – *отвалы*. Совокупность объемов пустых пород и полезного ископаемого называют *горной массой*.

Количественная оценка удаляемых вскрышных пород производится с помощью специального показателя – *коэффициента вскрыши*. Под ним понимают объемное или весовое количество пустых пород, приходящееся на единицу объема или массы полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши показывает, какое количество вскрыши необходимо переместить в отвалы для добычи единицы полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши измеряется в т/т, $\text{м}^3/\text{м}^3$, $\text{м}^3/\text{т}$.

Различают несколько основных виды коэффициентов вскрыши (рисунк 2.2):

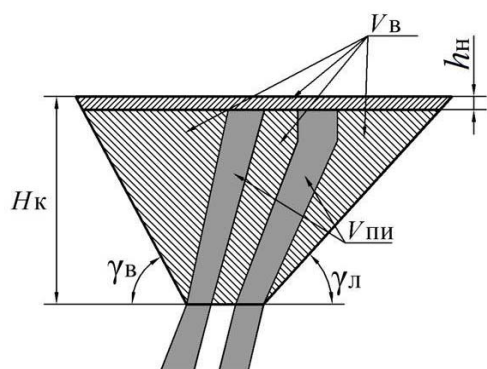
средний (K_{cp}) – отношение объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к запасам полезного ископаемого в этих же контурах;

текущий (K_m) – перемещаемых в отвалы в течение месяца, квартала, полугодия, года,

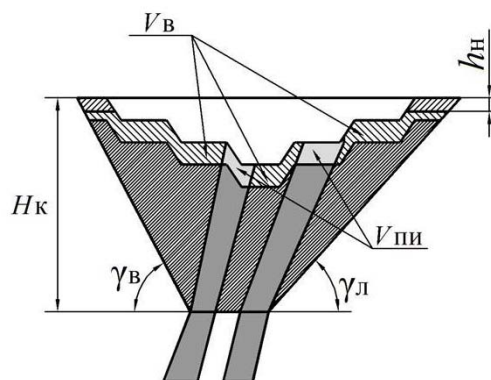
эксплуатационный ($K_э$) - отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатации карьера;

граничный ($K_{гр}$) – максимально допустимое соотношение объемов пустых пород и полезного ископаемого, при котором открытая разработка месторождения экономически целесообразна.

а



б



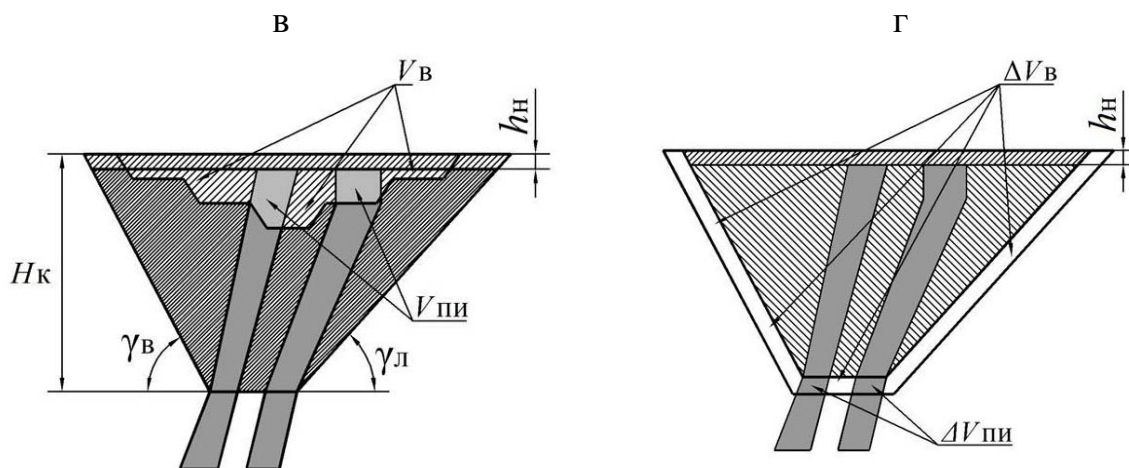


Рисунок 2.2. Схемы к расчету коэффициентов вскрыши: а – средний; б – текущий; в – эксплуатационный; г - граничный

Разработка месторождения открытым способом рентабельна, когда себестоимость добычи полезного ископаемого (C_o) не превышает какой-то допустимой величины (C_u). В качестве допустимой себестоимости чаще всего принимают оптовую цену за 1 м^3 полезного ископаемого или себестоимость добычи подземным способом. Граничное условие $C_o = C_u$. Границу открытых горных работ (предельную глубину карьера) устанавливают по величине граничного коэффициента вскрыши, из условия $K_{cp} \leq K_{гр}$.

В ходе разработки месторождения открытым способом можно выделить четыре периода: подготовительный, строительный, эксплуатационный, заключительный.

Подготовительный период включает работы по подготовке месторождения, осушению и ограждению от вод поверхностного стока.

В строительный период входят работы по созданию начального фронта вскрышных и добычных работ, строительство транспортных коммуникаций.

Эксплуатационный период охватывает горные работы по вскрыше и добыче в пределах плана.

Заключительный период – это работы по рекультивации нарушенных горными работами земель.

Степень экономической эффективности открытых горных работ характеризуется величиной технико-экономических показателей, к основным из которых относятся прибыль, рентабельность, себестоимость.

Под *прибылью* понимается разница между ценностью реализуемой товарной продукции и затратами на ее производство.

Рентабельность – это отношение прибыли, полученной в течение года, к общей величине средств (основных и оборотных фондов), находящихся на предприятии.

Себестоимость (C_o) – затраты, приходящиеся на 1 т добычи полезного ископаемого, складываются из затрат на собственно добычу (C_d) и вскрышу (C_v):

$$C_o = C_d + C_v \cdot K,$$

где K – коэффициент вскрыши, т/т.

Преимущества открытых горных работ по сравнению с подземными состоят в следующем:

- применение более мощной и производительной техники, в результате чего достигается лучшие технико-экономические показатели – производительность труда в 5–8 раз выше, а себестоимость добычи в 2–4 раза ниже, чем на шахтах;

- капитальные затраты, связанные со строительством карьера в 2–4 раза меньше, чем на строительстве шахт одинаковой с карьером мощностью;

- более высокие темпы роста производительности труда и снижения затрат на добычные работы;

- на карьерах меньше потери полезного ископаемого и легче производить отдельную выемку различных сортов руд;

- при открытой разработке месторождений легче увеличить в случае надобности производственную мощность предприятия;

- на карьерах обеспечиваются более высокая безопасность труда и лучшие производственные условия.

Вместе с тем открытым разработкам свойственны и недостатки:

- необходимость отчуждения больших земельных угодий для размещения карьеров и отвалов пустых пород;

- понижение уровня грунтовых вод на больших площадях;

- зависимость от климатических условий, что наиболее сильно проявляется в условиях сурового климата.

2.2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ, ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРА

Карьер в хозяйственном значении – это горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения, а в техническом значении – это совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения. Угольные карьеры обычно называют *разрезами*.

Месторождения или его часть, разрабатываемые одним карьером, называется *карьерным полем*. Площадь карьерного поля обычно составляет от 0,5 до 4 тыс. га. Участок земной поверхности, занимаемый карьером, его службами и цехами, называется земельным отводом. Площадь земельного отвода во много раз превышает площадь карьерного поля. На рисунке 2.3 представлена схема основных объектов карьера в границах земельного отвода.

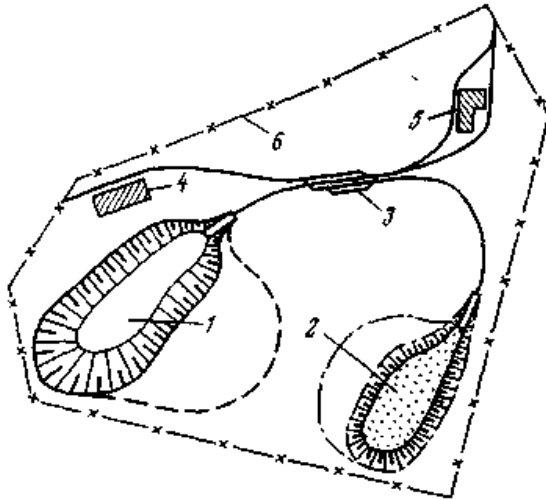


Рисунок 2.3. Схема основных объектов: 1 – карьерное поле; 2 – отвал вскрышных пород; 3 – железнодорожная станция; 4 – административный корпус; 5 – дробильно-сортировочная фабрика; 6 – граница земельного отвода

В процессе горных работ поверхность карьерного поля полностью нарушается и в толще земной коры образуется *открытое выработанное пространство*.

Месторождение при открытой разработке разделяется на отдельные горизонтальные или наклонные слои. Каждый верхний слой отрабатывают с опережением по отношению к нижнему, в результате чего борт карьера, т. е. его боковые поверхности, имеют

ступенчатую, или уступную, форму.

Уступом называется часть толщи пород, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта (рисунок 2.4). Обычно высота уступа принимается не менее высоты черпания экскаватора и на большинстве карьеров составляет 10–15 м, а иногда достигает 20–40 м.

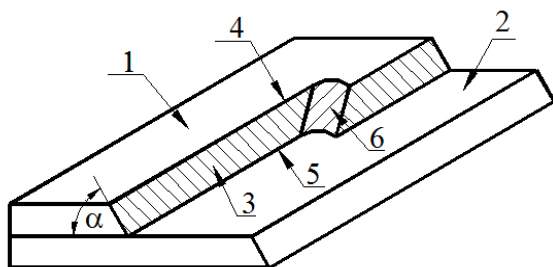


Рисунок 2.4. Схема уступа:

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

Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка пород или добыча полезного ископаемого. Уступ имеет нижнюю и верхнюю площадки, откос и бровки.

Откосом уступа называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства. Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называются соответственно *верхней и нижней бровками*.

Горизонтальные поверхности рабочего уступа, ограничивающие его по высоте, называют *нижней и верхней площадками*. Площадка, на которой расположено оборудование для разработки, называется *рабочей площадкой*. Ширина рабочих площадок составляет 40–70 м и более. Площадка уступа, характеризующаяся высотной отметкой, называется *горизонтом*. Площадки, на которых работы не производятся, называются бермами. Различают *предохранительные и транспортные бермы*.

Угол наклона уступа α к горизонтальной плоскости называется *углом откоса* уступа. Угол откоса рабочих уступов обычно равен 65–80°, а нерабочих – 45–60°.

Поверхность уступа, являющаяся непосредственным объектом горных работ и перемещающаяся в результате ведения этих работ, называется *забоем уступа*.

Уступ разрабатывают последовательными параллельными полосами – *заходками* с применением или без применения буровзрывных работ.

Часть заходки по ее длине, подготовленная для разработки, называется *фронтом работ уступа*. Суммарная протяженность фронтов работ уступов составляет *фронт работ карьера*.

Боковые поверхности, ограничивающие карьер, называют *бортами карьера*. Борт карьера, на котором производят горные работы, называют

рабочим бортом, на котором горные работы уже не производят – *нерабочим*.

Нижняя, обычно горизонтальная поверхность – это *дно (подошва) карьера*. Линии пересечения бортов карьера с поверхностью и дном образуют *верхний и нижний контуры* карьера. Контуры, достигнутые к моменту окончания горных работ, называют *конечными*. Условную поверхность, проходящую через верхний и нижний контуры карьера, именуют *откосам борта карьера*, а угол, образованный откосом борта и его проекцией на горизонтальную плоскость – *углом откоса борта карьера*.

К основным параметрами карьера относят: конечную глубину, размеры по дну и на поверхности, углы откоса бортов, общий объем горной массы и запасы полезного ископаемого в его контурах.

По определению акад. В.В. Ржевского «под системой открытых горных разработок понимается определенный порядок выполнения подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий для данного месторождения безопасную, экономичную и полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого».

При разработке горизонтальных и пологих месторождений полезных ископаемых с незначительной мощностью вскрыши и полезного ископаемого подготовительные работы обычно завершаются в период горно-капитальных работ, когда создается первичный фронт вскрышных и добычных работ на карьере посредством проходки разрезных траншей. Система разработки таких месторождений относится к группе сплошных систем (с постоянным положением рабочей зоны), так как практически зона по глубине за весь период эксплуатации месторождения остается неизменной (рисунок 2.5).

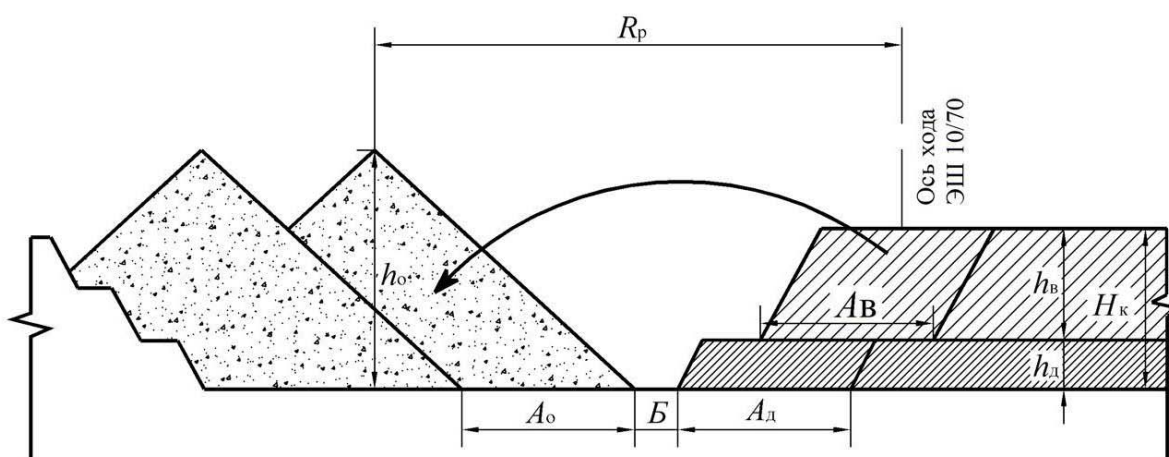


Рисунок 2.5. Схема сплошной системы разработки: H_k – глубина карьера, h_b – высота вскрышного уступа, h_d – высота добычного уступа, A_b – ширина вскрышной заходки, A_d – ширина добычной заходки, A_o – ширина отвальной заходки, B – транспортная полоса, R_p – радиус разгрузки экскаватора.

При разработке наклонных и крутых залежей в период эксплуатации ведутся вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. В этом случае положение рабочей зоны постоянно меняется, поэтому системы разработки таких месторождений относятся к группе углубочных систем – с переменным положением рабочей зон (рисунок 2.6).

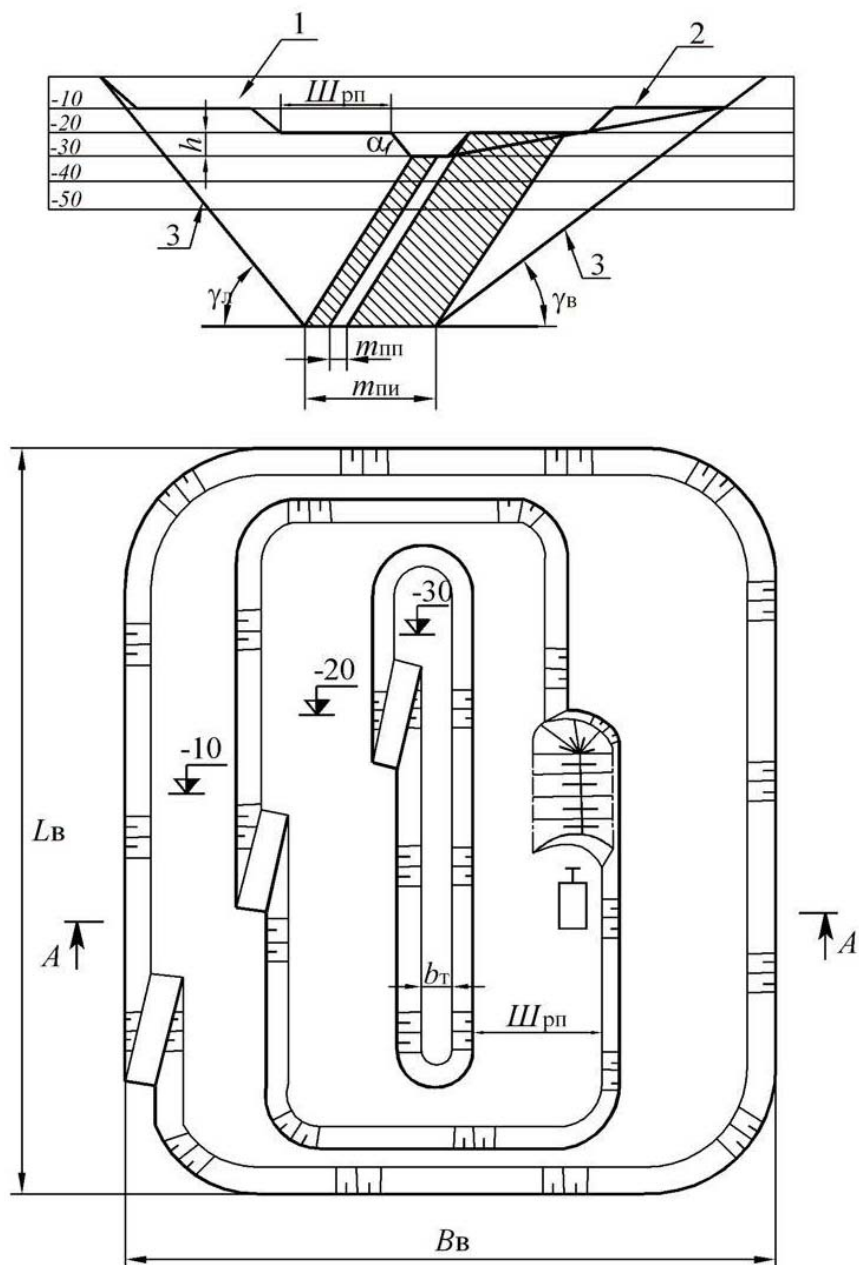


Рисунок 2.6. Элементы и параметры карьера: 1 – выработанное пространство; 2 – рабочий борт карьера; 3 – конечные контуры карьера; α – угол откоса уступа; φ – угол откоса рабочего борта; γ_B – угол откоса нерабочего борта со стороны висячего бока залежи; γ_D – угол откоса нерабочего борта со стороны лежачего бока залежи; Π – ширина рабочей площадки; h – высота уступа; H_K – конечная глубина карьера; B_K – ширина карьера по верхнему контуру; L_K – длина карьера по верхнему контуру; b_T – ширина траншеи

2.3. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ

Весь комплекс горных работ на карьерах можно разделить на связанные между собой производственные процессы. *Процесс* (от латинского слова – *processus* – продвижение) – совокупность последовательных действий для достижения какого-либо результата. При ведении горных работ общим результатом производственных процессов является добыча полезного ископаемого. *Основными производственными процессами* на карьерах, которые определяют характер производства, являются: подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение (транспортирование) горной массы, отвалообразование вскрышных пород и разгрузка или складирование полезного ископаемого.

2.3.1. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Подготовка горных пород к выемке заключается в разрушении массива различными способами на куски, удобные для последующей выемки, погрузки и транспортирования. *Рыхлые и мягкие породы* могут разрабатываться непосредственно из массива экскаваторами или другими выемочными машинами. *Подготовка плотных и наименее прочных полускальных пород* ведется обычно навесными рыхлителями на тракторах тяжелого типа. *Подготовка к выемке скальных и полускальных пород* осуществляется посредством буровзрывных работ, при этом кусковатость взорванных пород должна быть оптимальной.

Размеры максимально допустимого куска во взорванной горной массе определяются параметрами транспортных средств, дробилок и других приемных устройств, а также условиями работы оборудования.

Максимально допустимый линейный размер куска породы d_k (м), равен:

для одноковшовых экскаваторов – $d_k \leq \sqrt[3]{E}$;

для транспортных средств – $d_k \leq \sqrt[3]{V}$;

для конвейерного транспорта – $d_k \leq 0,5 \cdot B_k + 0,1$;

для дробилок – $d_k \leq (0,75 \div 0,85) \cdot A_d$,

где E – вместимость ковша экскаватора, m^3 ; V – вместимость кузова автосамосвала или думпкара, m^3 ; B_k – ширина конвейерной ленты, м; A_d – ширина приемного отверстия дробилки, м.

Куски, имеющие размеры больше допустимых, называют *негабаритными* и подвергают дополнительному дроблению.

Подготовку пород к выемке ведут следующими способами: механическими (используя органы горных машин), гидравлическими (нагнетанием, насыщением водой, растворением), физическими (токами высокой и промышленной частоты, электромагнитным полем, высокотемпературной газовой струей и пр.), химическими, с использованием энергии взрыва, комбинированными. На выбор способа подготовки влияют: вид и свойство пород, мощность предприятия, требования к качеству добываемого сырья, а также климатические условия.

Наиболее универсально и эффективно взрывное разрушение – основной способ подготовки к выемке на месторождениях с полускальными и скальными породами.

Под *взрывом* понимают чрезвычайно быстрые окислительные химические реакции с образованием новых соединений, выделением большого количества тепла (3400–6000 кДж/кг) и газов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды. В горной промышленности применяют взрывы с использованием химических взрывчатых веществ.

Взрывчатыми веществами (ВВ) называют химические соединения или механические смеси, которые под воздействием внешнего импульса (нагревание, трение, удар и т.д.) взрываются (детонируют). В химии известно большое количество химических соединений, которые способны под воздействием внешнего импульса взрываться. Но к промышленным ВВ (пригодным для промышленных взрывов) относятся соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически доступные в изготовлении, не меняющие своих физических и химических свойств при их длительном хранении.

Область применения различных ВВ обусловлена прочностью, обводненностью и трещиноватостью массива (таблица 2.1).

Для передачи максимальной энергии взрыва среде ВВ должно быть расположено, как правило внутри массива разрушаемой породы в искусственно создаваемых полостях. Цилиндрические полости именуют шпурами или скважинами. Скважины имеют диаметр более 75 мм и глубину свыше 5 м.

Таблица 2.1. Рекомендуемая область применения взрывчатых веществ

Условия применения ВВ	Рекомендуемые ВВ			
	Заводского изготовления		Изготовленные на прикарьерных пунктах и передвижных установках	
	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова		Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова	
	До 12	Более 12	До 12	Более 12
Сухие скважины, шурфы, траншеи	Граммонит 79/21 Гранулит М Гранулит АС-8	Граммонит 50/50 Граммонит 30/70 Гранитол 7А	Игданит Акватол Т-20 Ифзанит Т-20	Комбизар Акватол ГЛТ-20
Обводненные скважины, шурфы, траншеи	Гранулотол Гранитол 1 Эмульсолит П-Г	Гранулотол Граммонит 30/70 Граммонит 50/50 Эмульсолит П-А-20	Акватол Т-20 Ифзанит Т-20	Акватол Т-20 Акванал А-10

Процесс искусственного образования в массиве шпуров и скважин называют *бурением*. Для этой цели используют бурильные машины и агрегаты. Процесс бурения состоит в разрушении породы на забое буровым инструментом и ее удалении из шпура или скважины.

Для бурения шпуров и скважин применяют разнообразные сверла и молотки, буровые каретки, буровые станки и установки. При всех способах процесс бурения состоит из выполнения следующих основных операций:

- подготовка и установка бурильной машины для начала работ;
- бурение (разрушение породы) с очисткой забоя скважины от продуктов разрушения (буровой мелочи);
- наращивание бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборка после окончания работ;
- смена изношенного бурового инструмента;
- передвижение машины на новую точку бурения шпура или скважины.

В настоящее время применяют вращательное, ударное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение скважин, которые иногда называют механическими способами бурения.

При *вращательном* бурении инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважин и одновременно с определенным усилием подается на забой скважины. Величину усилия задают из расчета превышения предела прочности породы на вдавливание на площади контакта режущих лезвий инструмента с породой. При этом происходят последовательное скалывание частиц породы с забоя и углубление инструмента по винтовой линии. Удаление продуктов разрушения производят механическим способом с помощью витых штанг (при бурении шпуров), шнеков (при бурении скважин), промывкой забоя водой или продувкой

воздухом. Вращательное бурение применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 2-6$.

В горной промышленности применяют:

- вращательное бурение резцами шпуров с помощью ручных и колонковых сверл;
- вращательное (шнековое) бурение резцами скважин с помощью буровых станков типа СБР (см. прил. 5).

При *ударном* бурении с помощью ударника инструмент наносит удар по забою и разрушает породу под лезвием. После каждого удара инструмент поворачивается на некоторый угол, обеспечивая получение круглого сечения шпура или скважины.

Различают следующие виды ударного бурения:

Ударно-поворотное бурение обычными и погружными бурильными молотками, при котором инструмент поворачивается только в промежутках между ударами вмонтированным в молоток поворотным устройством.

Ударно-вращательное бурение погружными пневмоударниками и бурильными молотками с независимым вращением, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. Разрушение породы при этих двух способах бурения происходит только за счет его внедрения при ударах.

Вращательно-ударное бурение, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим (в 10 раз большим, чем при ударно-вращательном) осевым усилием инструменту. Разрушение происходит как за счет внедрения инструмента при ударах, так и за счет поворота при вращении инструмента.

Станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками (СБУ) применяются для бурения крепких и очень крепких, труднобуримых породах с $f > 10$ (см. прил.7).

Бурение *шарошечными долотами* относится к ударному, при долотах чистого качения и к вращательно-ударному при долотах, в которых зубцы наряду с перекатыванием по забою срезают ее скользящим движением вдоль поверхности забоя (долота со скольжением). Этот способ бурения один из самых распространенных и перспективных на карьерах. Для бурения пород с $f = 6-8$ используются станки легкого типа (СБШ-160), в породах с $f = 8-14$ – среднего типа (2СБШ-200-32, СБШ-250МНА-32), а при коэффициенте крепости пород $f > 14$ – станки тяжелого типа (СБШ-320-36, СБШ-400-55). Техническая характеристика станков шарошечного бурения приведена в прил.6.

На карьерах наиболее распространен метод скваженных зарядов. К основным параметрам взрывных скважин относятся диаметр (d_c), глубина (L_c) и угол наклона (β_c) (рисунок 2.7).

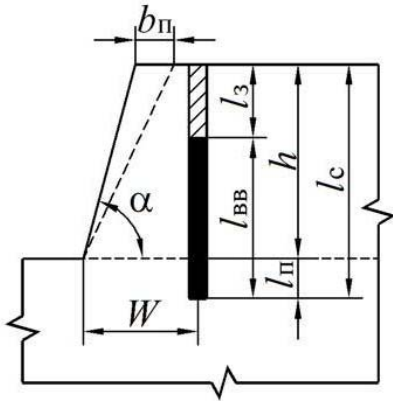
Диаметр скважины зависит от физико-механических свойств пород, диаметра бурового инструмента, требуемой степени дробления пород, масштаба и организации горных работ.

Глубина скважины определяется высотой взрываемого уступа h , углом наклона скважины к горизонту β_c и величиной перебура скважины l_n ниже отметки подошвы уступа. Перебур необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа.

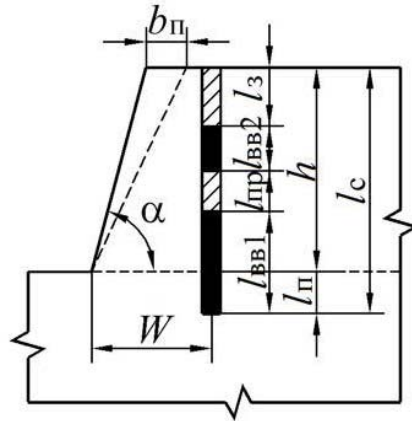
В зависимости от угла наклона скважины к горизонтальной плоскости различают горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины. В основном на карьерах применяют вертикальные скважины (см. рисунок 2.7 а, б). Горизонтальные скважины используют изредка и, как правило, в сочетании с вертикальными, для взрывания высоких уступов или их выполаживания (заоткоски) при подходе к предельному контуру. Наклонные скважины, пробуренные параллельно откосу уступа (см. рисунок 2.7 в, г), обеспечивают отрыв породы по линии скважины, высокую степень дроб-

ления и хорошую проработку подошвы, так как сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа.

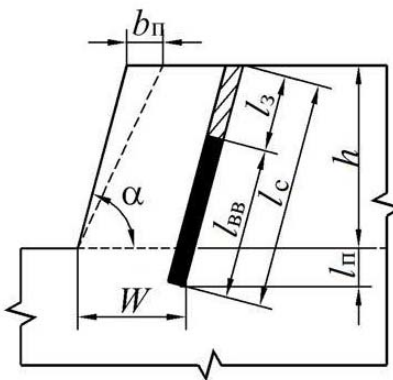
а



б



в



г

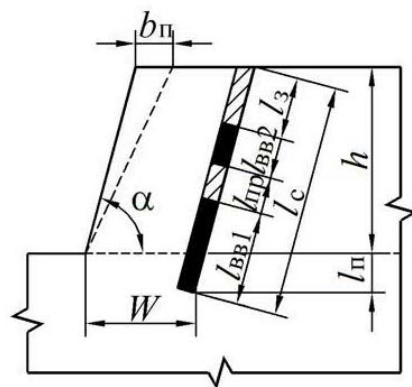


Рисунок 2.7. Конструкция скважинных зарядов: а – сплошной в вертикальных скважинах; б – рассредоточенный забойкой в вертикальных скважинах; в – сплошной в наклонных скважинах; г – рассредоточенный забойкой в наклонных скважинах

Заряд ВВ в скважине может быть сплошным или рассредоточенным (рисунок 2.7). Сплошные заряды применяют в обводненных и трудновзрываемых породах, располагается в нижней части скважины и воздействует в основном на нижнюю часть уступа. Поэтому при взрывании сплошных зарядов образуются негабариты. В рассредоточенных зарядах основную массы ВВ располагают в нижней части скважины, а один, реже – два одинаковых дополнительных заряда – в средней и верхней частях, что позволяет

улучшить дробление породы. Забойка скважины должна быть плотной, а ее длина достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны. Для забойки используют буровую мелочь, песок с размерами частиц до 50 мм.

Расположение скважин на уступе может быть однорядным и многорядным (рисунок 2.8). Основными параметрами расположения скважин являются: линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) W , расстояние a между скважинами в ряду, расстояние b между рядами скважин и число взрываемых рядов. Большое влияние на результаты взрыва оказывает величина W , которая зависит от диаметра скважины, высоты уступа и угла наклона его откоса, мощности ВВ, плотности заряжания. При завышении величины W плохо прорабатывается подошва уступа, а при ее занижении энергия взрыва в большей степени тратится на выброс, а не на дробление породы.

Значения a и b подбирают таким образом, чтобы наиболее равномерно распределить ВВ в массиве. Они зависят от взрываемости пород, диаметра скважины, требуемой степени дробления, высоты уступа и схемы взрывания.

На карьерах используют *мгновенный* порядок взрывания, когда все заряды взрываются одновременно, или *короткозамедленный*, когда интервалы между взрывами соседних зарядов измеряют миллисекундами. По сравнению с мгновенным взрыванием короткозамедленное обеспечивает повышение равномерности дробления, уменьшение выхода негабарита, снижение расхода ВВ на 10–15 %, сокращение ширины развала в 1,2–1,3раза. Наиболее эффективно многорядное короткозамедленное взрывание (МКЗВ)

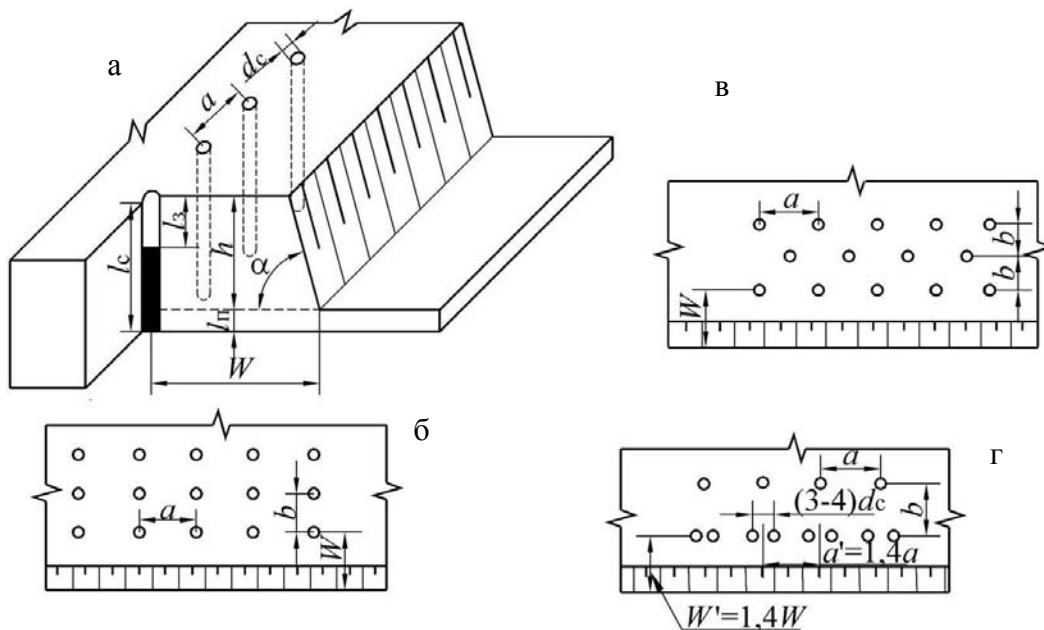


Рисунок 2.8. Схемы расположения скважин на уступе:
 a – однорядная; b и c – многорядная по квадратной и шахматной сетке;
 d – с парносближенными скважинами в первом ряду

Однорядное взрывание применяют при малых объемах взрывных работ, узких рабочих площадках или в случае ограничения массы заряда по сейсмическому воздействию на расположенные по соседству с карьером здания и сооружения.

При выборе схемы соединения зарядов (рисунок 2.9) учитывают взрываемость пород и число рядов скважин (таблица 2.2).

Таблица 2.2. Условия применения различных схем коммутации

Наименования схем коммутации	Взрываемость пород	Число рядов скважин
Порядная продольными рядами	Легковзрываемые	До 3
Порядная поперечными рядами	Средневзрываемые	3–4
Порядная через скважину	Легко- и средневзрываемые	2–5
С продольным врубом	То же	То же
С клиновым врубом	Трудновзрываемые	Не менее 4
С трапециевидным врубом	То же	То же
Диагональная	Средневзрываемые	То же

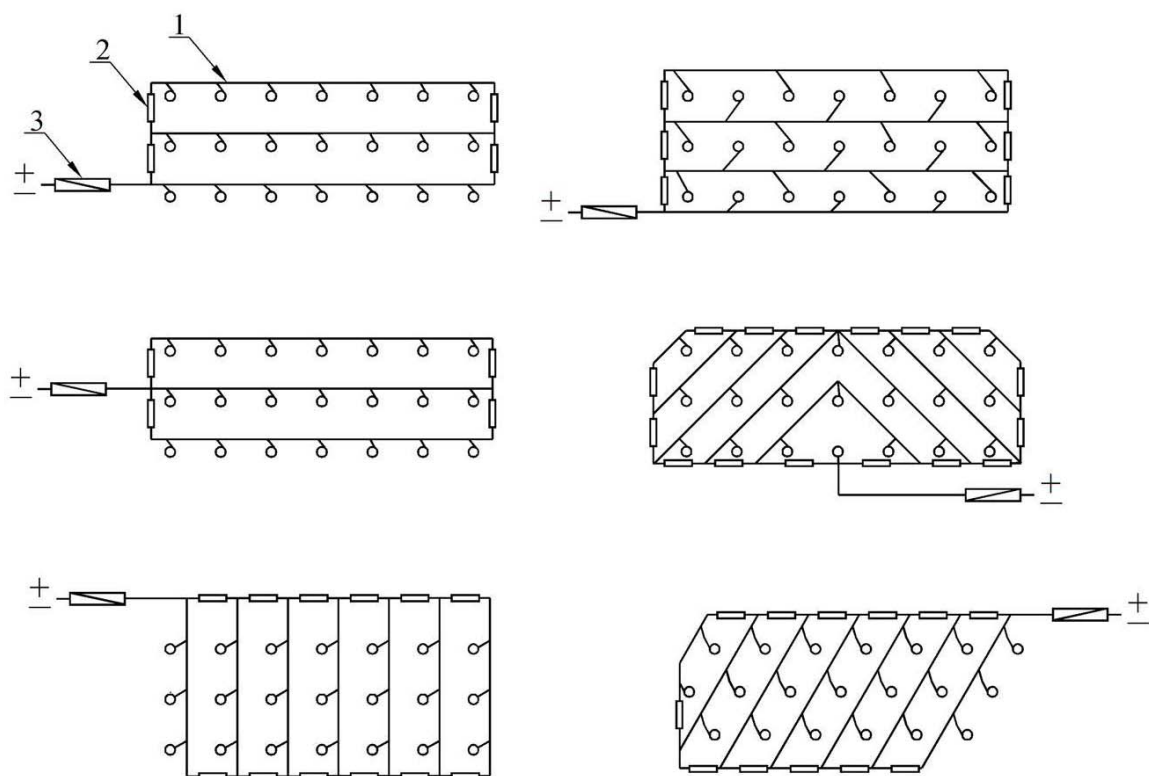


Рисунок 2.9. Схемы коммутации скважинных зарядов: а – порядная продольными рядами; б – порядная через скважину; в – с продольным врубом; г – с клиновым врубом; д – порядная поперечными рядами; е – диагональная; 1 – детонирующий шнур; 2 – пиротехническое реле РП; 3 – электродетонатор

К вспомогательным процессам при взрывном разрушении относятся погрузочно-разгрузочные работы, транспортирование ВВ к месту заряжения, заряжение и забойка скважин. Доставка ВВ в карьер и заряжение скважин осуществляются с помощью зарядных машин МЗ-3, МЗ-4 и др. Сменная производительность машин по зарядке составляет 15–20 т. Забойка скважин производится буровой мелочью или с помощью забоечных машин-бункеров ЗС-2 и ЗС-1Б, транспортирующих и засыпающих в скважину забоечный материал. Производительность их до 150 скважин в смену.

2.3.2. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

Выемочно-погрузочные работы заключаются в выемке горной массы из забоя и погрузке ее в средства транспорта или перемещении в отвал. В качестве выемочно-погрузочного оборудования на карьерах используются экскавационные машины циклического и непрерывного действия. В машинах циклического действия (одноковшовые экскаваторы, погрузчики, колесные скреперы, бульдозеры и др.) рабочий орган состоит только из одного ковша или режущего элемента (лемех бульдозера), периодически выполняющего функции выемки и перемещения горной массы. В машинах непрерывного действия (многоковшовые цепные и роторные экскаваторы и др.) ковши (черпаки) перемещаются по замкнутой траектории и создают непрерывный поток груза.

Для выемочно-погрузочных работ на карьерах наибольшее применение получили экскаваторы (выемочно-погрузочные машины). Черпание горной массы, ее перемещение к месту разгрузки, разгрузка и поворот к месту очередного черпания осуществляется одноковшовым экскаватором последовательно. В совокупности эти операции составляют рабочий цикл экскаватора. Многоковшовыми экскаваторами эти операции выполняются одновременно. Поэтому одноковшовые экскаваторы являются машинами циклического действия, а многоковшовые – машинами непрерывного действия.

Как одноковшовые, так и многоковшовые экскаваторы состоят из рабочего, механического, ходового и силового оборудования, рамы, кузова и механизмов управления.

По признаку конструктивной связи ковша со стрелой различают одноковшовые экскаваторы с жесткой связью (*прямая механическая лопата*,

обратная механическая лопата, гидравлический экскаватор) и одноковшовые экскаваторы с гибкой связью (*драглайн, грейфер*) (рисунок 2.10).

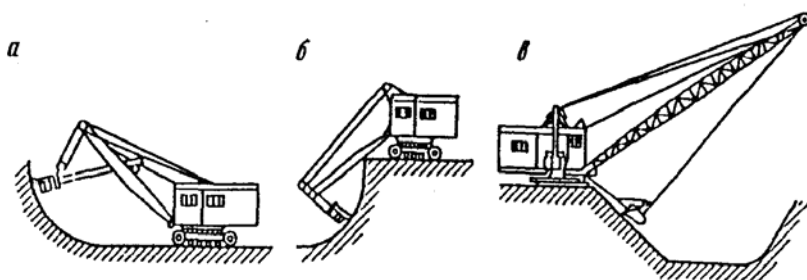


Рисунок 2.10. Одноковшовые экскаваторы:
а – прямая мехлопата; б – обратная мехлопата;
в – драглайн

По типу ходового оборудования одноковшовые экскаваторы разделяются на гусеничные, пневмоколесные, шагающие, плавучие, а многоковшовые – на гусеничные, шагающе-рельсовые, рельсо-гусеничные и на железнодорожном ходу.

В зависимости от силового оборудования как одноковшовые, так и многоковшовые экскаваторы бывают электрические, дизель-электрические и дизель-гидравлические. На карьерах в основном применяются электрические экскаваторы.

Отечественная промышленность выпускает шесть типов одноковшовых экскаваторов: строительные, карьерно-строительные, карьерные, гидравлические, вскрышные, шагающие.

Наибольшим разнообразием отличаются строительные экскаваторы с вместимостью ковша от 0,15 до 4 м³. Их оснащают дизельным, дизель-электрическим, электрическим приводом, сменным рабочим оборудованием прямой и обратной мехлопат, драглайна, крана, грейфера. Ходовое устройство гусеничное или пневмоколесное. Они предназначены в основном для производства земляных работ при сооружении различных объектов и вспомогательных работ в карьерах. В качестве основного выемочно-погрузочного оборудования их применяют на карьерах по добыче строительных горных пород с производственной мощностью 0,5–2 млн. м³/год.

Строительные экскаваторы имеют индекс ЭО (экскаватор строительный одноковшовый).

Карьерно-строительные гусеничные экскаваторы (ЭКСГ) выпускаются с вместимостью ковша 1,25–8 м³. Карьерные экскаваторы (ЭКГ) выпускают только с электрическим многодвигательным приводом на гусеничном ходу и оснащают рабочим оборудованием прямой мехлопаты. Их типоразмерный ряд представлен базовыми моделями с вместимостью ковшей от 2 до 20 м³. Их индекс, например, ЭКГ-8И, означает: экскаватор карьерный на гусеничном ходу с вместимостью ковша 8 м³ Ижорского завода. Ряд моделей имеет удлиненное оборудование для верхней погрузки (ЭКГ-4у, ЭКГ-6,3у). Техническая характеристика карьерных экскаваторов приведена в прил.1.



У гидравлических экскаваторов (ЭГ) все виды рабочих органов шарнирно связаны с неповоротной или частично поворотной платформой и перемещаются с помощью гидроцилиндров. Отечественный параметрический ряд карьерных гидравлических экскаваторов включает базовые модели с вместимостью ковшей от 8 до 50 м³. Их ходовое устройство – гусеничное, основное рабочее оборудование – прямая мехлопата, привод – электрический много двигательный. Группа цифр, расположенная за буквенным индексом, указывает на вместимость ковша в кубометрах (индекс ЭГ-12 означает: экскаватор гидравлический с вместимостью ковша 12 м³). Наряду с карьерными выпускается несколько моделей универсальных строительных гидравлических экскаваторов с вместимостью ковша до 4 м³

и сменным рабочим оборудованием: обратная мехлопата (реже прямая), грейфер, кран, гидромолот, зуб-рыхлитель и др. Ковш гидравлического экскаватора имеет три степени свободы, поэтому обладает разнообразной траекторией движения, обеспечивающей более эффективное использование мощности для внедрения и наполнения ковша, а также извлечения из забоев негабаритов. Большой интерес к гидравлическим экскаваторам обусловлен их главным технологическим преимуществом перед канатными – значительным увеличением усилий на рабочем органе без нарастания массы машины (экскаватор ЭГ-12 имеет массу 260–280 т при напорном усилии 1100 кН, а ЭКГ-12,5 – соответственно 684,5 т и 588 кН).

Вскрышные гусеничные экскаваторы (ЭВГ) оснащены прямой мехлопатой и многодвигательным электроприводом. Они снабжены удлиненными стрелой и рукоятью и предназначены в основном для перемещения породы в отвал. Ввиду большой массы экскаваторов их ходовое устройство многогусеничное с четырьмя спаренными гусеничными тележками. Вскрышные экскаваторы с вместимостью ковша до 15м³ маркируют подобно карьерным (ЭВГ-6, ЭВГ-15), а в индексе более мощных машин присутствуют две группы цифр – ЭВГ-35/65 (числитель означает вместимость ковша в м³, знаменатель – длину стрелы в м).

Шагающие экскаваторы (ЭШ) имеют рабочее оборудование драглайна. Ряд отечественных машин включает модели с ковшами вместимостью от 5 до 100 м³. Драглайны оснащены удлиненными стрелами и предназначены главным образом для непосредственной перевалки вскрышных пород в выработанное пространство карьера. Их маркировка схожа с маркировкой вскрышных экскаваторов – ЭШ-10/70 (числитель – вместимость ковша в м³, знаменатель – длина стрелы в м).

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются рабочие параметры, вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, давление на основание.

Рабочими параметрами мехлопат являются радиус и высота черпания и разгрузки, зависящие от длины рукояти и стрелы, угла наклона стрелы и размеров экскаватора (рисунок 2.11).

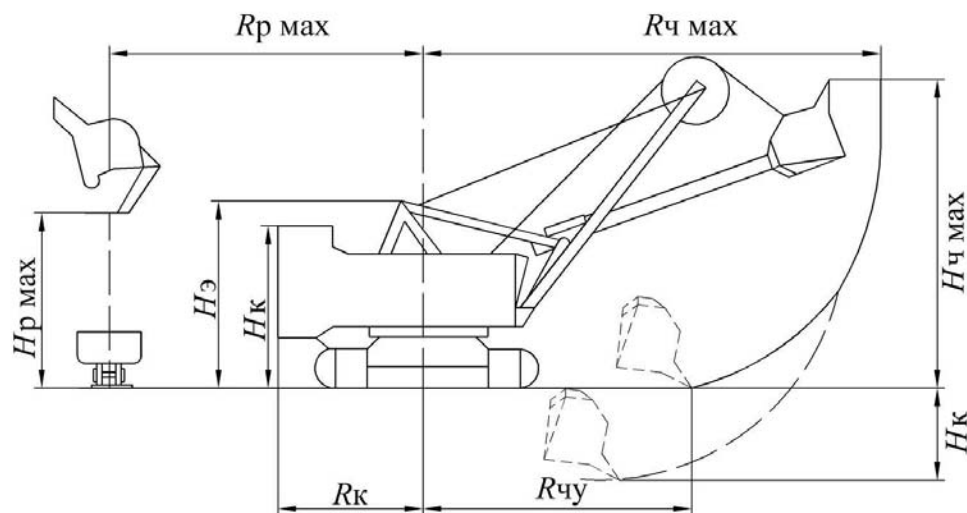


Рисунок 2.11. Рабочие параметры мехлопаты

Радиус черпания $R_{ч}$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Максимальный радиус черпания $R_{ч.max}$ соответствует максимально выдвинутой в горизонтальном положении рукояти. Минимальный радиус черпания $R_{ч.min}$ соответствует подтянутой к гусенице рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора. Радиус черпания на горизонте установки экскаватора $R_{ч.у}$ – максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора.

Высота черпания $H_{ч}$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Максимальная высота черпания $H_{ч.max}$ соответствует максимально поднятой рукояти. Различают высоту черпания при максимальном радиусе черпания, а также

максимальную глубину черпания H_k ниже горизонта установки экскаватора.

Радиус разгрузки R_p – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до центра ковша при выгрузке из него горной массы. Максимальный радиус разгрузки $R_{p.max}$ соответствует максимально выдвинутой горизонтально расположенной рукояти при разгрузке.

Высота разгрузки H_p – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки днища открытого ковша при разгрузке. Максимальная высота разгрузки $H_{p.max}$ соответствует максимально поднятому ковшу при разгрузке.

Рабочие параметры экскаватора ограничивают сферу его действия и определяют размеры забоя.

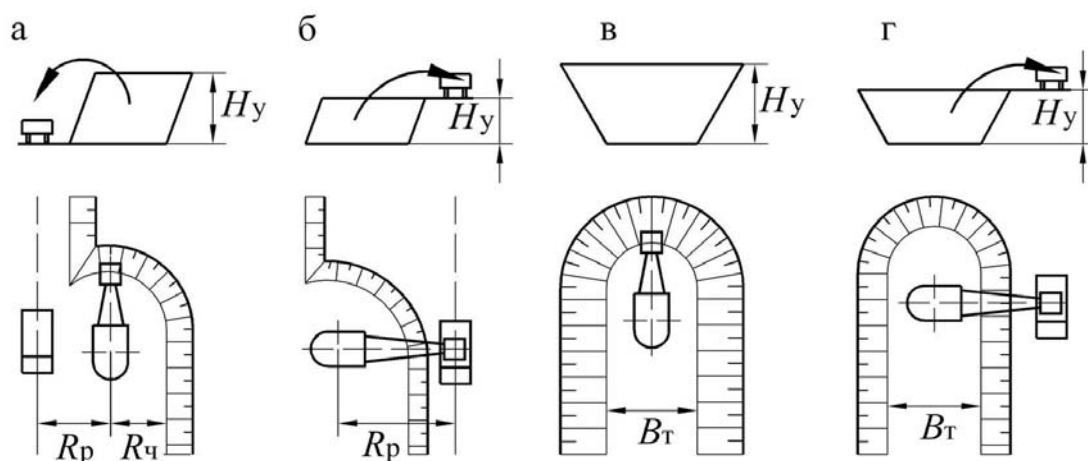


Рисунок 2.12. Типы экскаваторных забоев: а – боковой с нижней погрузкой; б – то же с верхней погрузкой; в –траншейный с нижней погрузкой; г –то же с верхней погрузкой

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения кузова R_k и высотой экскаватора H_3 (см. рисунок 2.11). Радиус вращения кузова определяет возможное положение экскаватора в забое и ширину проводимых траншей. Высота экскаватора соответствует вертикальному расстоянию от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх несъемной его части.

Карьерные механические лопаты с электрическим многодвигательным приводом, на гусеничном ходу применяются для выемки мягких и разрушенных пород любой кусковатости. Они используются на карьерах любой производственной мощности с применением наиболее распространенной нижней погрузки.

Выемка пород мехлопатами ведется торцевым (боковым), продольным (фронтальным) или тупиковым забоями (рисунок 2.12).

Для верхней погрузки предпочтительны экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием. При равном объеме ковша техническая производительность экскаватора с удлиненным оборудованием на 20–40 % ниже, чем обычных лопат. Верхняя погрузка эффективна в тех случаях, когда в результате улучшения транспортного обслуживания повышается эксплуатационная производительность экскаваторов, сокращаются затраты на транспортирование пород, улучшаются показатели горных работ карьера.

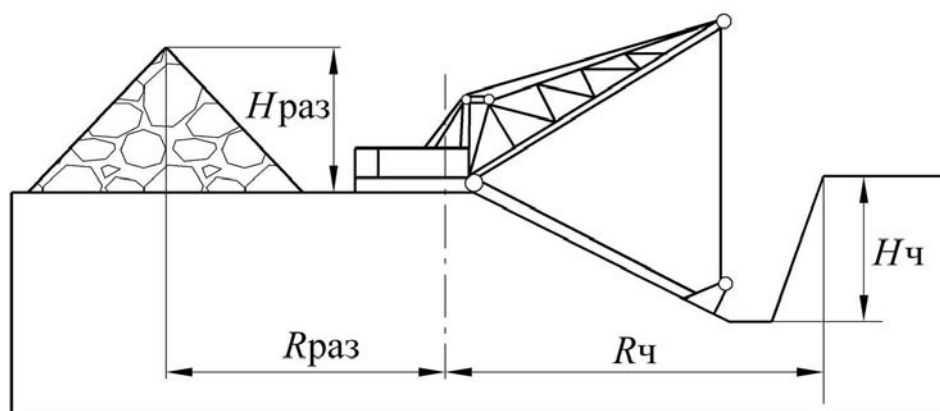


Рисунок 2.13. Рабочие параметры драглайна

Рабочими параметрами драглайнов являются *радиус черпания* $R_ч$, *глубина черпания* $H_ч$, *радиус разгрузки* $R_р$, *высота разгрузки* $H_р$ (рисунок 2.13). Они зависят от длины стрелы и угла ее наклона. Различают радиус черпания без заброса ковша и радиус черпания с забросом ковша $R_{ч.з}$.

Главным для многоковшовых и роторных экскаваторов является то, что их работа основана на поточности всего комплекса производственных

процессов выемки, транспортирования, разгрузки и отвалообразования. Применение этих машин возможно только на рыхлых или сыпучих породах и лишь в теплое время года.

На открытых горных работах также применяются *выемочно-транспортирующие машины* (скреперы, бульдозеры, одноковшовые погрузчики), предназначенные для выемки и перемещения горных пород в рабочем органе на экономически целесообразное расстояние с дальнейшей укладкой в отвал или погрузкой в средства транспорта.

На карьерах с годовым объемом работ до 3 млн. т и расстоянием транспортирования 0,3–0,5 км в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования используются колесные скреперы и одноковшовые погрузчики.

Колесный скрепер – самоходный или прицепной к тягачу агрегат, служащий для зачерпывания, перемещения и разгрузки породы (рисунок 2.16). Тягачом скрепера могут быть трактор К-700, автомобили типа МАЗ или БелАЗ. Вместимость ковша скрепера составляет 6–15 м³, а у мощных – от 15 до 40 м³. Производительность скреперов с ковшом вместимостью 15 м³ составляет от 250 до 400 м³/ч. Условия, при которых колесные скреперы обеспечивают высокие показатели работ: месторождения должны быть представлены полностью или частично рыхлыми породами, плотные породы перед выемкой должны рыхлиться; влажность пород не должна превышать 15–20 %; содержание валунов в породе должно быть небольшим.

Одноковшовый погрузчик (рисунок 2.17) представляет собой колесное самоходное шасси с опускающейся стрелой, на конце которой шарнирно закреплен ковш. Современные погрузчики типа ПГ-10, ПГ-15, ПГ-25 имеют ковш вместимостью соответственно 6; 7,5 и 14,25 м³. Сменная производительность погрузчиков достигает 4000 т.



Рисунок. 2.16. Самоходный скрепер



Рисунок. 2.17. Одноковшовый погрузчик

2.3.3. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ

Карьерный транспорт – это комплекс средств перемещения горной массы (вскрыши и полезного ископаемого) от забоев до пунктов разгрузки. Он является связывающим звеном в общем технологическом процессе и одним из наиболее трудоемких и дорогих. Затраты на транспортирование и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45–50 %, а в отдельных случаях 65–70 % общих затрат на добычу полезного ископаемого.

Специфика горных работ обуславливает следующие основные особенности работы карьерного транспорта:

- односторонняя направленность грузов от забоев до пунктов приема; холостые пробеги транспортных средств составляют 50 % от общего пробега;
- сосредоточенная направленность карьерных грузов;
- короткие расстояния перемещения грузов (от десятков метров до нескольких километров);
- быстрая оборачиваемость транспортных средств, значительная грузонапряженность путей и дорог, высокие показатели грузооборота при ограниченном числе транспортных единиц;
- жесткая зависимость работы карьера от работы транспорта;

– значительные технологические простои подвижного состава в течение транспортного цикла (погрузка, разгрузка, ремонт, профилактический осмотр и др.);

– нестационарность пунктов погрузки горной массы (забоев) и выгрузки вскрышных пород (отвалы), ведущих к систематическому переустройству транспортных коммуникаций;

– сложная организация перемещения полезного ископаемого при селективной его выемке при разработке сложноструктурных залежей;

– значительная плотность, повышенная крепость и абразивность, неоднородная кусковатость пород, ударные воздействия при погрузке и выгрузке, что предъявляет особые требования к прочности транспортного оборудования;

– тяжелые условия перемещения горной массы из карьера (подъемы, уклоны).

На открытых горных работах используются в той или иной мере почти все известные виды и технические средства перемещения грузов. Это объясняется главным образом многообразием горнотехнических условий. На выбор транспорта оказывают влияние физико-механические свойства разрабатываемых пород, горно-геологические условия залегания месторождений (мощность вскрышных пород и полезного ископаемого, форма залежи, обводненность и др.), размеры грузооборота, система разработки, типы и параметры выемочно-погрузочного оборудования, дальность транспортирования, разность отметок между конечными пунктами, климат района и др. В зависимости от совокупности этих условий в каждом конкретном случае оказывается наиболее эффективным применение определенного вида транспорта.

Каждый вид карьерного транспорта характеризуется своими техническими и стоимостными показателями. Основным показателем любой

транспортной единицы является ее производительность, которая определяется количеством груза (в тоннах или кубических метрах), перемещаемого за определенный период времени. Производительность зависит в основном от времени рейса и грузоподъемности транспортного сосуда.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризует *грузооборот* – количество полезного груза в тоннах или в кубических метрах, перемещаемого в единицу времени (час, смена, сутки, год). Масштаб горных работ на карьере определяется величиной грузооборота. Его слагают объемы вскрышных пород, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов. Под грузопотоком понимается направление перемещения грузов определенного качества, сравнительно устойчивое во времени и по объему перевозок. При формировании грузопотоков стремятся к разделению грузов по качественному признаку (вскрышные породы и полезное ископаемое) и пунктам назначения.

В зависимости от принципа действия различают транспорт циклического (прерывного) и непрерывного действия. Продолжительность цикла (оборота) складывается из продолжительности погрузки, продолжительности движения с грузом к пункту разгрузки, продолжительности разгрузки, продолжительности движения к месту погрузки и продолжительности пауз между перечисленными операциями. При циклическом транспорте (железнодорожный, автомобильный) погрузка, движение с грузом, разгрузка и движение без груза осуществляются последовательно. При транспорте непрерывного действия (конвейерный, гидравлический) эти операции совмещаются.

Наибольшее распространение на карьерах получил железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт, а также комбинированный. В ограниченных условиях эффективно применение скиповых подъемни-

ков, канатно-подвесных дорог, гидравлического трубопроводного транспорта, конвейерных поездов, вертолетов и других.

Железнодорожный транспорт рекомендуется применять на карьерах с большим годовым грузооборотом (10–15 млн. т и более) при длине транспортирования 4 км и более. Для железнодорожного транспорта необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 300–500 м), кривые большого радиуса (не менее 100–120 м), небольшие подъемы и уклоны путей (до 2–3 %, реже 4–6 %). При использовании новейших тяговых агрегатов и уклонах путей до 6 % глубина применения железнодорожного транспорта увеличивается до 300–350 м.

Преимущественному применению железнодорожного транспорта способствуют следующие его достоинства:

- возможность использования любых видов энергии и типов локомотивов;
- сравнительно небольшой расход энергии на перемещение грузов вследствие малого удельного сопротивления движению подвижного состава по рельсовым путям;
- прочность, надежность, сравнительно большой срок службы подвижного состава (до 20–25 лет), что сокращает амортизацию и расходы на ремонт и текущее содержание транспорта;
- возможность достижения практически любой производительности без ограничения в расстоянии перевозки;
- возможность автоматизации движения транспортных средств и управления транспортными операциями;
- сравнительно небольшой штат поездных бригад;
- низкие затраты на 1 т·км перевозки (меньше, чем при автомобильном и конвейерном транспорте в 4–6 раз);
- надежность работы в любых климатических и горно-

геологических условиях.

Основные недостатки железнодорожного транспорта:

- высокие требования к плану и профилю пути;
- большие радиусы кривых пути;
- небольшие подъемы и уклоны путей;
- большая протяженность фронта работ на уступах;
- резкое возрастание объемов капитальных траншей и общего объема горно-капитальных работ, необходимых для создания транспортного доступа к полезному ископаемому;
- большие капитальные затраты на транспорт;
- усложнение организации движения, снижение маневренности при транспортных операциях и выемочно-погрузочных работах из-за рельсовой колеи;
- высокая трудоемкость передвижки и поддержания путей.

Средствами железнодорожного транспорта являются рельсовые пути и подвижной состав. Рельсовые пути на карьерах бывают стационарными и временными, периодически перемещаемыми вслед за подвиганием фронта работ на уступах. Ширина колеи равна 1524 мм. Стандартная длина шпалы 2700 мм, рельса 12,5 и 25 м. Основным типом рельсов являются Р-50 и Р-65, а также Р-75. Скорость движения на стационарных и временных путях составляет соответственно 30–40 и 15–20 км/ч.

Технологический подвижной состав состоит из локомотивов и вагонов. В качестве локомотивов применяются электровозы, тепловозы, тяговые агрегаты. Контактные электровозы Д-94, Д-100М, ЕЛ-1, 13Е-1 работают на постоянном токе напряжением 1500–3000 В. Тепловозы исключают наличие контактной сети, обладают высоким КПД, равным 24–26 %. Тяговые агрегаты ОПЭ-1, ОПЭ-2 – это сочетание электровоза управления, секции автономного питания (дизельной секции) и нескольких моторных

вагонов. Устраняется потребность в контактной сети на передвижных путях.

Для перевозки полезных ископаемых из карьера используют полувагоны (гондолы) грузоподъемностью 63, 94, 125 и 140 т и «хopperы» грузоподъемностью 65 т. У вагонов типа «гондола» дно составлено из отдельных щитов, укрепленных на шарнирах у хребтовой балки. Опущенные вниз щиты образуют наклонные плоскости, по которым груз высыпается на обе стороны от оси пути. Вагон типа «хopper» имеет наклонные торцевые стенки и разгружается через люки, расположенные ниже рамы вагона. Груз сыпается между рельсами или на стороны. Техническая характеристика вагонов, применяемых на карьерах, приведена в прил. 4.

Для перевозки горных пород применяются саморазгружающиеся вагоны-думпкары с односторонней или двухсторонней разгрузкой грузоподъемностью 60, 85, 105, 140 и 180 т. Они должны выдерживать большие ударные нагрузки и иметь повышенную устойчивость. Техническая характеристика думпкаров приведена в прил. 3.

Основные параметры карьерных вагонов-думпкаров: грузоподъемность, вместимость, коэффициент тары, число осей, нагрузка от колесной пары на рельсы, нагрузка на 1 м пути, радиус вписывания в кривые и линейные размеры.

Автомобильный транспорт применяется главным образом на карьерах с небольшим годовым грузооборотом (до 15–20 млн. т) при расстоянии транспортирования до 4–5 км.

Преимущественному применению автомобильного транспорта способствуют следующие его достоинства:

- автономность энергоисточника, большая маневренность и взаимная независимость работы автосамосвалов;
- невысокая требовательность к плану и профилю автомобильных

трасс (допускаемые радиусы составляют 15–25 м, подъемы и уклоны – до 8–12 %) позволяют уменьшить объемы капитальных траншей и сократить сроки и стоимость строительства карьеров;

- возможность лучшего использования экскаваторов за счет практически непрерывной подачи автосамосвалов под погрузку;

- возможность существенного увеличения темпов понижения горных работ и скорости подвигания забоев;

- более эффективное производство отдельной выемки при разработке сложноструктурных залежей и транспортировки многосортных полезных ископаемых;

- целесообразность применения для разработки небольших месторождений с малыми запасами и сроком существования карьеров, при малых размерах карьерных полей в плане и неблагоприятной их конфигурации, при сложной топографии поверхности и др.

Основные недостатки автомобильного транспорта:

- небольшие пределы рациональной дальности перевозок;

- высокая интенсивность движения, большой парк автосамосвалов и штат водителей при больших грузооборотах;

- снижение эффективности работы автотранспорта из-за недостаточной надежности и коротких сроков эксплуатации парка автомашин при отсутствии необходимой ремонтной базы;

- удорожание автотранспорта из-за необходимости систематического поддержания и ремонта дорог;

- зависимость от климатических условий (частые простои транспорта при дождях и снегопадах).

Производительность и эффективность работы автотранспорта во многом определяется качеством карьерных дорог, которые подразделяются на временные и постоянные. К временным относят дороги в забоях и на

отвалах, периодически перемещаемые вслед за продвижением фронта работ. К постоянным относят дороги на поверхности и в капитальных траншеях. Ширина проезжей части зависит от габаритов подвижного состава, числа полос и скорости движения. На двухполосных дорогах ширина изменяется от 10 м (для автосамосвалов грузоподъемностью 27 т) до 20 м (для автосамосвалов грузоподъемностью 160–180 т), а при однополосном движении – от 5,5 до 9 м.

Подвижной состав карьерного автотранспорта представлен автосамосвалами. Наибольшее применение при транспортировании породы по-



Рисунок 2.18. Автосамосвал БелАЗ

лучили автосамосвалы Беларусского автозаводы (БелАЗ) грузоподъемностью 27, 40, 75, 110 и 180 т (рисунок 2.18). Для транспортирования угля применяются углевозы – самосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью 40 и 105 т и полуприцепы уг-

левозы БелАЗ грузоподъемностью 120 т с донной разгрузкой.

Эффективность использования автотранспорта на карьерах в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. Это в свою очередь зависит от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок, условий работы экскаваторов и числа автосамосвалов, находящихся одновременно в забое. Автосамосвалы следует устанавливать так, чтобы обеспечить минимальный угол поворота экскаватора при погрузке. Рациональное отношение емкости

кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора должно находиться в пределах 4–10.

Основными параметрами карьерных автосамосвалов являются грузоподъемность, мощность двигателя, емкость кузова, колесная формула, минимальный радиус поворота. Колесная формула (например, 4х2) показывает, что всего колес 4, из них 2 ведущих. Срок службы шин 25–40 тыс. км. Срок службы автосамосвала 5–6 лет, их пробег за это время составляет 220–300 тыс. км. При увеличении грузоподъемности автосамосвалов показатели их работы улучшаются.

Конвейерный транспорт применяется преимущественно для перемещения мягких пород и угля, а также мелкораздробленных скальных пород (размер куска 0,4–0,5 м). Этот вид транспорта наиболее эффективен при годовом грузообороте 20–30 млн. т и более для перемещения пород на карьерах глубиной 150 м и более при расстоянии транспортировки 4–6 км на равнине и 10–15 км в пересеченной местности. Его достоинства: непрерывность и ритмичность перемещения грузов, использование на пересеченной местности, высокая производительность, простота конструкции и эксплуатации, возможность полной автоматизации и преодоления подъемов до 22° (специальными конвейерами – до 30°–45°).

Недостатки – ограниченная область применения (свойствами и кусковатостью пород); зависимость от климатических условий (налипание, намерзание влажной породы, потеря эластичности и упругости ленты при отрицательной температуре); значительный износ дорогостоящей ленты.

Из всех известных типов конвейеров (ленточные, ленточно-канатные, ленточно-цепные, пластинчатые) на карьерах наибольшее применение получили ленточные конвейеры типа КЛШ-500, КЛШ-800, С-160 с шириной ленты от 1000 до 3600 мм и скоростью движения от 2 до 6 м/с.

Конвейерная лента является одновременно и грузонесущим, и тяговым органом. На открытых горных работах наибольшее применение получили резинотканевые многопрокладные ленты. Длина става конвейера с одним приводом составляет 400–1500 м.

С увеличением глубины карьеров неизбежен переход на комбинированное перемещение грузов.

Комбинированный транспорт – при нем последовательно используются для перемещения одного и того же груза различные виды транспорта, каждый в наилучших для него условиях.

Наибольшее распространение получила комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта, при которой горная масса доставляется из забоев автотранспортом до перегрузочных пунктов, а затем железнодорожным на поверхность до отвалов. Этот вид комбинации эффективен на нижних уступах при глубине 120–150 м.

Комбинация автомобильного транспорта с конвейерным или скиповыми подъемниками применяется для глубоких горизонтов карьера, расположенных ниже 120–150 м от поверхности. Здесь горная масса выдается на поверхность по кратчайшему пути.

На высокогорных карьерах, где спуск горной массы при перепаде высот 200–800 м другими средствами затруднен, небезопасен и требует больших затрат, применяется комбинация автомобильного транспорта с рудоспусками или подвесными канатными дорогами.

2.3.4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

Технологический процесс размещения пустых пород, удаляемых при разработке месторождений открытым способом, называется *отвалообразованием*. Отвалообразование вскрышных пород производится на специ-

ально отведенных для этих целей площадках, называемых *отвалами*. Отвалы в комплексе с техническими устройствами, средствами механизации составляют отвальное хозяйство карьеров.

Отвал вскрышных пород имеет форму неправильной усеченной пирамиды. Он характеризуется следующими параметрами: высотой и числом уступов (ярусов), углом откоса уступов, результирующим углом откоса отвала, приемной способностью, длиной и способом перемещения отвального фронта работ, размерами в плане и др.

Высота отвального уступа зависит в основном от физико-технических свойств складироваемых пород и пород, лежащих в основании отвала, а также от средств механизации отвальных работ. Увеличение высоты отвального уступа и отвала в целом ведет к уменьшению занимаемых площадей под отвалы, объема работ по строительству и содержанию транспортных коммуникаций и к увеличению производительности отвального оборудования. Число отвальных уступов определяется в зависимости от площади, отводимой под отвалы, и общего объема вскрышных пород. Ограничивающим фактором возможного числа уступов на отвале является общая рациональная высота отвала и несущая способность пород, лежащих в основании отвала. В практике открытых работ имеются отвалы с различным числом уступов.

Угол откоса отвальных уступов обычно равен углу естественного откоса пород, размещаемых в отвале. Он зависит от физико-технических свойств пород, их степени разрыхления и влажности и изменяется в пределах 30–40°.

Часть периметра отвала, на котором происходят прием и размещение вскрышных пород, составляет фронт отвальных работ. Разбивка фронта отвальных работ на отдельные участки (тупики) позволяет рассредоточить по фронту основные и подготовительные работы при отвалообразовании.

Длина отдельного тупика изменяется в широких пределах и зависит в основном от принятого способа механизации отвальных работ, площади отвала, объема вскрышных пород, размещаемых в отвале.

Потребное число отвальных тупиков определяется грузооборотом карьера по вскрыше и приемной способностью отвального тупика.

Процесс отвалообразования включает возведение первоначальных отвальных насыпей, разгрузку и складирование вскрышных пород, планировку поверхности отвала и перемещение транспортных коммуникаций на отвале.

Возведение первоначальных насыпей имеет целью образование необходимого фронта отвальных работ при определенной высоте отвального уступа. Ширина первоначальной насыпи поверху должна составлять 7–10 м с целью обеспечения нормального расположения транспортных коммуникаций.

При возведении отвала на косогоре сначала на его склоне (на отметке поверхности отвала) сооружается горизонтальная площадка для расположения транспортных коммуникаций. Заполнение отвала производится в сторону пониженных отметок. Допустимая высота отвала ограничивается условиями его устойчивости.

При возведении отвала на равнине первоначальная насыпь сооружается из пород выемки, проводимой вблизи насыпи параллельно ее оси, или из вскрышных пород. В зависимости от типа вскрышных пород и вида карьерного транспорта первичная насыпь может сооружаться драглайнами, мехлопатами, бульдозерами и колесными скреперами.

Выбор средств механизации для складирования пород зависит в основном от физико-технических свойств вскрышных пород и видов карьерного транспорта (таблица 2.3).

Таблица 2.3. Средства механизации отвальных работ

Транспорт	Средства механизации для складирования пород	
	скальных	рыхлых
Железнодорожный	Мехлопаты, отвальные плуги, бульдозеры	Мехлопаты, драглайны, абзетцеры, бульдозеры
Автомобильный	Бульдозеры	Бульдозеры
Конвейерный	Консольные отвалообразователи	Консольные отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты

Планировка поверхности отвала осуществляется для обеспечения передвижки путей и конвейеров, трассирования отвальных автодорог и последующей рекультивации. Планировка, как правило, производится бульдозерами.

Перемещение транспортных коммуникаций на отвале носит периодический характер и производится после отсыпки отвальной заходки. Перемещение отвальных коммуникаций аналогично перемещению временных путей на карьере.

Отвалы бывают *внутренние и внешние*. Внутренние отвалы располагаются в выработанном пространстве карьера, внешние – за его пределами. Внутренние отвалы возможны при разработке месторождения с углом падения не более 12°. Для перемещения породы во внутренние отвалы применяют мощные драглайны с вместимостью ковша 25–80 м³ и длиной стрелы до 100 м (ЭШ-25/100, ЭШ-80/100), механические лопаты с вместимостью ковша 35 м³ и длиной стрелы до 65 м (ЭВГ-35/65, ЭВГ-100/70).

Внешнее отвалообразование применяется при разработке наклонных и крутонаклонных месторождений. Для складирования пород при транспортировании их на внешние отвалы используются механические лопаты, драглайны, отвальные плуги, абзетцеры и бульдозеры.

При транспортировании пород железнодорожным транспортом наиболее распространено экскаваторное отвалообразование. В качестве от-

вального оборудования применяют мехлопаты, драглайны, отвальные многоковшовые экскаваторы-абзетцеры.

При использовании мехлопат технология отвалообразования следующая (рисунок 2.22). Отвальный уступ H_o высотой от 10–15 до 20–40 м разделен на два подступа (h_1 и h_2). Экскаватор располагается на кровле нижнего подступа на 4–7 м ниже кровли верхнего подступа, на которой расположен железнодорожный путь. Порода разгружается из думпкаров в приемную яму длиной $l_6 = 20–25$ м, глубиной $h_5 = 0,8–1,0$ м и вместимостью 200–300 м³. Экскаватор переваливает эту породу в трех направлениях: вперед по ходу экскаватора, в сторону под откос отвала и назад, создавая при этом заходку, высота которой должна быть выше уровня железнодорожных путей на 0,5–1,0 м (h_3). При использовании на отвалах экскаваторов ЭКГ-8И ширина отвальной заходки (или шаг передвижных путей) практически составляет 30 м, а высота верхнего подступа – 7 м.

Объем путепереукладочных и путеремонтных работ на отвалах может быть значительно снижен при использовании драглайнов (рисунок 2.23). Ширина отвальной заходки для экскаваторов ЭШ-10/70, ЭШ-15/90 может достигать 90–162 м. Недостатки драглайнового отвалообразования: меньшая производительность по сравнению с мехлопатами, затруднительность работы при тумане, снегопаде или сильном ветре.

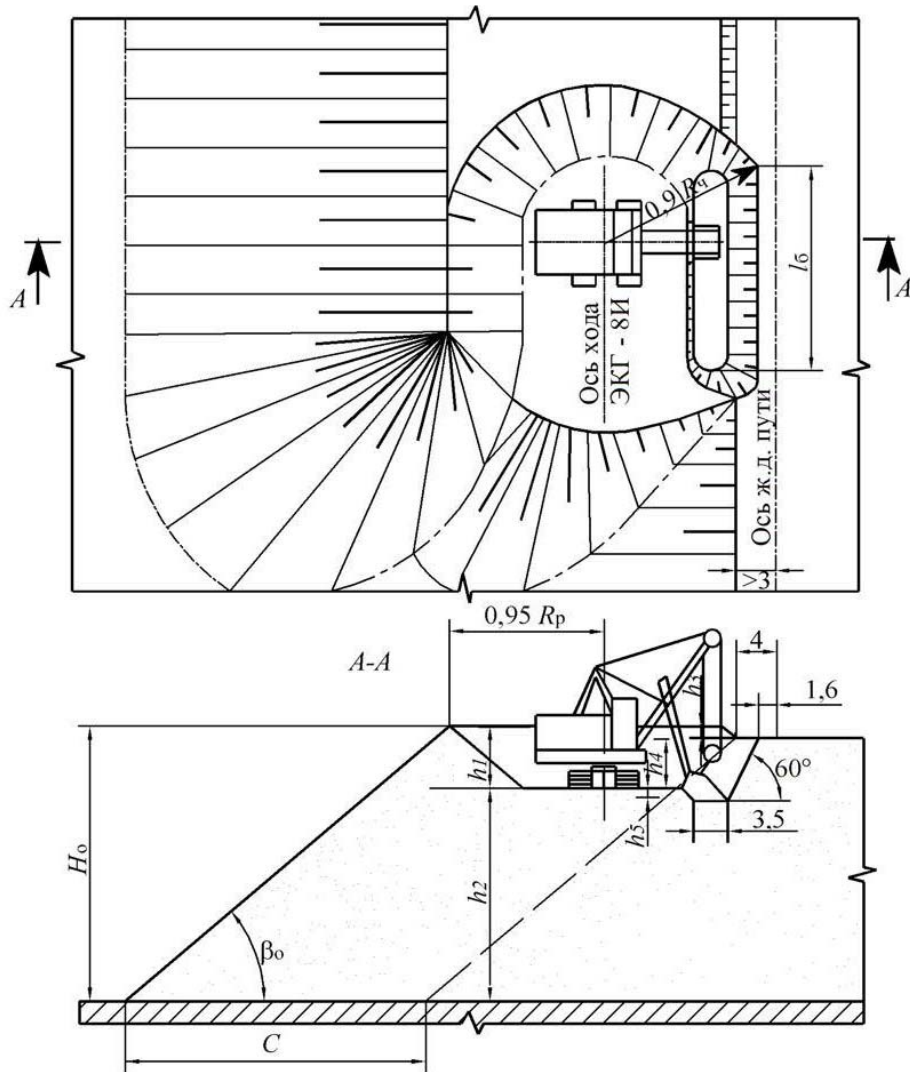


Рисунок 2.22. Схема отвалообразования с использованием мехлопаты

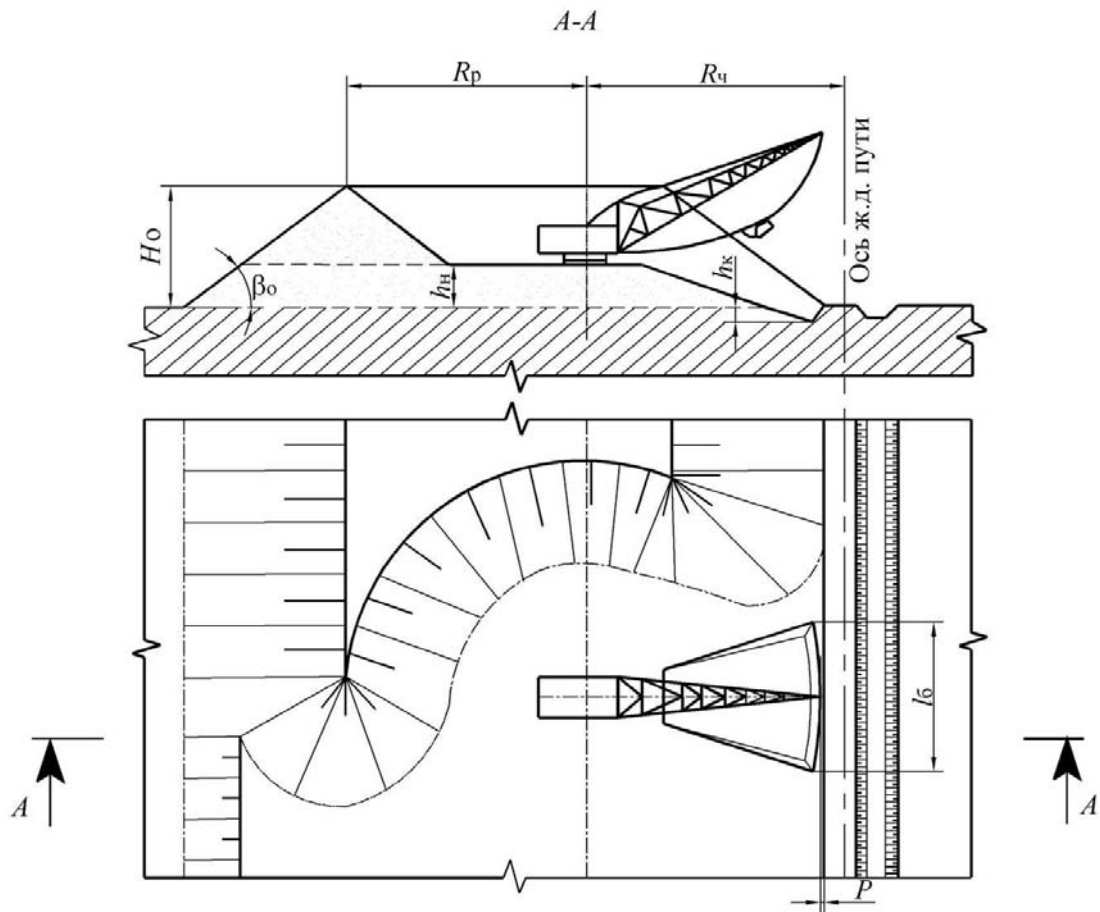


Рисунок 2.23. Схема отвалообразования с использованием драглайна

В качестве отвалообразующего механизма при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом применяются бульдозеры на базе тракторов ДЭТ-250, Т-330 и Т-500, а в благоприятных рельефных условиях (глубокие овраги, балки) применяют драглайны ЭШ-10/70 и ЭШ-13/50.

Процесс бульдозерного отвалообразования включает разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа, перемещение пород под откос уступа, планировку поверхности отвала, ремонт и содержание автодорог.

Заполнение отвала осуществляется периферийным или площадным способом. В первом случае автосамосвалы разгружаются по фронту работ прямо под откос (при устойчивых отвалах) или на расстоянии 3–5 м от откоса (рисунок 2.24). Затем порода бульдозерами перемещается под откос.

Бульдозерный отвал в этом случае развивается в плане. При площадном способе автосамосвалы разгружаются по всей площади отвала. Поверхность отвала планируется бульдозерами, а затем укатывается катками. После этого отсыпается следующий слой и т. д. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали. Более экономичным является периферийный способ, при котором меньше планировочных и дорожных работ. Площадный способ используется редко (в основном при складировании малоустойчивых мягких пород и при создании первоначальной насыпи).

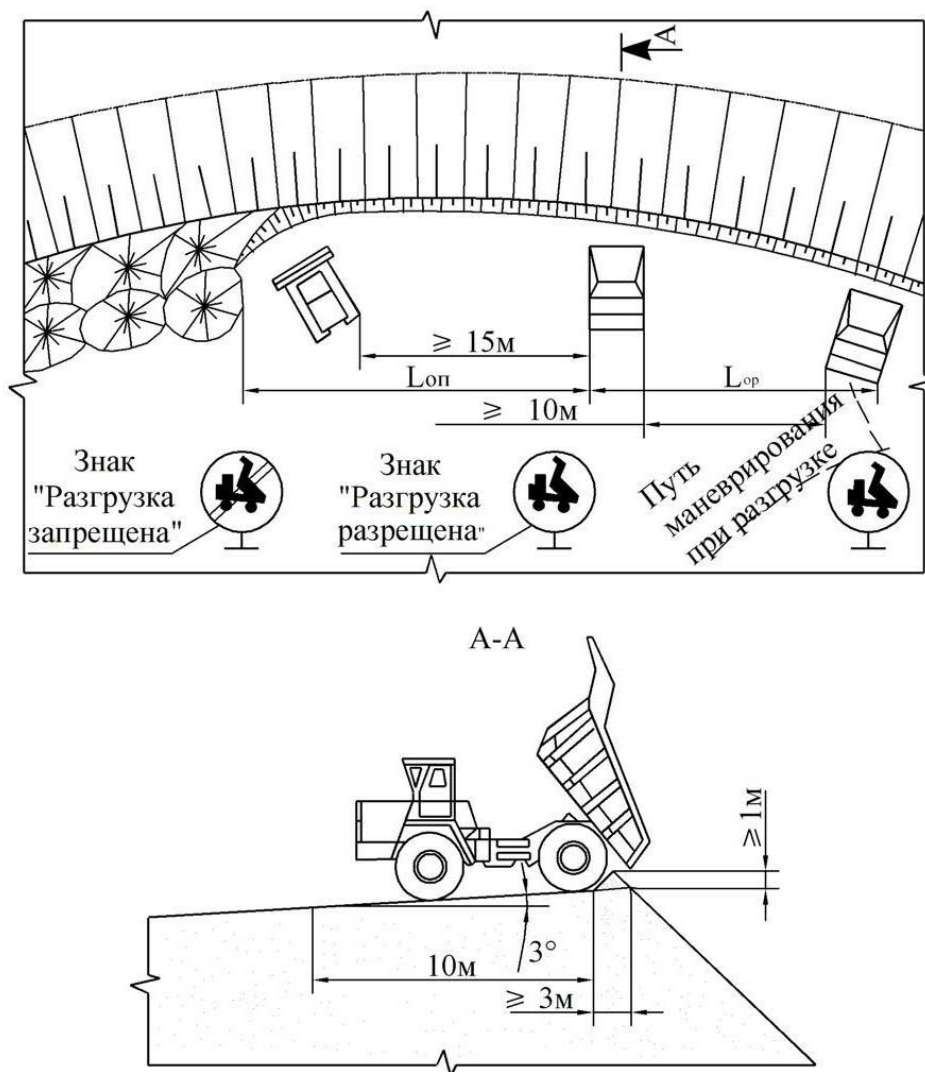


Рисунок 2.24. Схема бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

Высота бульдозерных отвалов на равнинной местности изменяется в широких пределах и ограничивается в основном физико-техническими характеристиками пород. Для скальных пород она составляет 30–35 м, для песчаных 15–20 м, для глинистых 10–15 м. В условиях нагорных карьеров высота бульдозерных отвалов достигает 150 м и более. При такой высоте отвала разрабатываются специальные мероприятия, обеспечивающие безопасные условия работы обслуживающего персонала и оборудования. Бульдозерный отвал обычно состоит из трех участков равной длины по фронту разгрузки. На первом участке ведется разгрузка, на втором – планировочные работы, третий участок – резервный. По мере развития горных работ назначение.

Отвалообразование при конвейерном транспорте осуществляется консольными ленточными отвалообразователями, которые ведут прием, транспортирование и укладку породы в отвал. Рабочие параметры отвалообразователей обеспечивают высокую производительность. Так, отвалообразователь ОШР-225/11200 имеет длину отвальной консоли 225 м, максимальную высоту отсыпки 83 м и производительность по разрыхленной породе 11200 м³/ч..

2.4. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При разработке месторождений открытым способом возникает необходимость создания транспортной связи отдельных забоев с внутренними и внешними отвалами, складами полезного ископаемого, приемными пунктами потребителей. Комплекс работ по обеспечению грузотранспортных связей называют *вскрытием*.

Различают способ, схему и систему вскрытия.

Способ вскрытия характеризуется типом вскрывающих выработок. В большинстве случаев для вскрытия рабочих горизонтов карьера применяют открытые горные выработки. Реже вскрытие осуществляется подземными горными выработками (стволы, штольни, рудоспуски и др.), а также сочетанием открытых и подземных горных выработок. В некоторых случаях вскрытие отдельных горизонтов карьера может осуществляться и без проведения горных выработок (при применении башенных экскаваторов, кабельных кранов, деррик-кранов, драг и др.). Такое вскрытие называется *бестраншейным*.

Схема вскрытия – это совокупность всех вскрывающих горных выработок, обеспечивающих в данный период грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с горизонтами доставки горной массы. Схема вскрытия характеризуется типом, числом и пространственным положением вскрывающих выработок при фактическом положении горных работ.

Система вскрытия – это последовательность изменения схем вскрытия за период существования карьера. Система вскрытия характеризует совокупность применяемых способов и схем вскрытия рабочих горизонтов карьерного поля за период разработки месторождения в целом.

Вскрывающими выработками на открытых горных работах служат траншеи, полутраншеи и котлованы.

Вскрытие равнинных месторождений и смежных горизонтов карьера

ведут траншеями полного трапецевидного профиля (рис. 2.25, а, б). Высотные месторождения вскрывают полутраншеями (рис. 2.25, в).

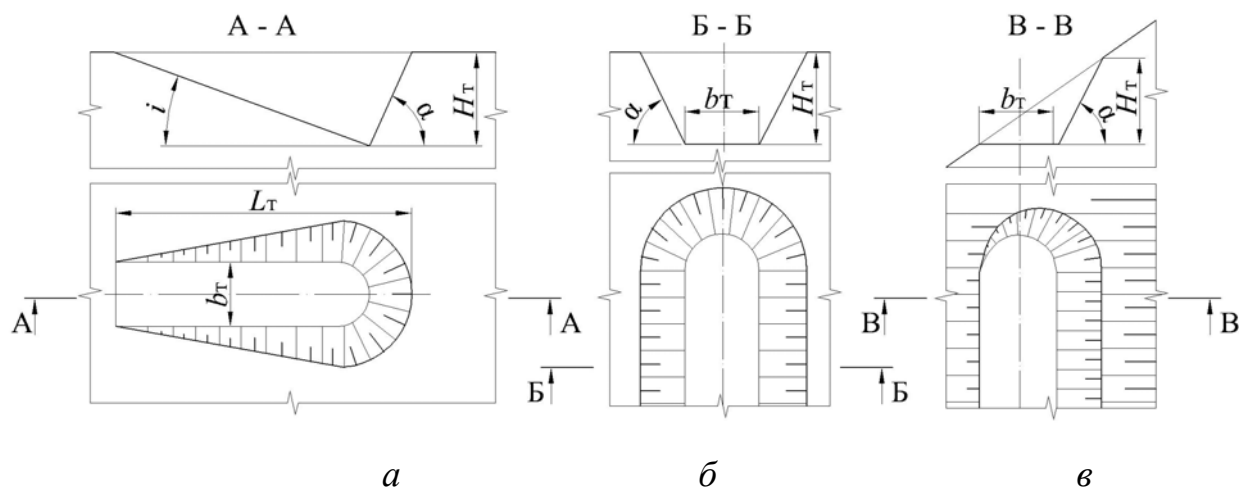


Рисунок 2.25. Открытые горные выработки траншеи:

а – вскрывающая траншея; б – разрезная траншея; в – разрезная полутраншея; глубина заложение (H_T); продольный уклон (i_p); углы откоса бортов (α); ширина по нижнему основанию (b_T); длина в плане (L_T)

В практике часто встречаются траншеи связанные в единую транспортную сеть образующие собой систему траншей.

Профессор Е.Ф. Шешко классифицировал траншеи по их расположению относительно контура карьера, числу обслуживаемых уступов в карьере, основному назначению и стационарности траншей (табл. 2.4).

Таблица 2.4. Классификация траншей по их расположению

Признак разделения	Основное различие	Наименование траншеи
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура	Внешние
	Расположение внутри карьера	Внутренние
Число уступов обслуживаемых системой траншей	Один уступ	Отдельные
	Несколько (группа) уступов	Групповые
	Все уступы карьера	Общие
Основное назначение	Для прохода груза и порожняка	Одинарные
	Для прохода только груза и только порожняка	Парные
Стационарность	Постоянное положение траншей	Стационарные (капитальные)
	Временное положение траншей	Временные (скользящие)

Капитальные траншеи располагают за конечным контуром карьера или внутри его. В первом случае они являются внешними, во втором – внутренними.

Внешними траншеями обычно вскрывают неглубокие горизонты карьера при относительно небольшом объеме капитальных траншей.

Внутренние траншеи применяют для вскрытия глубоких горизонтов карьера. Часто внутренние траншеи применяются совместно с внешними и являются их продолжением.

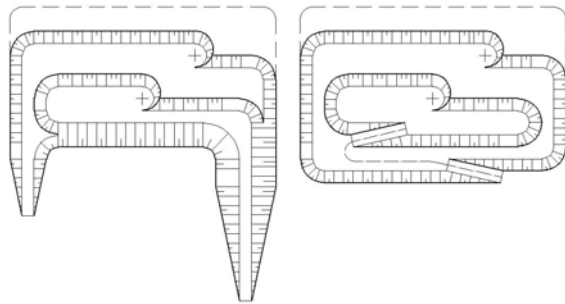
Отдельные, групповые, общие и парные траншеи (рис. 2.26) могут иметь внутреннее или внешнее заложение. Отдельные траншеи при внешнем и внутреннем заложении являются независимыми как по взаимному расположению относительно контура карьера, так и по направлению следующих по ним грузов. Грузопотоки при этом можно полностью рассредоточить. Групповые и общие траншеи являются зависимыми: первые – в пределах своей группы, вторые – в пределах всего карьера.

В случае внешнего заложения зависимые траншеи проходят рядом и параллельно друг другу, и их смежные борта взаимно срезаются. При этом самостоятельный путь груза на поверхность с каждого уступа здесь сохраняется как при независимых траншеях. Однако зависимым является общее направление грузопотоков.

При внутреннем заложении зависимых траншей каждая следующая траншея продолжает предыдущую. Грузопотоки, направляемые из карьера на поверхность, в этом случае полностью сосредоточены по транспортным коммуникациям и по направлению. При этом указанное сосредоточие возрастает по мере приближения к выходу на поверхность: через капитальную траншею проходит груз, отправляемый не только с того горизонта, который вскрыт данной траншеей, но также и со всех нижерасположенных горизонтов.

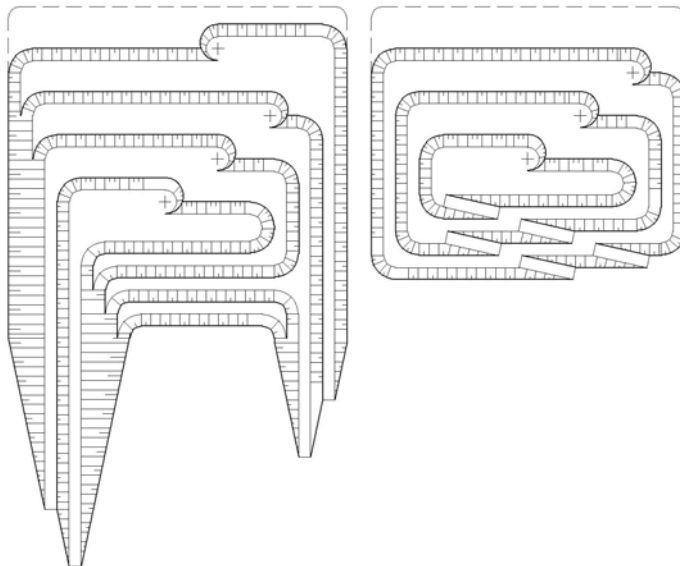
Отдельные, групповые и общие траншеи обычно служат как для прохода груза, так и для подачи порожняка. Они называются одинарными. Иногда траншеи, предназначенные для выдачи груза из карьера, являются независимыми от траншей, предназначенных для прохода порожняка в карьер. Такие траншеи называются парными. Тогда каждый вскрытый горизонт имеет два пути, соединяющие его с поверхностью: один для приема порожняка и другой – для отправки груза. Достижимая при этом поточность движения в работе транспорта создает большую пропускную способность капитальных траншей и лучшее обеспечение забоев порожняком по сравнению с одинарными траншеями, когда движение груза и порожняка является встречным.

Вскрытие
внешними
отдельными
траншеями



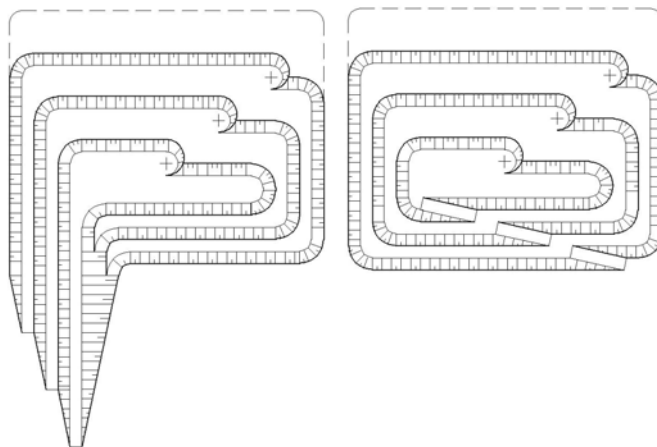
Вскрытие
внутренними
отдельными
траншеями

Вскрытие
внешними
групповыми
траншеями



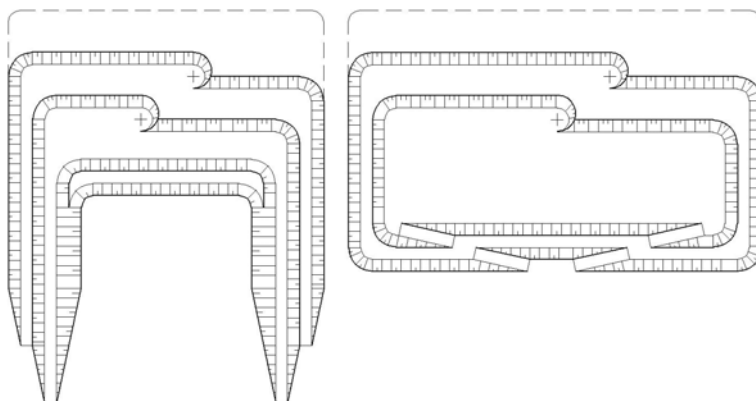
Вскрытие
внутренними
групповыми
траншеями

Вскрытие
внешними
общими
траншеями



Вскрытие
внутренними
общими
траншеями

Вскрытие
внешними
парными
траншеями



Вскрытие
внутренними
парными
траншеями

Рисунок 2.26. Принципиальная схема вскрытия

Внешние траншеи всегда являются стационарными, так как всегда технически возможно разместить их за конечным контуром карьера. Внутренние капитальные траншеи располагают по возможности стационарно – на нерабочем борту карьера. Однако они могут быть расположены и на рабочем борту. Такие траншеи не являются стационарными и носят название скользящих съездов. Они время от времени перемещаются вместе с рабочим бортом соответственно его отработке.

По проф. Е.Ф. Шешко способы вскрытия месторождений классифицируются по признаку наличия, положения, количества и назначения капитальных горных выработок как транспортных коммуникаций (табл. 2.5).

Таблица 2.5. Классификация способов вскрытия

Наименование способов	Сущность способов вскрытия
I. Вскрытие отдельными траншеями	Каждый уступ вскрывают независимой траншеей
II. Вскрытие групповыми траншеями	Группы уступов вскрывают зависимыми траншеями; разные группы уступов вскрыты независимо друг от друга
III. Вскрытие общими траншеями	Все уступы вскрываются одной общей системой траншей
IV. Вскрытие парными траншеями	Способы I, II и III с двумя траншеями для вскрытия каждого уступа, нескольких или всех уступов карьера
V. Бестраншейное вскрытие	Вскрытие без проведения капитальных траншей
VI. Вскрытие подземными выработками	Вскрытие, при котором капитальные траншеи заменены подземными выработками
VII. Комбинированное вскрытие	Вскрытие, осуществляемое двумя или большим числом основных способов I — VI

Вскрытие отдельными траншеями обычно применяется: при внешнем заложении траншей – для неглубоких горизонтальных и пологих залежей (с углом падения 0–10°) и при внутреннем заложении – для более глубоких залежей значительной мощности.

Вскрытие групповыми траншеями применяется для глубоких горизонтальных и пологих пластообразных месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным числом уступов (4–6). При этом одна группа траншей бывает обычно предназначена только для вскрышных уступов, дру-

гая – только для добычных уступов. Поэтому грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого рассредоточены и могут быть направлены на поверхность независимо друг от друга.

Вскрытие общими траншеями применяется для более глубоких месторождений как пологих, так и крутых (угол падения залежи более 30°), а также для месторождений, расположенных на косогорах. При вскрытии общими траншеями грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого оказываются сосредоточенными. При внешнем заложении траншей грузопотоки сосредоточены по их направлению, при внутреннем заложении – по направлению и коммуникациям; в последнем случае сосредоточение грузопотоков имеет место непосредственно в капитальных траншеях. Поэтому провозная способность внешних траншей оказывается большей, чем внутренних.

Вскрытие парными траншеями применяется в рассмотренных выше условиях отдельных, групповых и общих траншей при большой мощности карьера и значительных объемах вскрышных пород. Каждая из двух капитальных траншей, входящих в соответствующую пару, является однопутевой и предназначена: одна – для прохода порожняка, другая – для выдачи груза, причем первая траншея может иметь уклон больше руководящего. Вскрытие парными траншеями может применяться при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта. Существенным преимуществом парных траншей является тот факт, что при поточном движении поездов обеспечение забоев порожняком (использование экскаваторов и подвижного состава) находится здесь в более благоприятных условиях. Поэтому вскрытие парными траншеями рационально при фронте работ значительной протяженности, когда обеспечение забоев порожняком посредством одинарных траншей оказывается недостаточным.

Бестраншейное вскрытие представляет такие случаи открытой разработки месторождений, когда грузотранспортная связь рабочих горизонтов

карьера с поверхностью осуществляется без проведения на эти горизонты капитальных траншей. Это имеет место при разработке месторождений посредством деррик-кранов и других видов оборудования, транспортирующих вскрышную породу и полезное ископаемое в своих рабочих органах (бестраншейное вскрытие для породных уступов означает производство вскрышных работ без привлечения транспорта – перевалка пород экскаваторами, отвальными мостами и другими средствами), а также при разработке россыпных месторождений с использованием драг и гидравлик.

Вскрытие подземными выработками применяется в тех особых случаях разработки нагорных и глубоких месторождений, когда капитальные траншеи необходимо или целесообразно заменить подземными выработками (месторождение расположено высоко в горах, косогор крут, пересечен оврагами, балками, ручьями и др.).

Комбинированное вскрытие месторождений включает два или большее число рассмотренных основных способов вскрытия. Оно имеет значительное распространение, так как в наибольшей мере обеспечивает учет местных условий при разработке месторождений.

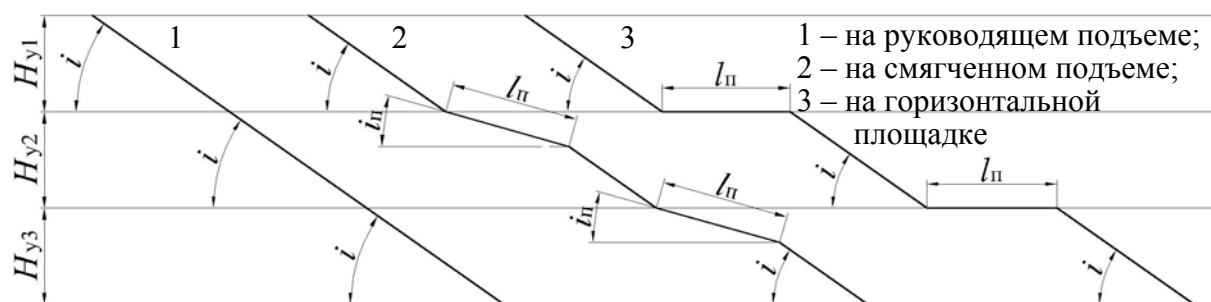


Рисунок 2.27. Схемы примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам

Линия, определяющая путь движения или продольную ось дороги, называется *трассой*. Трассой капитальных траншей считают их продольную ось. Трассирование заключается в установлении направления и положения продольной оси в профиле и плане. Положение продольной оси ка-

питательных траншей в профиле представляет проекцию указанной оси на вертикальную плоскость. Оно в значительной мере оказывает влияние на строительные и эксплуатационные стоимости капитальных траншей как транспортных коммуникаций. Продольный профиль трассы включает наклонные и горизонтальные участки, а также участки сопряжения между ними. Важным элементом продольного профиля трассы является конструкция пункта примыкания наклонных участков к рабочим горизонтам. Различие возможных вариантов примыкания определяется условиями трогания транспортных средств при их вынужденной остановке. Поэтому различают примыкание на руководящем подъеме, смягченном подъеме и горизонтальных площадках (рис. 2.27).

В случае примыкания на руководящем подъеме (i_p) обеспечивается минимальная длина трассы и минимальный объем системы капитальных траншей. Однако, при этом вынужденная остановка транспортных средств происходит непосредственно на участке с руководящим подъемом, поэтому для движения поездов на таком продольном профиле требуется увеличение мощности локомотива на 10–15 %.

Площадка	Уклон площадки, i_n	Длина площадки, l_n
Горизонтальная	0, ‰	$l_n=200\div 250$, м
Со смягчением	$(0,60\div 0,65)\cdot i_p$, ‰	$l_c=200\div 250$, м

Для облегчения трогания и разгона составов предусматривают уменьшение подъема капитальной траншеи до $i_{см} = (0,60-0,65)\cdot i_p$ при подходе к лежащему выше рабочему горизонту. Длина смягченного участка трассы l_c составляет 200–250 м. Наиболее распространено примыкание на горизонтальных площадках, оно просто в конструктивном отношении и удобно при эксплуатации. Длина горизонтальной площадки (l_n) зависит от конструкции отдельных пунктов и обычно составляет 200–250 м.

План трассы капитальных траншей представляет проекцию ее продольной оси на горизонтальную плоскость. План трассы состоит из пря-

мых и кривых участков, а также из переходных кривых, которые устраиваются в местах сопряжения кривых с прямыми. На геометрическое построение плана трассы основное влияние оказывают конфигурация месторождения и допустимый радиус кривых, устанавливаемый применительно к типу трассы, может быть простым (если трасса имеет одно направление по всей своей длине) и сложным (если трасса состоит из прямых и противоположных направлений). Основные формы плана трассы приведены на рис. 2.28.

Различают теоретическую и действительную длину трассы капитальных траншей.

Теоретическая длина трассы определяется из выражения:

$$L_m = \frac{100 \cdot H_k}{i_p}, \text{ м} \quad (2.1)$$

где H_k – глубина карьера, м;

Рациональный руководящий подъем i_p (максимальный затяжной подъем – уклон пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью) для железнодорожного транспорта с локомотивной тягой составляет до 40‰, а для автомобильного транспорта до 120 ‰ в зависимости от колёсной формулы.

Действительная длина трассы всегда больше теоретической за счет наличия участков примыкания ($\Delta L_{п.}$):

$$L_d = L_T + \Delta L_{п.}, \text{ м} \quad (2.2)$$

В приближенных расчетах L_d находят умножением L_T на коэффициент удлинения трассы $K_{уд}$ (табл. 2.6).

Таблица 2.6. Коэффициент удлинения трассы

Условия примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам	Коэффициент удлинения трассы
На руководящем подъеме	1,1–1,2
На смягченном подъеме	1,2–1,3
На горизонтальной площадке	1,4–1,6

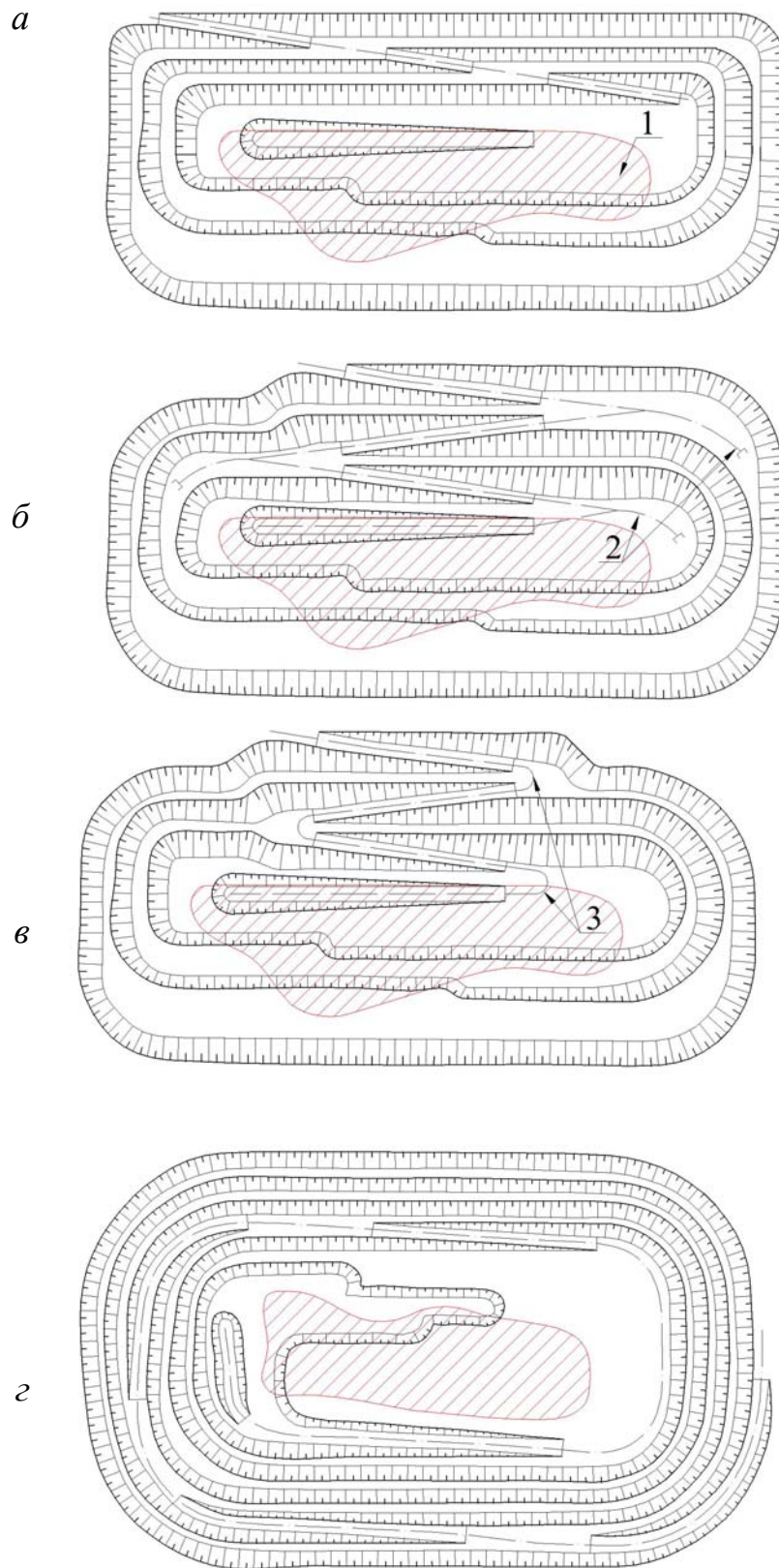


Рис. 2.28. Формы трасс капитальных траншей: а – простая; б – тупиковая; в – петлевая; г – спиральная; 1 – рудное тело; 2 – тупик; 3 – петля

На выбор способа вскрытия и места расположения вскрывающих выработок существенное влияние оказывают рельеф поверхности месторождения, мощность полезного ископаемого и вскрышных пород, места расположения пунктов разгрузки, качество пород месторождения, производственная мощность карьера и вид применяемого транспорта.

2.5. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ. СТРУКТУРА КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

Понятие «система» (от греческого *sestema* – целое, составленное из частей) – множество элементов, находящихся в отношениях и связях друг с другом, образующих определенную целостность, единство. Разнообразие горно-геологических условий, сочетаний горных и транспортных машин в комплексной механизации горных работ, технологий и их совершенствование определило большое число классификаций систем разработки. В процессе развития открытых горных работ и горной науки в основу классификации систем открытой разработки закладывались направление подвигания забоев и взаимное расположение капитальных и разрезных траншей, направление подвигания забоев с учетом способа механизации работ, способы механизации работ, транспорта горной механизации и отвалообразования, порядок образования выработанного пространства в карьере в зависимости от способа механизации вскрышных и добычных работ применительно к конкретным условиям залегания полезных ископаемых. Из всего многообразия классификаций систем разработки можно выделить два основных типа, основными классификационными признаками которых являются: направления подвигания забоев и конструкции фронта работ (А.П. Зотов, С.М. Шорохов, Г.В. Секисов, В.В. Ржевский, А.И. Арсентьев и др.); способ производства вскрышных работ и механизация выемки и доставки пород (Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельников, П.Э. Зурков и др.). Однако, ни одна классификация не может охватить всего разнообразия

условий залегания месторождений, возможных конструкций фронта и направлений его перемещения. Поэтому возникает необходимость описания сущности применяемой системы разработки, используя комбинации основных признаков. Наибольшее применение в горнотехнической литературе и практике получили классификации систем разработки, предложенные акад. Н.В. Мельниковым и акад. В.В. Ржевским.

В 1952 г. акад. Н.В. Мельников предложил классификацию систем разработки, в основу которой положен способ производства вскрышных работ. По этой классификации выделяются следующие системы разработки: бестранспортная, экскаватор–карьер, транспортно-отвальная, специальная, транспортная, и комбинированная (табл. 2.7).

Основные производственные черты этих систем открытой разработки определяются способами ведения вскрышных работ, когда преобладающая роль обычно принадлежит перемещению пустых пород, что имеет место при разработке угольных и рудных месторождений, для которых характерны значительные объемы вскрышных пород в общем карьерном грузопотоке. Однако имеется значительная группа карьеров, для которых технологическое и экономическое влияние вскрышных работ не имеет существенного значения. К этой группе относятся карьеры с относительно небольшим объемом вскрышных пород. К их числу относится большое количество карьеров, разрабатывающих строительные горные породы (несколько тысяч).

На карьерах с низким коэффициентом вскрыши преобладающее значение имеют затраты на добычные работы. Эти затраты еще более увеличиваются при необходимости применения на карьерах способов раздельной выемки полезного ископаемого, которая усложняет производство добычных работ, приводит к некоторому перераспределению объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, оказывает значительное влияние на технологию разработки месторождения. В этих условиях наиболее полно условиям разработки

соответствует классификация акад. В.В. Ржевского, в основу которой положено направление выемки в пределах всей рабочей зоны карьера (табл. 2.8).

Таблица 2.7. Классификация систем открытой разработки месторождений
(по акад. Н.В. Мельникову)

Системы разработки	Характеристика систем	Условия применения	Применяемое оборудование
1	2	3	4
Бестранспортная (без переэкскавации или с переэкскавацией вскрыши на отвалах)	Вскрыша перемещается во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами (возможна переэкскавация пород на отвалах)	Горизонтальные и пологие месторождения, где мощность покрывающих пород ограничена рабочими размерами экскаваторов. Наклонные и крутые месторождения при мягких вмещающих породах и глубине карьера, позволяющей производить двойную и тройную переэкскавацию	Мехлопаты и драглайны с большими рабочими размерами
Экскаватор-карьер	Вскрышные и добычные работы производятся одним драглайном попеременно. Вскрыша переваливается в выработанное пространство, полезное ископаемое грузится в передвижной бункер, устанавливаемый на поверхности, или в навал; из бункера полезное ископаемое поступает на конвейер или в средства железнодорожного транспорта	Горизонтальные и пологие месторождения ограниченной мощности (до 25 м) при покрывающих породах мощностью до 30 м	Драглайн, передвижной бункер с питателем, мехлопата для погрузки из навала
Транспортно-отвальная	Вскрыша перемещается во внутренние отвалы при помощи транспортно-отвальных мостов или отвалообразователей	Горизонтальные и пологие месторождения с мягкими покрывающими породами	Цепные, роторные экскаваторы, мехлопаты, транспортно-отвальные мосты, передвижные консольные отвалообразователи

продолжение таблицы 2.7

1	2	3	4
Специальная	Вскрыша удаляется башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель-краном	Горизонтальные и пологие месторождения с мягкими покрывающими породами. При применении кабель-кранов в условиях крутых пластов в крепких породах	Кабельные экскаваторы, колесные скреперы, гидромониторы и землесосные установки, кабель-краны
Транспортная	Вскрыша перемещается транспортными средствами на внутренние или внешние отвалы	Месторождения различной формы с породами любой крепости	Экскаваторы любых типов и рельсовый, автомобильный или конвейерный транспорт
Комбинированная	Комбинация различных систем	Горизонтальные и пологие месторождения ограниченной мощности с мягкими породами	Экскаваторы любых типов для верхних уступов, экскаваторы увеличенных размеров для нижних уступов и рельсовый или автомобильный транспорт, транспортно-отвальные установки

Система разработки – это определенный порядок выполнения подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий для данного месторождения безопасную, экономичную и полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений полезных ископаемых с незначительной мощностью вскрыши и полезного ископаемого, подготовительные работы обычно завершаются в период горно-капитальных работ, когда создается первичный фронт вскрышных и добычных работ на карьере посредством проходки разрезных траншей. Система разработки таких месторождений относится к группе сплошных систем (с постоянным положением рабочей зоны), так как практически зона по глубине за весь период эксплуатации месторождения остается неизменной.

Таблица 2.8. Классификация систем открытой разработки месторождений
(по академику В.В. Ржевскому)

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс группы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольная	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечная	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерная	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевая	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	–	То же, в различных сочетаниях		
Примечание. К наименованию системы разработки добавляется: «с внешними или внутренними отвалами»					

При разработке наклонных и крутых залежей в период эксплуатации ведутся вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. В этом случае положение рабочей зоны постоянно меняется, поэтому системы разработки таких месторождений относятся к группе углубочных систем – с переменным положением рабочей зоны.

Системы разработки нагорных месторождений могут относиться как к группе сплошных, так и к группе углубочных систем (в зависимости от характера залегания и крутизны склона горы). На сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождениях могут применяться смешанные – углубочно-сплошные системы разработки.

Основными отличительными признаками классификации систем разработки акад. В.В. Ржевского являются направление выемки в плане и профиле, а также место расположения отвалов. Направления выемки в плане разделяются на продольное, поперечное, веерное и кольцевое. Продольное и веерное направления выемки характерны для карьеров с большой производственной мощностью. Поперечное и кольцевое направление выемки применяются в основном на небольших и средних по производственной мощности карьерах. Они позволяют провести нарезку необходимого фронта добычных работ с минимальными затратами. Целесообразное направление выемки в плане зависит также от конфигурации карьерного поля и характера залегания полезного ископаемого. При продольном и поперечном направлениях выемки возможны однобортовая или двухбортовая системы разработки. Двухбортовую систему разработки целесообразно применять при необходимости интенсификации работ на карьерных полях небольшой протяженности, усреднения полезного ископаемого в забое, а также при применении селективной (раздельной) выемки и разработке крутых залежей.

К элементам системы разработки относятся уступы, фронт работ уступа, фронт работ карьера, рабочая зона карьера, рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы.

Основные параметры системы разработки: высота и угол откоса уступов, ширина рабочих площадок, ширина заходов, длина фронта работ,

угол откоса рабочего борта, длина экскаваторного блока, число рабочих уступов, длина фронта работ.

Уступы. Главным параметром уступа является его высота, которая оказывает непосредственное влияние на производительность оборудования, качество добытого полезного ископаемого, угол откоса бортов карьера, длину фронта работ, протяженность транспортных коммуникаций, объем горно-капитальных работ и др. Высота уступа устанавливается с учетом комплексного влияния указанных выше факторов. Основным требованием при установлении высота уступа является безопасное ведение горных работ при использовании горного оборудования определенного типоразмера. При разработке горизонтальных и пологих месторождений высота уступа часто предопределяется мощностью залежи и покрывающих пород. Для наклонных и крутых месторождений высота уступа устанавливается исходя из параметров горного оборудования и требований к качеству полезного ископаемого. В случае разработки однородных вскрышных пород и мощных залежей простого строения высота уступа принимается максимальной исходя из параметров горного оборудования, так как при этом уменьшаются затраты на подготовку скальных пород к выемке и на их транспортирование.

Рабочая площадка уступов. Минимально допустимая ширина рабочих площадок уступов зависит в основном от размеров выемочно-погрузочных машин, вида карьерного транспорта, схемы движения транспортных средств, высота уступов, крепости пород. Ширина рабочей площадки при разработке скальных пород с использованием мехлопат и колесного транспорта складывается из ширины развала B взорванной породы, безопасного расстояния c_1 от нижней бровки развала до транспортной полосы, ширины T транспортной полосы, расстояния m от линии электропередачи до кромки транспортной полосы, ширины d_v полосы для вспомо-

гательного оборудования, ширины полосы L готовых к выемке запасов и ширины $\delta_{\text{п}}$ бермы безопасности (рис. 2.29, б). При разработке мягких пород вместо ширины развала принимается ширина A заходки по целику (рис. 2.29, а).

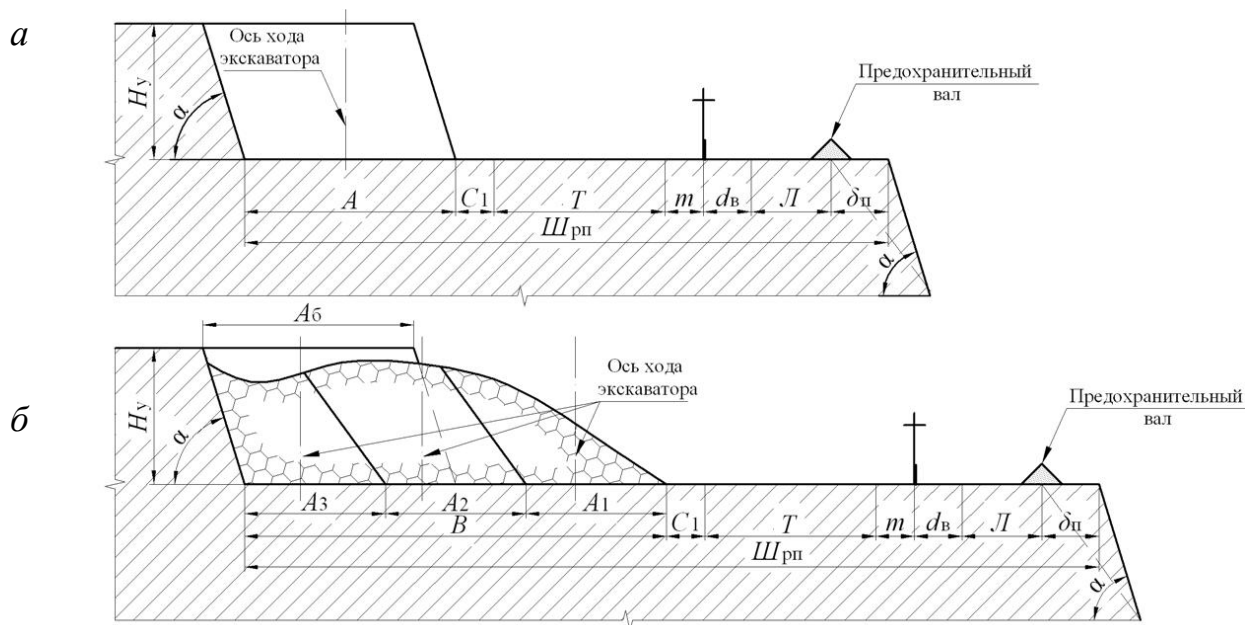


Рисунок 2.29. Схема к расчету ширины рабочей площадки в мягких (а) и скальных (б) породах

Фронт работ уступа – часть уступа по длине, подготовленная к производству горных работ. Подготовка фронта работ уступа заключается в создании на уступе рабочей площадки необходимой ширины и в подводе транспортных и энергетических коммуникаций для обеспечения работы горного и транспортного оборудования. Суммарная протяженность фронтов работ отдельных уступов составляет фронт работ карьера, который подразделяется на вскрышной, измеряемый длиной фронтов работ вскрышных уступов, и добычной, измеряемый длиной фронтов работ добычных уступов. Создание первоначального фронта работ уступа и его перемещение в процессе работ не могут осуществляться произвольно. Нарезку уступов (путем проведения разрезных траншей) и перемещение фронта работ производят таким образом, чтобы в процессе разработки обеспечить заданное число вскрышных и добычных забоев.

Рабочая зона карьера – это зона, в которой осуществляются вскрышные и добычные работы. Она характеризуется совокупностью вскрышных и добычных уступов, одновременно находящихся в работе. Положение рабочей зоны определяется высотными отметками рабочих уступов и длиной их фронта работ. Рабочая зона представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся во времени поверхность, в пределах которой осуществляются работы по подготовке и выемке горной массы. Она может охватывать один, два или все борта карьера. При строительстве карьера рабочая зона, как правило, включает только вскрышные уступы, а к окончанию горнокапитальных работ – и добычные. Число вскрышных, добычных и горноподготовительных забоев в рабочей зоне не может устанавливаться произвольно, так как от этого зависит выполнение планов по отдельным видам работ.

Для каждого конкретного карьера система разработки органически связана со структурой его комплексной механизации. Если система разработки определяет требуемые объемы и порядок выполнения горных работ, то структура комплексной механизации определяет мощность и расстановку оборудования, обеспечивающего производство горных работ в установленном объеме и порядке. В структуру комплексной механизации горных работ входят комплексы горного, транспортного, дробильно-сортировочного и вспомогательного оборудования, обеспечивающего планомерную выемку и перемещение вскрышных пород в отвалы, а полезного ископаемого – к складам и потребителю. В табл. 2.9 приведена классификация структур комплексной механизации на карьерах, разработанная акад. В.В. Ржевским.

Комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия называются выемочными, а комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования циклического дей-

ствия – экскаваторными. Комплексы для вскрышных работ включают средства механизации отвальных работ, а комплексы для добычных работ – средства механизации разгрузочных работ.

Наибольшее применение на отечественных карьерах (до 75 %) получили комплексы ЭТО с железнодорожным и автомобильным транспортом, с одноковшовыми экскаваторами и бульдозерами на отвалах. При разработке глубоких месторождений все большее применение находят комбинации различных видов транспорта (автомобильного и железнодорожного, автомобильного и конвейерного, автомобильного и скипового). На месторождениях нагорного типа применяют комплексы ЭТО и ЭТР с комбинированным многозвенным транспортом, включающим автотранспорт, рудоспуски, канатно-подвесные дороги, конвейерный и железнодорожный транспорт. Комплексы ВТО и ВТР используются в основном при разработке мягких пород и полезных ископаемых.

Таблица 2.9. Классификация комплексов оборудования, применяемых при открытой разработке

Класс комплексов	Комплекс	Оборудование комплекса		
		Выемочно-погрузочные работы	Транспортирование	Отвалообразование и складирование
1	Выемочно-отвальный (ВО)	Роторные и цепные экскаваторы	Нет	Транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи
2	Экскаваторно-отвальный (ЭО, СО)	Вскрышные экскаваторы, скреперы	Нет	Вскрышные экскаваторы, скреперы
3	Выемочно-транспортный (ВТО)	Роторные и цепные экскаваторы, гидравлическое оборудование (м) Специализированные экскаваторы (с)	Конвейеры, гидравлическое оборудование, локомотивы, автопоезда	Консольные отвалообразователи, гидравлическое оборудование (м) Отвальные машины (с)
4	Экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО)	Карьерные одноковшовые экскаваторы	Конвейеры, гидравлическое оборудование (м) Автосамосвалы, локомотивосоставы (с)	Консольные отвалообразователи, гидравлическое оборудование (м) Отвальные машины (с)
5	Выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР)	Роторные и цепные экскаваторы, гидравлическое оборудование (м) Специализированные экскаваторы (с)	Конвейеры, гидравлическое оборудование (м) Локомотивосоставы, автопоезда (с)	Комплекс разгрузочно-приемного оборудования
6	Экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТР)	Карьерные одноковшовые экскаваторы	Локомотивосоставы, автосамосвалы, автопоезда (с) Гидравлическое оборудование, конвейеры (м)	То же

Примечание. м – мягкие породы; с – скальные породы

3. ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

Практическая работа 1

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ. РЕЖИМ РАБОТЫ КАРЬЕРА

Цель работы. Ознакомление с методикой определения главных параметров карьера. Получение навыков выбора комплекса карьерного оборудования для разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Порядок выполнения работы

Ознакомиться с исходными данными индивидуального задания, по номеру варианта выданному преподавателем (табл. 3.2, 3.3). Исходные данные студенты выбирают по двум цифрам варианта: первая цифра – вариант исходных данных (табл. 3.2), вторая – характеристика горных пород (табл. 3.3).

В соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова определить (табл. 3.2) углы погашения бортов карьера. Найти конечную глубину карьера по формуле В.В. Ржевского

$$H_{\text{к}} = \frac{K_{\text{гр}}(m_{\text{г}} - m_{\text{п}}) - m_{\text{п}}}{\text{ctg}\gamma_{\text{в}} + \text{ctg}\gamma_{\text{л}}}, \text{ м} \quad (3.1)$$

где $K_{\text{гр}}$ – граничный коэффициент вскрыши (табл. 3.2), $\text{м}^3/\text{м}^3$; $m_{\text{г}}$ – горизонтальная мощность рудного тела (табл. 3.2), м; $m_{\text{п}}$ – мощность прослоев пустых пород (табл. 3.2), м; $\gamma_{\text{в}}$, $\gamma_{\text{л}}$ – углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежачего боков, град.

Таблица 3.1. Углы погашения бортов карьера (по «Гипроруде»), град

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Угол падения залежи, град	Углы погашения со стороны	
			лежащего бока	висячего бока
1	Более 8	Более 55	40	55
		35–55	30	45
		20–35	20	30
2	2 – 8	Более 55	40	45
		35–55	30	40
		20–35	20	30
3	До 2	Любой	15	30

Таблица 3.2. Исходные данные

Наименование показателей	Первая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Годовая производительность карьера по руде, млн. т.	2	3	4	5	7	9	10	12	14	15
Расстояние транспортировки, км	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Горизонтальная мощность рудного тела, м	120	100	80	90	110	130	150	140	120	100
Длина рудного тела, м	500	700	900	1000	1200	1500	1700	2000	2500	3000
Угол падения рудного тела, град	50	55	60	65	70	80	70	65	60	55
Мощность наносов, м	10	15	20	10	15	20	20	10	15	20
Мощность прослоек пустых пород, м	10	15	-	10	15	20	15	20	10	-
Климатический район	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный

Таблица 3.3. Характеристика горных пород

Наименование показателей	Вторая цифра номера варианта									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	11	16	7	5	12	15	8	6	10	9
Плотность горной породы, т/м ³	2,9	3,2	2,3	2,1	3,0	3,1	2,6	2,2	2,7	2,5
Категория пород по трещиноватости	IV	III	II	I	V	V	II	I	III	IV
Взрываемость пород	Трудновзрываемые	Средне-взрываемые	Легковзрываемые	Легковзрываемые	Трудновзрываемые	Трудновзрываемые	Средне-взрываемые	Легковзрываемые	Средне-взрываемые	Средне-взрываемые
Обводненность пород	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные	Сухие	Обводненные
Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	3	4	5	6	7	8	7	6	5	4

Определить длину и ширину карьера по верхнему контуру

$$L_B = L_p + H_k \cdot (\operatorname{ctg}\gamma_B + \operatorname{ctg}\gamma_L), \text{ м} \quad (3.2)$$

$$B_B = m_r + H_k \cdot (\operatorname{ctg}\gamma_B + \operatorname{ctg}\gamma_L), \text{ м} \quad (3.3)$$

где L_p – длина рудного тела по простиранию (табл. 3.1), м.

Вычертить в масштабе 1:500, 1:1000, 1:2000 поперечный разрез месторождению с контурами карьера и упрощенный план карьера на конец отработки (рис. 3.1). Размеры карьера по дну принять равными длине и горизонтальной мощности залежи.

Вычислить запасы полезного ископаемого в контуре карьера

$$V_p = (m_r - m_n) \cdot (H_k - h_n) \cdot L_p, \text{ м}^3 \quad (3.4)$$

где h_n – мощность наносов (см. табл. 3.1), м.

Определить объем горной массы в контуре карьера

$$V_{г.м} = m_r \cdot L_p \cdot H_k + H_k^2 \cdot (L_p + m_r) \cdot \operatorname{ctg}\gamma_{cp} + 1,05 \cdot H_k^3 \cdot \operatorname{ctg}^2\gamma_{cp}, \text{ м}^3 \quad (3.5)$$

где γ_{cp} – средний угол откоса бортов карьера при погашении, град.

Величину γ_{cp} можно найти как среднее арифметическое от суммы углов откоса бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков залежи.

Найти средний коэффициент вскрыши и сравнить его с граничным

$$K_{cp} = \frac{V_{г.м} - V_p}{V_p} \leq K_{gp}, \text{ м}^3/\text{м}^3 \quad (3.6)$$

Оптимальным будет контур карьера, для которого $K_{cp} \approx K_{gp}$. Если условие не выполняется, то необходимо уменьшить глубину карьера, до такой величины при котором оно будет выполняться.

Вычислить производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A_g = \frac{A_p}{\gamma} \cdot K_{cp}, \text{ млн. м}^3 \quad (3.7)$$

$$A_{г.м} = A_p \cdot (1 + K_{cp}), \text{ млн. т.} \quad (3.8)$$

где A_p – годовая производительность карьера по руде (табл. 3.1), млн. т; γ – плотность полезного ископаемого (табл. 3.2), т/м³.

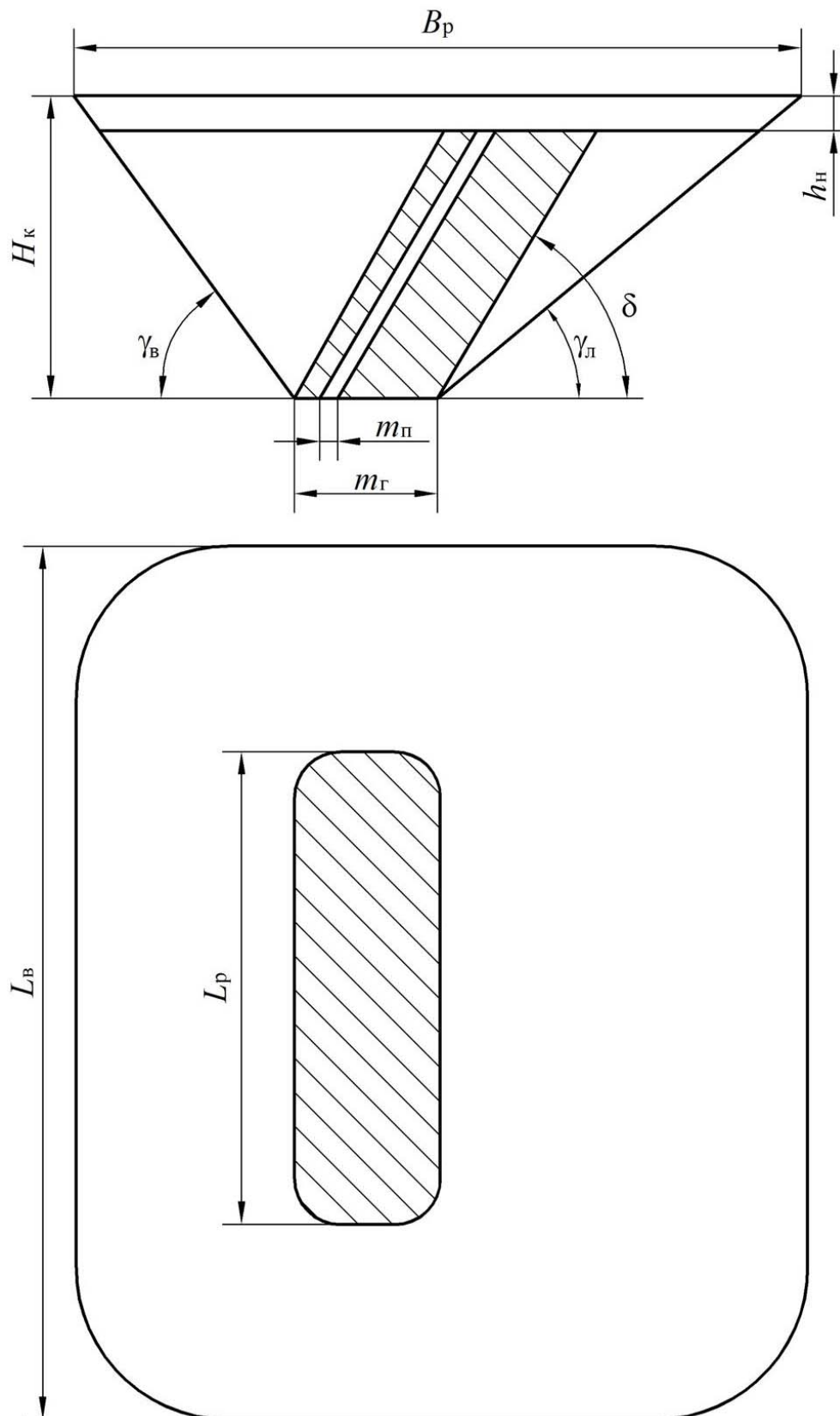


Рисунок 3.1. Поперечный разрез и план карьера на коней отработки

По табл. 3.4, 3.5 с учетом расчетной годовой производительности карьера по горной массе и заданного расстояния транспортирования (табл. 3.1) подобрать емкость ковша экскаватора и соответствующее транспортное оборудование. По емкости ковша выбрать (см. прил. 1) модель экскаватора, по прил. 2, 3 или 4 модель подвижного состава.

Таблица 3.4. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и грузоподъемности автосамосвалов

Годовая производительность карьера по горной массе, млн.т	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвала, т
До 5	До 1,5–2,0	2–3	10–18
6–12	До 2,5–3,0	4–5	27–30
13–20	До 3,0–3,5	6–8	40–65
21–40	До 4,5–5,0	8–12	80–120
Более 40	До 7,0–8,0	12–20	150–180 и более

Таблица 3.5. Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора и подвижного состава железнодорожного транспорта

Годовая производительность карьера по горной массе, млн.т	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Локомотив	Грузоподъемность думпкара, т
До 30	До 10	4–8	EL-1	85, 105
31–50	11–15	8–12	EL-1, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ЭПЭ-2	105, 180
Более 50	16 и более	12–20	EL-10, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ОПЭ-2	105, 180

Тип бурового станка выбирают в зависимости от принятой модели экскаватора и крепости пород (по шкале М.М.Протоdjяконова, табл. 3.6). Техническая характеристика буровых станков приведена в прил. 5 – 7. Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы, должны соответствовать станки для скважин повышенного диаметра.

Обосновать режим работы карьера, пользуясь рекомендациями института «Гипроруда». Режим работы карьера должен быть круглогодовым.

Для крупных карьеров с годовой производительностью свыше 25млн. т горной массы принимать непрерывную рабочую неделю и три смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью до 1,5 млн.т горной массы – пятидневную рабочую неделю и две смены в сутки.

Для карьеров с годовой производительностью свыше 1,5, но менее 25 млн.т горной массы – шестидневную рабочую неделю и две, либо три смены в сутки.

Таблица 3.6. Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых станков

Коэффициент крепости пород	Модель мехлопаты	Модель бурового станка	Диаметр долота, мм
Слабые 2–6	ЭКГ-5	СБР-125	161
	ЭКГ-8и, 10	СБР-160	214
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБР-160	243
Средней крепости 7–10	ЭКГ-5	2СБШ-200Н	244,5
	ЭКГ-8и, 10	СБШ-250МН	269,9
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Крепкие 11–14	ЭКГ-3,2	2СБШ-200Н	190,5
	ЭКГ-5	СБШ-250МН	244,5
	ЭКГ-8и, 10	СБШ-250МН	320
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБШ-320	320
Весьма крепкие более 14	ЭКГ-5	СБУ-160	160
	ЭКГ-8и, 10	СБУ-200	200
	ЭКГ-12,5; ЭКГ-20	СБУ-200	200

С учётом заданного климатического района по табл. 4.7 принять число рабочих дней карьера в течение года.

Таблица 3.7. Число рабочих дней в году (по «Гипроруде»), сут

Климатический район	Продолжительность рабочей недели, сут		
	7	6	5
Средние	340	290	242
Северные	350	300	250
Южные	355	305	254

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте характеристику элементов и параметров карьера: глубину, размеров по дну и верхнему контуру, углов откоса бортов.
2. Перечислите какие факторы влияют на глубин карьера при разработке крутопадающих месторождений.
3. Что называется уступом? Опишите элементы уступа.
4. Что понимается под запасами полезных ископаемых?
5. Что понимается под коэффициентом вскрыши? Назовите размерность коэффициента вскрыши?
6. Перечислите виды коэффициента вскрыши. Поясните их.
7. Назовите условия при котором открытая разработка считается экономически целесообразной.
8. Назовите и поясните сущность двух основных видов работ при открытой разработке.
9. Поясните, как определяется годовой объем горных работ на карьере.
10. Сформулируйте особенности оконтуривания карьеров при разработке пологих и крутопадающих месторождений.
11. Дайте понятие о комплексе карьерного оборудования.
12. Объясните, каким образом выбирается основное горно-транспортное оборудование на карьерах.
13. Какие факторы необходимо учитывать при выборе модели бурового станка?
14. Как устанавливается режим горных работ на карьерах?

Практическая работа 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА

Цель работы. Расчет эксплуатационных параметров взрывных скважин, установление производительности бурового станка в конкретных горно-геологических условиях.

Порядок выполнения работы

Вначале нужно с учетом рабочих параметров карьерных мехлопаты определить высоту уступа: высота уступа по ЕПБ при разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом не должна превышать максимальную высоту черпанья экскаватора при разработки горных пород одноковшовыми экскаваторами типа «механическая лопата» без применения буро- взрывных работ (БВР) и более чем 1,5 раза высоту черпанья экскаваторов типа «механическая лопата» при разработки скальных пород с применением БВР.

С учетом изложенного следует определить высоту уступа

$$h \leq (1 \div 1,5) \cdot H_{ч. \max}, \text{ м}, \quad (3.9)$$

где $H_{ч. \max}$ – максимальная высота черпанья принятого экскаватора (см. прил. 1), м.

Минимальное значение высоты уступа соответствует разработки экскаватором наносов, а максимальная – коренных пород. Округлим расчетное значение высоты уступа до ближайшего значения из ряда: 10, 12, 15, 20 м.

Теперь установим (табл. 3.8) угол откоса рабочего уступа.

Таблица 3.8. Угол откоса уступа и ширина призмы обрушения (по «Гипроруде»), м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Угол откоса, град.		Высота уступа			
	устойчивого уступа	рабочего уступа	10	12	15	20
2–6	35	45	4	5	6	8,5
7–10	60	70	3	3	3,5	4,5
11–14	65	75	3	3	3	4
15–20	75	85	3	3	3	4

Далее нужно обосновать угол наклона скважины к горизонту. Для этого следует ориентироваться на применение наклонных скважин, пробуриваемых параллельно откосу уступа (с учетом технических возможностей принятого бурового станка).

Затем с точностью до 0,5 м глубину скважины

$$L_c = \frac{h + l_n}{\sin \beta}, \text{ м}, \quad (3.10)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, град.; l_n – длина перебура, м,

$$l_n = (0,1 - 0,25) \cdot h, \quad (3.11)$$

но не более 3 м. Длина перебура возрастает с увеличением крепости разрушаемых пород.

После этого вычислим диаметр скважины

$$d_c = K_{p.c} \cdot d_d, \text{ мм}, \quad (3.12)$$

где d_d – диаметр долота, мм; $K_{p.c}$ – коэффициент расширения скважины при бурении (изменяется от 1,05 в монолитных породах до 1,2 в чрезвычайно трещиноватых) (см. табл. 3.2).

Для выбранного в практической работе №1 бурового станка определяем сменную производительность

$$P_{\sigma} = \frac{T_{cm} - (T_{п.з} + T_p + T_{в.п})}{t_o + t_b}, \text{ м/см} \quad (3.13)$$

где T_{cm} – продолжительность смены, мин.; $T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин., $T_{п.з} = 20 - 30$;

T_p – продолжительность регламентированных перерывов, мин.,
 $T_p = 10 - 30$; $T_{в.п}$ – внутрисменные внеплановые простои, мин.,
 $T_{в.п} = 60 - 90$; t_0 – основное время, затрачиваемое на бурение 1 м скважины,
мин.; t_b – продолжительность вспомогательных операций при бурении 1 м
скважины, мин.

Длительность вспомогательных операций для вращательного (шне-
кового) бурения составляет 1,5 – 4,5 мин/м; шарошечного – 2 – 4 мин/м;
пневмоударного – 4 – 16 мин/м.

Продолжительность основных операций

$$t_0 = \frac{1}{V_b}, \text{ мин,} \quad (3.14)$$

где V_b – техническая скорость бурения (табл. 3.9), м/мин.

Сопоставим расчетную сменную производительность станка с нор-
мативной (табл. 3.10). Если разница превышает 10 %, для дальнейших рас-
четов следует принять нормативное значение Π_b .

Годовую производительность бурового станка найдем

$$\Pi_{б.г} = \Pi_b \cdot N_{см.б}, \text{ м/год} \quad (3.15)$$

где $N_{см.б}$ – количество рабочих смен бурового станка в течение года (табл.
3.11).

Таблица 3.9. Техническая скорость бурения, м/мин
(по П.И. Томакову и И.К. Наумову)

Способ бурения	Буровой станок	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Прото- дьяконова	Техническая скорость бурения V_6
Вращательное (шнековое)	СБР-125	2-3	0,30-0,36
		3-4	0,25-0,30
		4-5	0,13-0,20
	СБР-160	2-3	0,41-0,50
		3-4	0,33-0,41
		4-5	0,23-0,27
		5-6	0,17-0,20
	Шарошечное	2СБШ-200Н	6-8
8-10			0,22-0,25
10-12			0,13-0,20
СБШ-250МН		8-10	0,23-0,25
		10-12	0,18-0,20
		12-14	0,15-0,17
СБШ-320		10-12	0,20-0,22
		12-14	0,17-0,18
		14-16	0,11-0,13
Пневмоударное	СБУ-125	14-16	0,10-0,12
		16-18	0,08-0,10
	СБУ-160	14-16	0,10-0,12
		16-18	0,08-0,10

Таблица 3.10. Производительность буровых станков за восьмичасовую смену (по «Гипроруде»), ед.

Станок	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Прото- дьяконова							
	2-4	4-6	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	>16
Вращательное (шнековое) бурение								
СБР-125	300	200	–	–	–	–	–	–
СБР-160	340	260	–	–	–	–	–	–
Шарошечное бурение								
2СБШ-200Н	–	–	105	90	80	65	–	–
СБШ-250МН	–	–	–	105	90	80	65	50
СБШ-320	–	–	–	–	–	–	80	65
Пневмоударное бурение								
СБУ-125	–	–	60	55	50	45	35	30
СБУ-160	–	–	–	–	–	60	45	40
СБУ-200	–	–	–	–	–	–	65	60

Примечание. При бурении наклонных скважин табличное значение производительности умножить на коэффициент 0,9

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите методы взрывных работ на карьерах.
2. Перечислите классификацию способов бурения.
3. Укажите область применения различных способов бурения.
4. Как находится высота уступа в скальных породах?
5. Какие факторы влияют на величину рабочего угла откоса уступа?
6. Почему глубина взрывных скважин превышает высоту обурываемого уступа?
7. Какие показатели влияют на определение глубины перебура, и всегда ли он необходим?
8. Как влияет трещиноватость пород на степень дробления их взрывом?
9. Почему диаметр скважин больше диаметра долота?
10. Объясните, что определяет угол наклона скважины к горизонту.
11. Какие факторы влияют на производительность бурового станка?
12. За счет чего можно повысить производительность бурового станка?
13. Объясните, как принимается режим работы карьера и буровых станков.

Таблица 3.11. Число рабочих смен в году буровых станков (по «Гипроруде»), ед.

Непрерывная рабочая неделя						Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе						Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе					
в две смены			в три смены			в две смены			в три смены			в две смены			в три смены		
Территориальные зоны																	
северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные
СБР-125																	
535	555	569	795	815	820	455	170	480	675	700	710	380	390	395	555	575	580
СБР-160																	
515	530	535	750	805	440	455	465	635	655	670	360	380	530	530	530	545	550
СБШ-200Н																	
485	505	515	685	705	710	415	430	435	580	600	610	340	350	360	480	495	500
СБШ-320																	
475	495	505	655	680	685	405	420	425	565	580	505	330	345	350	460	480	485
СБШ-250МН																	
485	500	510	670	695	705	410	425	430	575	595	605	335	350	355	470	490	495
СБУ-125																	
525	545	555	775	795	805	445	465	470	655	630	690	370	385	390	545	560	565
СБУ-160																	
524	540	550	765	790	795	445	465	470	655	860	690	365	380	385	540	555	560
СБУ-200																	
480	500	510	680	700	710	415	425	435	480	600	610	340	350	355	480	495	500

Практическая работа 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СКВАЖЕННЫХ ЗАРЯДОВ

Цель работы. Получение навыков расчета параметров буровзрывных работ (БВР) на карьерах.

Порядок выполнения работы

Для данных вашего варианта (см. табл. 3.2) выбрать тип взрывчатого вещества (ВВ) (см. табл. 2.1).

При выборе ВВ следует отдавать предпочтение ВВ, приведенным в верхних строках табл. 2.1, а также ВВ, пригодным для механизированного заряжания.

Определить линию сопротивления по подошве (ЛСПП):

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_B \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{ВВ}}}, \text{ м}, \quad (3.16)$$

где K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве (табл. 3.13); d_c – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряжания ВВ в скважине (табл. 3.14), кг/м^3 ; m – коэффициент сближения зарядов (табл. 3.13); $K_{ВВ}$ – переводной коэффициент от аммонита №6 ЖВ к принятому ВВ (табл. 3.14); γ – плотность породы (табл. 3.2), кг/м^3 .

Таблица 3.13. Коэффициенты для расчета параметров скважинных зарядов

Наименование	Породы		
	легковзрывае- мые	средневзрывае- мые	трудновзрывае- мые
Коэффициент сближения зарядов, m	1,1–1,2	1,0–1,1	0,85–1,0
Коэффициент, учитывающий взрываемость пород, K_B	1,2	1,1	1,0
Коэффициент, зависящий от взрываемости пород, K_3	5–6	3–4	1,5–2,5

Найти величину ЛСПП с учетом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа

$$W_6 = \delta_n + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \text{ м}, \quad (3.17)$$

где δ_n – ширина возможной призмы обрушения (табл. 3.8), м.

Проверить соответствие расчетной ЛСПП требованиям ведения буровых работ

$$W \geq W_6 \quad (3.18)$$

Если расчетная W меньше W_6 , то увеличивают диаметр скважины в пределах возможного для принятого бурового станка, принимают ВВ с увеличенной плотностью заряжения или переходят на бурение наклонных скважин.

Таблица 3.14. Характеристика ВВ

Тип ВВ	Плотность ВВ, г/см ³	Переводной коэффициент $K_{ВВ}$
Акватол Т-20	1,25-1,3	1,28
Гранулит АС-8	0,85-0,9	0,98
Гранулит М	0,78-0,82	1,13
Гранулотол	0,9-0,95	1,2
Граммонит 50/50	0,85-0,9	1,01
Граммонит 30/70	0,85-0,9	1,17
Граммонит 79/21	0,8-0,85	1,0
Игданит	0,8-0,9	1,11
Ифзанит Т-20	1,25-1,3	1,28
Акванал А-10	1,4-1,45	0,97
Акванал ГЛА-20	1,5-1,58	1,06
Гранитол 1	0,9-0,95	1,16
Эмульсолит П-А-20	1,3-1,4	0,76

Расстояние между скважинами в ряду (a) и расстояние между рядами скважин (b) подбирают таким образом, чтобы наиболее равномерно распределить ВВ в массиве (рис. 2.8). Их подбор осуществляют с учетом величины коэффициента сближения зарядов:

$$a = m \cdot W, \text{ м} \quad (3.19)$$

При квадратном расположении скважин $b \approx a$ (рис.2.8, б), при шахмат-

ном расположении $b \approx 0,85 \cdot a$ (рис. 2.8, в).

Исходя из объема породы, взрывааемой зарядом, определить его масса в скважине по формулам:

для скважин первого ряда

$$Q'_z = q \cdot W \cdot a \cdot h, \text{ кг}, \quad (3.20)$$

для скважин последующих рядов

$$Q''_z = q \cdot a \cdot b \cdot h, \text{ кг}, \quad (3.21)$$

где q – удельный расход ВВ (табл. 3.15), кг/м^3

Таблица 3.15. Удельный расход аммонита № 6 ЖВ при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м^3

Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjьяконова	3–4	5–6	7–10	9–11	12–15	16–20
Граммонит 79/21	0,40–0,55	0,55–0,65	0,60–0,75	0,6–0,75	0,7–0,8	0,85

Примечания: 1. При использовании других типов ВВ его удельный расход умножают на величину $K_{\text{ВВ}}$. 2. Для зарядов в наклонных скважинах удельный расход ВВ принимается с коэффициентом 0,95.

Выбрать конструкцию заряда (рис. 2.7). В обводненных скважинах применяют сплошной колонковый заряд (рис. 2.7 а, в), в сухих - рассредоточенный воздушным промежутком (рис. 2.7 б, г).

Найти длину заряда

$$l_{\text{ВВ}} = L_c - l_3 - l_{\text{пр}}, \text{ м} \quad (3.22)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – длина заряда ВВ, м; l_3 – длина забойки, м;

$$l_3 = (20 - 35)d_c, \text{ м} \quad (3.23)$$

$l_{\text{пр}}$ – длина промежутка (при сплошном заряде $l_{\text{пр}}=0$), м,

$$l_{\text{пр}} = (8 - 12)d_c, \text{ м}. \quad (3.24)$$

В трудно взрывааемых породах длина воздушного промежутка уменьшается, в легко взрывааемых – увеличивается.

Вычертить в масштабе принятую конструкцию скважинного заряда.

Определить массу заряда по условиям вместимости в скважину

$$Q_{\text{ВВ}} = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{\text{ВВ}}, \text{ кг} \quad (3.25)$$

где d_c – диаметр скважины, дм.

Должно выполняться условие

$$Q'_3 \leq Q_{\text{ВВ}} \text{ и } Q''_3 \leq Q_{\text{ВВ}} \quad (3.26)$$

Если условие (3.26) не выполняется, то корректируют массу заряда, уменьшая параметры сетки скважин. В крайнем случае, принимают более мощное ВВ или в первом ряду используют парносближенные скважины (рис. 2.8, г), в одну из них размещают заряд ВВ, массу заряда во второй парносближенной скважине можно найти по формуле

$$Q'_3 = W' \cdot h \cdot q \cdot (a' - a), \text{ кг}, \quad (3.27)$$

где W' – ЛСПП при парносближенных скважинах (рис. 2.8, г), м; a' – расстояние между смежными парами скважин (рис. 2.8, г), м.

При рассредоточенном заряде в нижнюю часть его помещают (60 – 70)% ВВ.

В масштабе начертить в плане схему расположения скважин на уступе и нанести необходимые размеры (рисунок 3.2)

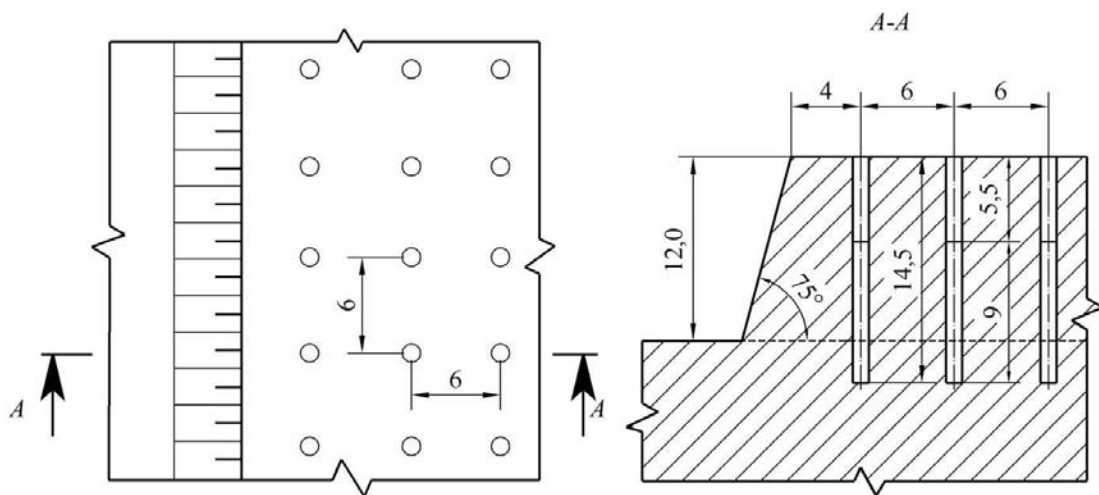


Рисунок 3.2. Схема расположения скважин на уступе

Вычислить объем блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.п}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \text{ м}^3 \quad (3.28)$$

где $Q_{\text{см.п}}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м^3 ; $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен экскаватора за сутки, ед; $n_{\text{д}}$ – норматив обеспеченности экскаватора взорванной горной массой, сут.

Величину $n_{\text{д}}$ для южных районов принимают равной 30 сут., в средней климатической зоне – 10-15 сут., в северной – 7-10 сут.

Определить длину блока

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h}, \text{ м} \quad (3.29)$$

где n_p – число взрывааемых рядов скважин (табл.24), ед.

Найти число скважин, взрывааемых в одном ряду,

$$n_{\text{скв}} = \left(\frac{L_{\text{бл}}}{a} \right) + 1, \text{ ед.} \quad (3.30)$$

Расчётную величину $n_{\text{скв}}$ округляют до ближайшего целого значения и по формуле (3.29)–(3.30) корректируют объём взрываемого блока.

Вычислить общий расход ВВ на блок

$$Q_{\text{в.б}} = [Q'_z + Q''_z(n_p - 1)] \cdot n_{\text{скв}}, \text{ кг} \quad (3.31)$$

Рассчитать выход горной массы с 1 м скважины,

$$\varphi = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_c}, \text{ м}^3 \quad (3.32)$$

Найти интервал замедления

$$t = 1,25 \cdot K_3 \cdot W, \text{ мс} \quad (3.33)$$

где K_3 –коэффициент, зависящий от взрываемости пород (табл. 3.13).

По расчетной величине t подобрать ближайшее стандартное пиротехническое реле РП-8 из ряда 10, 20, 35, 50, 75, 100 мс.

Выбрать (табл. 2.2, рис. 2.9) схему коммутации скважинных зарядов и вычертить её в масштабе с расстановкой РП-8 (рис. 3.3)

Рассчитать ширину развала взорванной горной массы

$$B = (1,5 - 2,5) \cdot h + b \cdot (n_p - 1), \text{ м} \quad (3.34)$$

Определить высоту развала

$$h_p = (1,0 - 1,2) \cdot h, \text{ м} \quad (3.35)$$

Найти инвентарный парк буровых станков

$$N_{б.с} = \frac{1,15 \cdot A_{г.м}}{\gamma \cdot \varphi \cdot П_{б.г}}, \text{ ед.} \quad (3.36)$$

где $A_{г.м}$ – годовая производительность по горной массе, т; $П_{б.г}$ – годовая производительность бурового станка, м.

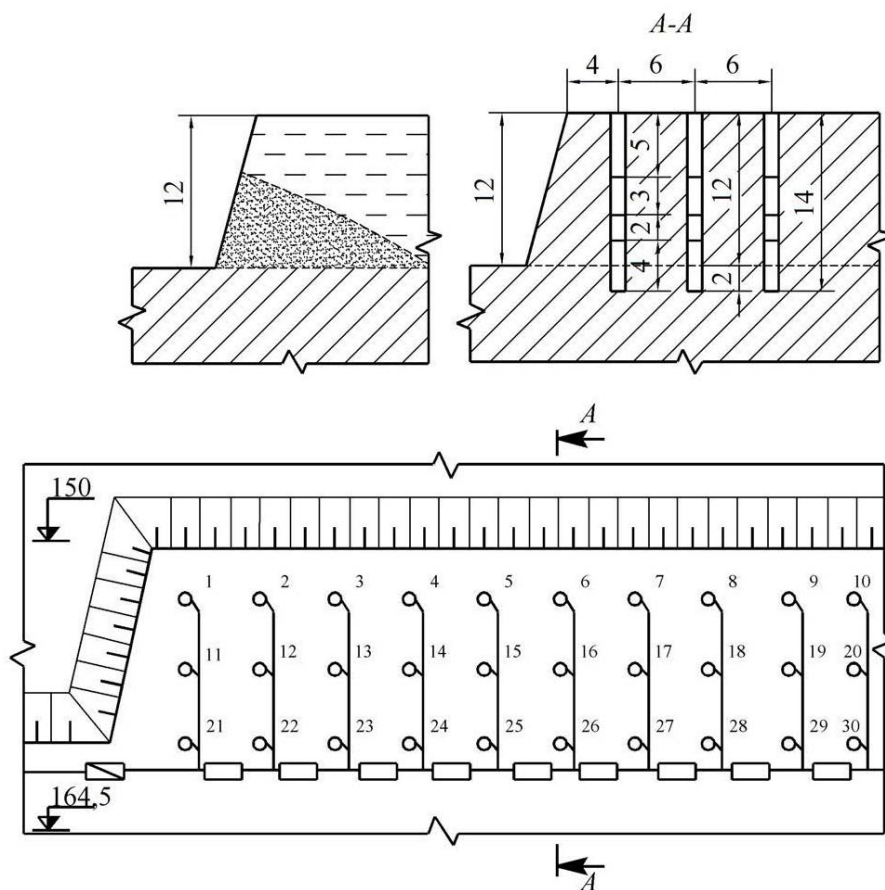


Рисунок 3.3. Схема монтажа взрывной сети

Контрольные вопросы и задания

1. От чего зависит выбор типа ВВ?
2. Какие ВВ применяются в обводненных скважинах?
3. Объясните зависимость величины ЛСПП от различных факторов.
4. Как определить ЛСПП с учетом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа?
5. Каким образом можно обеспечить соответствие расчетной ЛСПП требованиям безопасного ведения буровых работ у бровки уступа?
6. Чем характеризуются парносближенные скважины, и когда их применяют?
7. В каких случаях применяют сплошной колонковый заряд, а в каких – рассредоточенный воздушным промежутком?
8. Выпишите все формулы для определения величины скважинного заряда.
9. Перечислите факторы, влияющие на выход горной массы.
10. Из каких соображений выбирают схему соединения (коммутации) зарядов?
11. Как определяется размер взрываемого блока?
12. От чего зависит ширина и высота развала взорванной горной массы?

Практическая работа 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЗАБОЯ, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ

Цель работы. Получение навыков в определении производительности и парка выемочно-погрузочного оборудования для заданных горнотехнических условий разработки.

Порядок выполнения работы

Определить ширину экскаваторной заходки при погрузке горной массы в средства транспорта

$$A = (1,5 - 1,7) \cdot R_{ч.у}, \text{ м}, \quad (3.37)$$

где $R_{ч.у}$ – максимальный радиус черпания на уровне стояния принятого в практической работе №1 экскаватора (см. прил. 1).

Количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы

$$n_n = \frac{B}{A}, \text{ ед.}, \quad (3.38)$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Расчётное значение n_n округлить до ближайшего целого и откорректировать ширину экскаваторной заходки.

Сменную эксплуатационную производительность принятого в практической работе №1 экскаватора при разработке хорошо взорванных скальных пород вычисляют, принимая продолжительность цикла ($t_{ц}$) по табл. 3.16 для угла поворота под погрузку 135^0

$$Q_{э.см} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_z \cdot K_n \cdot T_{см} \cdot K_{ном} \cdot K_y \cdot K_u}{K_p \cdot t_{ц}}, \text{ м}^3/\text{см}, \quad (3.39)$$

где E – вместимость экскаваторного ковша (см. прил. 1); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя, $K_3 = 0,7-0,9$; K_n – коэффициент наполнения ковша, $K_n = 0,6-0,75$; K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше, $K_p = 1,4-1,5$; $K_{пот}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы (табл. 3.17); K_y – коэффициент управления, зависящий от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики (табл. 3.17); $K_{ис}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены, учитывающий организационные и технологические перерывы (табл. 3.17).

Таблица 3.16. Продолжительность цикла мехлопат при погрузке хорошо взорванных скальных пород, с.

Экскаваторы	Угол поворота под разгрузку, град.		
	90	135	180
ЭКТ-3,2	22,8	24,9	27
ЭКГ-5	22,8	24,9	27
ЭКГ-8И	25,6	28,6	31,8
ЭКГ-12,5	30,1	33,1	36,1
ЭКГ-20	28,1	31,1	34,2

Таблица 3.17. Расчетные коэффициенты для определения эксплуатационной производительности

Наименование	Показатели
Коэффициент потерь породы	0,98-0,99
Коэффициент управления	0,92-0,98
Коэффициент использования при погрузке:	
- в железнодорожные вагоны с тупиковой подачей составов	0,55-0,65
- в железнодорожные вагоны со сквозной подачей составов	0,70-0,75
- в автосамосвалы с тупиковым разворотом	0,60-0,65
- в автосамосвалы с кольцевым разворотом	0,70-0,75
- на конвейер	0,75-0,80

Теперь расчетную производительность экскаватора сравнивают с нормативной (табл. 3.18). Если разница превышает 10%, для дальнейших расчетов следует принять нормативное значение эксплуатационной производительности мехлопат.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора, $m^3/год$

$$Q_{\text{Э.Г}} = Q_{\text{Э.СМ}} \cdot N_{\text{СМ.Э}}, \quad (3.40)$$

где $N_{\text{СМ.Э}}$ – количество рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ карьера (табл. 3.19).

Найти инвентарный парк экскаваторов

$$N_{\text{Э.И}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{Г.М.}}}{\gamma \cdot Q_{\text{Э.Г}}}, \text{ ед.}, \quad (3.41)$$

где $A_{\text{Г.М.}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т;
 γ – плотность пород, т/м³.

Таблица 3.18. Производительность мехлопат за 8-часовую смену, м³

Экскаватор	Емкость ковша, м ³	Группа пород						
		рыхлые	глинистые		плотные глинистые		полу- скаль- ные	скаль- ные
			нор- маль- ные	вязкие	нормаль- ные	вязкие		
С погрузкой в средства железнодорожного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2200	1950	1400	1600	1150	1550	1250
	6,3	2700	2450	1750	2000	1450	1950	1550
ЭКГ-8И, 10	6,3	-	-	-	-	-	1750	1400
	8,0	3100	2800	2050	2300	1650	2250	1800
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2400	1960
	12,5	4200	3750	2800	3100	2250	3000	2450
	16,0	5400	4800	3600	3950	2800	-	-
С погрузкой в средства автомобильного транспорта								
ЭКГ-5	5,0	2400	2150	1550	1800	1250	1750	1400
	6,3	3000	2700	1950	2250	1560	2200	1750
ЭКГ-8И, 10	6,3	-	-	-	-	-	1950	1550
	8,0	3400	3050	2300	2550	1800	2450	2000
	10,0	4250	3800	2900	3200	2250	-	-
ЭКГ-12,5	10,0	-	-	-	-	-	2700	2160
	12,5	4650	4150	3100	3450	2500	3350	2700
	16,0	5950	5300	4000	4400	3200	-	-
ЭКГ-20								

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите типы одноковшовых экскаваторов.
2. Назовите рабочие параметры мехлопат.
3. Охарактеризуйте виды забоев и заходок экскаваторов.
4. Сформулируйте принципы расчета параметров забоя одноковшовых экскаваторов.
5. Какие рабочие параметры экскаватора мехлопата определяют ширину экскаваторной заходки?
6. Перечислите факторы, влияющие на сменную эксплуатационную производительность экскаваторов.
7. Как влияет угол поворота экскаватора под погрузку на продолжительность экскаваторного цикла?
8. Каким образом повлияет ухудшение качества взорванной горной массы (увеличение среднего размера куска взорванной породы, плохая проработка подошвы уступа) на эксплуатационную производительность экскаватора?
9. От чего зависит количество рабочих смен экскаватора в течение года?

Практическая работа 5

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЙ РАСЧЕТ КОЛЕСНОГО ТРАНСПОРТА

Цель работы. Ознакомление с методикой расчета производительности и парка подвижного состава колесного транспорта.

Порядок выполнения работы

Для выбранной модели подвижного состава (см. практическую работу №1) установить грузоподъемность и вместимость кузова (см. прил. 2, 3 или 4).

Вначале следует определить общую продолжительность транспортного цикла (оборота)

$$T_{\text{об}} = t_{\text{п}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{р}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{ож}}, \text{ ч}, \quad (3.42)$$

где $t_{\text{п}}$ – время погрузки, ч; $t_{\text{гр}}$ – время движения с грузом, ч; $t_{\text{р}}$ – время разгрузки состава (автосамосвала), ч; $t_{\text{пор}}$ – время движения порожняка, ч; $t_{\text{ож}}$ – время задержек в пути, ожидания погрузки и разгрузки (табл. 3.20 и 3.21), ч.

Время погрузки вычисляется, исходя из фактической грузоподъемности $q_{\text{ф}}$, т (вместимости кузова $V_{\text{ф}}$, м³) локомотивосостава или автосамосвала:

$$t_n = \frac{n_e \cdot q_{\text{ф}} \cdot K_{\text{не}}}{Q_{\text{э}} \cdot K_{\text{рв}} \cdot \gamma}, \text{ ч}, \quad (3.43)$$

или

$$t_n = \frac{n_e \cdot V_{\text{ф}} \cdot K_{\text{не}}}{Q_{\text{э}} \cdot K_{\text{рв}}}, \text{ ч}, \quad (3.44)$$

где $n_{\text{в}}$ – количество вагонов в составе (при автотранспорте $n_{\text{в}}=1$),

$$n_{\text{в}} = Q_{\text{п}} / q_{\text{ф}}, \text{ ед.} \quad (3.45)$$

где $Q_{\text{п}}$ – полезная масса поезда, т.

Таблица 3.19. Число рабочих смен экскаватора

Емкость стан- дартного ковша экскава- тора, м ³	Непрерывная ра- бочая неделя			Шестидневная рабочая неделя при работе						Пятидневная рабо- чая неделя		
	в три смены			в две смены			в три смены			в две смены		
	се- вер- ные	сре- дни е	юж- ные	север- ные	сред- ние	юж- ные	се- вер- ные	сред- ние	юж- ные	север- ные	сред- ние	юж- ные
5	765	800	820	460	475	485	650	680	700	375	390	395
8–10	745	780	795	455	470	475	640	665	680	-	-	-
12,5–20	740	770	785	450	465	470	630	665	670	-	-	-

Таблица 3.20. Время задержек на рейс локомотивосостава,
(по «Гипроруде»), мин

Расстояние перевозки, км	Вид груза	
	руда	порода
До 5	15	10
5,1–7,0	20	15
7,1–9,0	25	20
Более 9	30	20

Полезная масса поезда

$$Q_n = \frac{P_{сц} [100 \cdot \psi_{сц} - (\omega'_o + q \cdot i_p)]}{(\omega''_o + q \cdot i_p) \cdot (1 + K_m)}, \text{ т}, \quad (3.46)$$

где $P_{сц}$ – сцепная масса локомотива (см. прил. 8); $\psi_{сц}$ – коэффициент сцепления ведущих колёс локомотива с рельсами ($\psi_{сц} = 0,22-0,26$ при движении, $\psi_{сц} = 0,28-0,34$ при трогании с места); ω'_o – удельное сопротивление движению локомотива, кгс/т, $\omega'_o = 4-5$; ω''_o – удельное сопротивление движению вагонов, кгс/т, $\omega''_o = 3,5-4$; i_p – руководящий продольный уклон ж.д. пути ($i_p = 0,04$), д.е., K_m – коэффициент тары вагона (см. прил. 3); q – ускорение свободного падения, м/с; $K_{н.в}$ – коэффициент наполнения кузова, $K_{н.в} = 1,15$; $K_{р.в}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове $K_{р.в} = 1,1$; $Q_э$ – эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч.

Таблица 3.21. Время задержек и маневров на рейс (по «Гипроруде»), мин

Наименование операций	Автосамосвал	Автопоезд
Развороты, маневры и ожидание на пунктах погрузки и выгрузки:		
при тупиковой схеме проездов	2	3
при сквозной и петлевой схеме проездов	1	2
Задержки в пути на пересечениях и прочие непредвиденные задержки при расстоянии транспортирования:		
до 2-х км	1	1
более 2-х км	2	2

При погрузке одноковшовыми экскаваторами q_{ϕ} и V_{ϕ} устанавливается по числу ковшей, загружаемых в кузов

$$n_{\kappa} = \frac{q \cdot K_p}{E \cdot K_n \cdot \gamma}, \text{ ед.} \quad (3.47)$$

или

$$n_{\kappa} = \frac{V \cdot K_p}{E \cdot K_n}, \text{ ед.,} \quad (3.48)$$

здесь q и V – паспортные грузоподъемность (т) и вместимость вагона, м^3 .

Округлив расчетные значения n_{κ} до целого, установить q_{ϕ} и V_{ϕ} :

$$q_{\phi} = \frac{n_{\kappa} \cdot E \cdot K_n \cdot \gamma}{K_p}, \quad (3.49)$$

$$V_{\phi} = \frac{n_{\kappa} \cdot E \cdot K_n}{K_p}. \quad (3.50)$$

Расчеты по формулам (3.43) и (3.47) ведут, если $\gamma > q/V$. В противном случае используют выражения (3.44) и (3.48).

Время движения подвижного состава для укрупненных расчетов можно вести по формуле

$$t_{\text{дв.}} = t_{\text{тр}} + t_{\text{пор}} = 2 \cdot L_{\text{тр}} / v_{\text{ср}}, \text{ ч,} \quad (3.51)$$

здесь $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортировки (табл. 3.1), км; $v_{\text{ср}}$ – средняя скорость движения в обоих направлениях (табл. 3.22 и табл. 3.23), км/ч.

Таблица 3.22. Скорость движения поезда (по «Гипроруде»), км/ч

Состояние железнодорожного пути	Скорость
Передвижные в карьерах и на плужных отвалах	15
Передвижные на экскаваторных отвалах	20
Стационарные пути на поверхности, локомотив-тепловоз	25
Стационарные пути на поверхности, локомотив-электровоз	30

Время разгрузки

$$t_p = n_B \cdot t_p', \text{ ч}, \quad (3.52)$$

где t_p' – время разгрузки одного вагона (автосамосвала), ч.

Время разгрузки одного вагона грузоподъемностью до 85т составляет 0,033ч, грузоподъемностью свыше 85т – 0,042ч, время разгрузки автосамосвалов всех марок – 0,017ч, автопоездов – 0,025ч.

Сменная производительность подвижного состава

$$Q_m = \frac{T_{cm} \cdot K_{и} \cdot n_s \cdot q_{\phi}}{T_{об}}, \text{ т/см}, \quad (3.53)$$

где T_{cm} – продолжительность смены, ч; $K_{и}$ – коэффициент использования сменного времени подвижным составом, $K_{и} = 0,9$.

Таблица 3.23. Скорость движения автосамосвалов и автопоездов (км/ч)

Тип дорог и покрытия	с механической трансмиссией		с электрической трансмиссией
	До 20	27–45	75–120
Грузоподъемность, т			
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные укатанные с поверхностной обработкой)	25	22	25
Проезды в забоях и на отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивающим щебеночным слоем)	16	14	16

Принимая организацию движения по открытому циклу, определяют инвентарный парк локомотивов и вагонов:

$$N_{ил} = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_{з.м} \cdot K_{ил}}{N_p \cdot n_{см} \cdot Q_m}, \text{ ед.}, \quad (3.54)$$

$$N_{и.в} = N_{и.л} \cdot n_{в} \cdot K_{и.в}, \text{ ед.}, \quad (3.55)$$

где N_p – число рабочих дней карьера в течение года, ед; $n_{см}$ – количество рабочих смен в течение суток, ед.; $K_{и.л}$ и $K_{и.в}$ – коэффициенты резерва локомотивов и вагонов (табл. 3.24)

Теперь необходимо обосновать целесообразность применения открытого или закрытого цикла движения автосамосвалов и рассчитать рабочий парк автосамосвалов. При организации движения по открытому циклу использовать формулу (3.54), исключив коэффициент резерва и принимая две рабочие смены в сутки.

Таблица 3.24. Резерв подвижного состава (по «Гипроруде»)

Локомотивы		Вагоны	
Рабочий парк, ед.	Коэффициент резерва	Рабочий парк, ед.	Коэффициент резерва
До 10	1,15	До 60	1,10
11–20	1,14	61–100	1,09
21–40	1,13	101–200	1,08
41–80	1,11	201–1000	1,07
Более 80	1,10	Более 1000	1,06

При закрытом цикле рабочий парк автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор, равен

$$N_{р.а} = Q_{э.см} \cdot \gamma / Q_T, \text{ ед.} \quad (3.56)$$

Суточный пробег автосамосвала

$$L_{сут} = \frac{4 \cdot T_{см} \cdot K_{ис} \cdot L_{мп}}{T_{об}}, \text{ км} \quad (3.57)$$

Теперь следует найти коэффициент технической готовности G (табл. 3.25) и вычислить инвентарный парк автосамосвалов.

При открытом цикле обслуживания

$$N_{и.а} = N_{р.а} / G \quad (3.58)$$

При закрытом цикле обслуживания

$$N_{и.а} = N_{э.п} \cdot N_{р.а} / G \quad (3.59)$$

где $N_{и.а}$ – инвентарный парк автосамосвалов, ед; $N_{э.и}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.

Таблица 3.25. Коэффициенты технической готовности автосамосвалов

Грузоподъемность, т	Суточный пробег, км				
	50	100	150	200	250
12–18	0,95	0,90	0,87	0,83	0,80
27–45	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76
65–75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110–180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите особенности работы карьерного транспорта.
2. Назовите виды карьерного транспорта и охарактеризуйте область их применения.
3. Поясните, в каком случае эксплуатационный расчет колесного транспорта ведут по грузоподъемности транспортного средства, а в каком – по вместимости его кузова.
4. Поясните, как найти продолжительность транспортного цикла (времени оборота) подвижного состава.
5. От чего зависит полезная масса поезда?
6. Перечислите факторы, влияющие на сменную производительность подвижного состава.
7. Охарактеризуйте способы организации движения колесного транспорта. Назовите преимущества и недостатки открытого и закрытого циклов.
8. Назовите, в чем особенность расчета парка подвижного состава при открытом и закрытом циклах организации движения транспорта.

Практическая работа 6
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ

Цель работы. Расчет основных параметров и показателей отвальных работ.

Порядок выполнения работы

В соответствии с выбранным видом транспорта необходимо принять экскаваторный или бульдозерный способ отвалообразования.

При использовании железнодорожного транспорта в основном применяется отвалообразование механическими лопатами. Для данного способа высоту отвала можно выбрать по табл. 4.26.

Затем нужно произвести следующие вычисления.

Определить количество составов, подаваемых на отвальный тупик за смену

$$N_c = f \cdot T_{см} \cdot \eta_{п} / (t_p + t_o), \text{ ед.}, \quad (3.60)$$

где f – коэффициент неравномерности работы транспорта (0,85-0,95);
 $\eta_{п}$ – коэффициент, учитывающий время на профилирование отвала, (0,6-0,8); t_p и t_o – соответственно, время разгрузки и обмена состава, ч.

Вычислить сменную приёмную способность отвального тупика

$$W_c = N_c \cdot n_B \cdot V_{ф}, \text{ м}^3 \quad (3.61)$$

Рассчитать приемную емкость отвального тупика

$$W_e = c \cdot h_o \cdot L_{от} / K_{ро}, \text{ м}^3 \quad (3.62)$$

где c – шаг переукладки пути, м; h_o – высота отвального уступа, м;
 $L_{от}$ – длина отвального тупика (1,5–2,0 км); $K_{ро}$ – коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале (1,06–1,15).

Таблица 3.26. Высота отвалов в зависимости от характера пород и способа отвалообразования

Средства механизации отвальных работ	Породы	Высота отвала, м
Одноковшовые экскаваторы: Мехлопаты	Песчаные	25–30
	Глинистые	15–20
	Скальные	30–45
Драглайны	Мягкие	20–30
	Крепкие	30–45
Многочерпаковые экскаваторы (абзетцеры)	Песчаные	40–70
	Супесчаные	30–45
	Глинистые	20–30
Бульдозеры	Мягкие, рыхлые	До 60
	Мягкие	10–15
	Смешанные	15–20
	Крепкие	20–30
Отвальные плуги	Песчаные и скальные	20–25
	Супесчаные	12–15
	Глинистые	7–10

Найти шаг переукладки железнодорожного пути на отвале

$$c = 0,95 \cdot R_p + \sqrt{(0,9 \cdot R_q)^2 + \frac{l_6^2}{4}}, \text{ м} \quad (3.63)$$

где R_p – максимальный радиус разгрузки экскаватора (см. прил. 1), м;
 R_q – максимальный радиус черпания экскаватора (см. прил. 1), м; l_6 – длина приёмного бункера, равная длине вагона по осям автосцепки (см. прил. 3)

Выбрать модель отвального экскаватора, приравнивая его производительность (табл. 3.27) к приемной способности отвального тупика.

Вычислить необходимое количество отвальных тупиков

$$n_o = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_g \cdot (1 + t_{np} \cdot W_d / W_c)}{W_c \cdot n_{cm} \cdot N_p}, \text{ ед}, \quad (3.64)$$

где t_{np} – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, смен.

При тупиковой переукладке путей t_{np} составляет 18,5–20,5 смен на 1 км пути.

Таблица 3.27. Сменная производительность отвальных экскаваторов
(по «Гипроруде»)

Экскаватор	Песчаные породы	Суглинки		Глинистые породы		Полускальные породы	Скальные породы
		нормальные	вязкие	нормальные	вязкие		
ЭКГ-5	3500	3050	2200	2500	1800	2450	2050
ЭКГ-8и, 10	4850	4350	3300	3600	2600	3550	2900
ЭКГ-12,5	6650	6000	4450	4900	3550	4750	3850
ЭКГ-20	9850	9300	6900	7400	4200	7200	4500

Рассчитать инвентарный парк отвальных экскаваторов

$$N_{30} = (1,05 - 1,1) \cdot n_0, \text{ ед.} \quad (3.65)$$

Вычертить в масштабе схему экскаваторного отвалообразования (рис. 2.22 или 2.23).

При автотранспорте применяется бульдозерное отвалообразование.

Выбрать высоту отвала (табл. 3.26).

Определить удельную приемную способность отвала

$$W_0 = V_{\phi} \cdot \lambda / b_a, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (3.66)$$

где λ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала (1,5); b_a – ширина кузова автосамосвала (см. прил. 2), м.

Вычислить длину отвального участка по условиям планировки

$$L_{оп} = Q_{60} / W_0, \text{ м} \quad (3.67)$$

здесь Q_{60} – сменная производительность отвального бульдозера (табл. 3.28), м^3 .

Определить количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале

$$N_a = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_s \cdot t_{p.m.}}{N_p \cdot n_{cm} \cdot T_{cm} \cdot V_{\phi}}, \text{ ед.}, \quad (3.68)$$

где $t_{p.m.}$ – время разгрузки и маневрирования на отвале, час, $t_{p.m.} = 0,07 - 0,11$.

Вычислить длину отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин

$$L_{op} = N_a a_o, \text{ м} \quad (3.69)$$

здесь a_o – ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при погрузке и маневрировании (20–30 м).

Таблица 3.28. Сменная производительность отвальных бульдозеров, м³ (по «Гипроруде»)

Расстояние перемещения, м	ДЗ-100, ДЗ-110ХЛ (Д-275А)	ДЗ-35 (Д-521А)	ДЗ-118 (Д-572)	ДЗ-60, ДЗ-60ХЛ (Д-701)
Скальные породы				
10	1000	1300	1500	1700
15	800	1100	1200	1400
20	550	750	800	1000
25	350	500	550	750
30	250	350	400	500
Рыхлые породы				
10	1500	1900	2200	2400
15	1200	1600	1800	2000
20	800	1100	1250	1350
25	550	750	850	950
30	400	580	600	700

Рассчитать объем бульдозерных работ на отвале

$$W_o = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_o \cdot K_{зав}}{N_p \cdot n_{cm}}, \text{ м}^3 \quad (3.70)$$

где $K_{зав}$ – коэффициент заваленности верхней площадки отвала (0,3–0,6).

Вычислить общую необходимую длину отвального фронта

$$L_{of} = (N_a + W_o/Q_{bo} + N_{o,рез}) \cdot L_{oy}, \text{ м}, \quad (3.71)$$

где $N_{o,рез}$ – число резервных участков, $N_{o,рез} = (0,5-1,0) \cdot N_a$; L_{oy} – наибольшее из значений длины отвального участка по условиям разгрузки L_{op} и планировки $L_{оп}$.

Найти инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{b.o} = K_{инв} \cdot W_o/Q_{bo}, \text{ ед.}, \quad (3.72)$$

где $K_{инв}$ – коэффициент, учитывающий ремонтный и резервный парк бульдозеров, $K_{инв} = 1,4$.

Вычертить в масштабе схему бульдозерного отвалообразования (рис. 2.24).

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте классификацию отвалов в зависимости от места их расположения относительно контуров карьера.
2. Укажите, чем отличается приемная емкость от приемной способности отвала.
3. Назовите, от чего зависит высота отвального яруса и шаг переукладки путей на отвале.
4. Перечислите способы механизации отвальных работ при перемещении вскрыши железнодорожным транспортом.
5. Какие факторы влияют на приемную емкость и приемную способность отвального тупика?
6. Поясните, как выбирается тип отвального экскаватора.
7. Опишите технологию работ на бульдозерных отвалах при перевозке вскрыши автосамосвалами.
8. Перечислите факторы, влияющие на общее число отвальных тупиков.
9. Поясните, каким образом можно регулировать количество автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале.
10. Как определить объем бульдозерных работ на отвале?

Практическая работа 7
ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

Цель работы. Выбрать схему вскрытия рабочих горизонтов карьера и форму трассы траншей для конкретных горнотехнических условий разработки месторождения. Получение навыков в установлении (трассировании) пространственного положения и направления продольной оси системы наклонных траншей.

Порядок выполнения работы

В соответствии с вариантом индивидуального задания и выбранного горно-транспортного оборудования (см. практическую работу №1) дать описание способа вскрытия рабочих горизонтов карьера по классификации проф. Е.Ф.Шешко (см. п. 2.4, табл. 2.5).

Необходимо установить основные параметры траншеи: глубину заложение (H_T), продольный уклон (i_p), углы откоса бортов (α), ширину по нижнему основанию (b_T), длину в плане L_T и горно-строительный объем (V_T) (рис.2.25).

Глубина заложения траншей равна разности заложения ее устья и вскрываемого рабочего горизонта. При вскрытии одного горизонта, глубина траншеи равна высоте уступа. Продольный уклон капитальных траншей (скользящего съезда) устанавливается в зависимости от вида карьерного транспорта (табл. 3.29).

Угол откоса бортов капитальных траншей устанавливается в зависимости от срока ее службы и физико-технических свойств горных пород. В мягких и полускальных породах составляет $34-45^0$. В скальных породах его значение принимается в пределах $60-80^0$.

Таблица 3.29. Продольный уклон вскрывающих выработок

Траншея	Вид транспорта	Продольный уклон траншей %	
		при подъеме	при спуске
Наклонные	Железнодорожный	2,5–6	2,5–6
	Автомобильный	6–10	8–12
Крутые	Конвейерный	25–33	–
	Скиповой	55–100	–

Длина наклонной траншеи в плане связано с ее глубиной и продольным уклоном:

$$L_m = \frac{100 \cdot H_m}{i_p}, \quad (3.73)$$

где i_p – руководящий (продольный) уклон, %.

Длину разрезной траншеи находят в зависимости от размеров подготовительного горизонта и принятой системы разработки.

В соответствии с заданным видом транспорта по табл. 3.30–3.32 следует выбрать ширину траншеи по дну.

Таблица 3.30. Ширина нижнего основания капитальных траншей для железнодорожного транспорта, м

Породы	Один путь		Два пути	
	Электровозная тяга	Тепловозная тяга	Электровозная тяга	Тепловозная тяга
Мягкие	13	12	18	16
Скальные	11	10	15	14

Таблица 3.31. Ширина нижнего основания капитальных траншей при двухполосном движении автотранспорта, м

Породы	Грузоподъемность автосамосвала, т.		
	27–40	75–120	120–180
Мягкие	25–26	30–35	35–37
Скальные	20–21	27–32	32–37

Таблица 3.32. Ширина нижнего основания разрезных траншей в скальных породах (м)

Высота уступа, м.	Автомобильный транспорт		Железнодорожный транспорт			
	Грузоподъемность, т.		Один путь		Два пути	
	25–40	75–100	электро-возная тяга	тепловозная тяга	электро-возная тяга	тепловозная тяга
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
20	38	45	31	30	36	34

Затем провести проверку ширины основания траншеи по условиям ее проведения (табл. 3.33)

Сравнить табличные значения ширины нижнего основания траншеи и принять наибольшее из них.

После этого вычислить объем капитальной наклонной траншеи (м³)

$$V_m = \frac{100 \cdot H_m^2 \cdot (b_m / 2 + H_m / 3 \cdot \operatorname{tg} \alpha)}{i_p} \quad (3.74)$$

Рассчитать строительный объем разрезной траншеи (м³)

$$V_{рт} = h \cdot L_{рт} \cdot (b_{рт} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha), \quad (3.75)$$

где $L_{рт}$ – длина разрезной траншеи, м; $b_{рт}$ – ширина нижнего основания разрезной траншеи (табл. 3.32), м.

Таблица 3.33. Ширина нижнего основания капитальной траншеи в зависимости от типа экскаватора применяемого для ее проходки, м

Угол откоса борта траншеи, град.	Тип экскаватор	
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8и (ЭКГ-10)
50	12	15
60	14	17
70	15	19
80	17	20

Выполнить графическое изображение вскрывающей траншеи и указанием основных ее параметров (рис. 2.25).

Построить поперечный разрез карьера по образцу (рис. 3.1) и план

карьера в виде горизонталей, показывающих положение нижних бровок соответствующих уступов (рис. 3.4). Минимальные радиусы закругления в торцах принимать равными 120м при железнодорожном транспорте и 20м при автомобильном и конвейерном транспорте.

Выбрать вид примыкания капитальных траншей к горизонту (см. п. 2.4, рис. 2.27).

Определить длину трассы, необходимой для вскрытия одного горизонта (м)

$$l_g = \frac{100 \cdot h}{i_p} + l_n + l_k + l_c, \quad (3.76)$$

где h – высота уступа, м; l_n – длина горизонтальной площадки примыкания (при автомобильном транспорте $l_n = 40-50$ м, при железнодорожном транспорте $l_n = 200-250$ м), м; l_k – увеличение длины трассы за счет криволинейных участков (учитывается при спиральной форме трассы), м; l_c – приращение длины трассы за счет смягчения уклона (l_c составляет 200-250м, учитывается только в случае примыкания на смягченном уклоне, при этом $l_n = 0$), м.

С учетом формы залежи выбрать форму трассы внутренних траншей (см. п. 2.4, рис. 2.28).

На построенном плане карьера (рис. 3.4) спроектировать трассу вскрывающих траншей (рис. 3.5). Построение трассы простой формы ведут при фиксированном положении точки А (начала трассы). При трассировании траншей тупиковой или петлевой формы допускается вскрывать несколько горизонтов без изменения направления трассы. Во избежание значительного выполаживания бортов карьера разворотные площадки при петлевых съездах целесообразно размещать в торцах и сдвигать смежные петли по фронту, не допуская расположения их на одной линии.

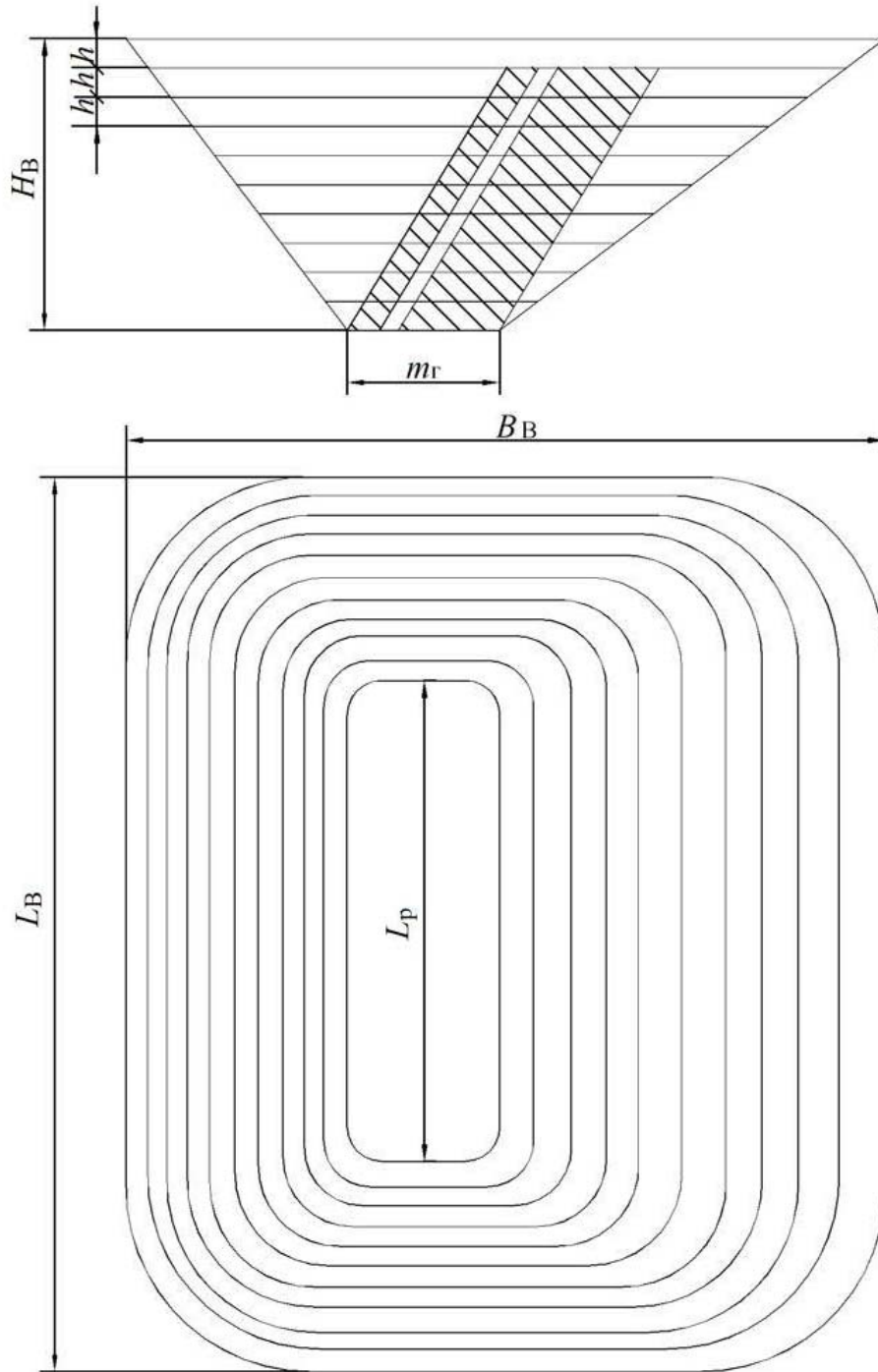


Рисунок 3.4. План и поперечный разрез карьера,
с положением нижних бровок уступов

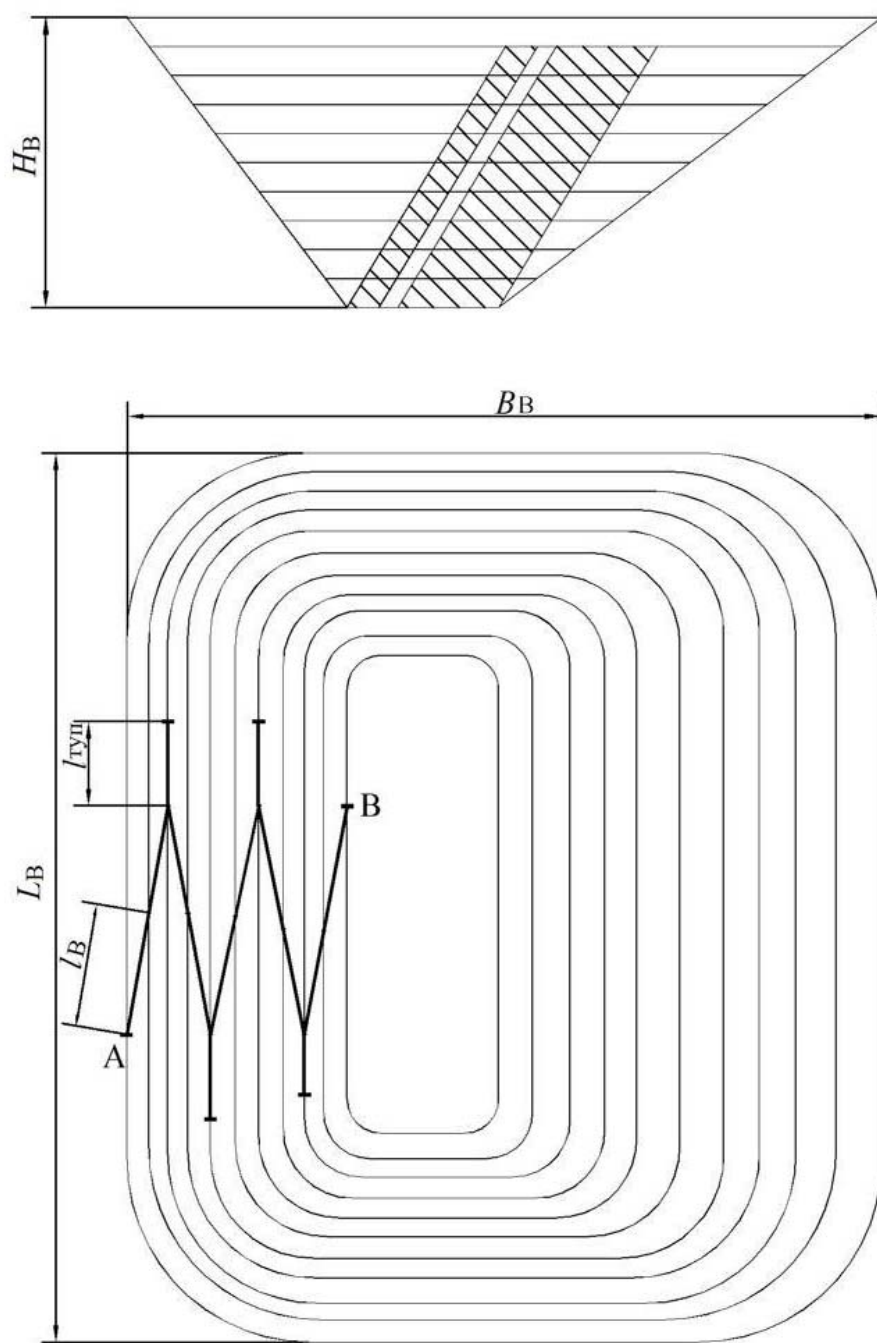


Рисунок 3.5. Система внутренних траншей с тупиковой формой трассы

Построение системы траншей со спиральной формой трассы производят с учетом увеличения длины трассы за счет криволинейных участков.

Контрольные вопросы и задания

1. Сформулируйте цель вскрытия месторождения.
2. Перечислите открытые горные выработки и укажите их основные параметры.
3. Укажите, как подразделяются траншеи по величине продольного уклона.
4. Поясните, из каких соображений устанавливают продольный уклон траншеи.
5. Сформулируйте, в чем различие между вскрывающими и разрезными траншеями.
6. Поясните, из каких соображений устанавливают глубины внутренней траншеи.
7. Перечислите виды примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам.
8. Что называется трассой?
9. Как определить коэффициент удлинения трассы?
10. Дайте классификацию траншей по форме их трасс в плане.
11. Укажите способы вскрытия карьерных полей.
12. Что понимается под схемой вскрытия?
11. Поясните сущность и условия применения способов вскрытия отдельными, групповыми и общими траншеями.
12. Когда применяется способа вскрытия парными траншеями.
13. Поясните сущность и условия применения бестраншейного способа вскрытия.
14. Поясните сущность и условия применения способа вскрытия подземными выработками.
15. Назовите факторы, влияющие на выбор способа вскрытия и места расположения вскрывающих выработок.

Практическая работа 8

РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Цель работы. Приобретение навыков классифицировать систему разработки для конкретных горнотехнических условий разработки месторождения. Расчет основных параметров принятой системы разработки.

Порядок выполнения работы

В соответствии с вариантом индивидуального задания необходимо дать описание принятой системы разработки на основе классификации акад. В.В.Ржевского (см. п. 2.5, табл. 2.8) и акад. Н.В. Мельникова (см. п. 2.5, табл.2.7) и выполнить расчет ее основных параметров.

Параметры рабочего уступа определены в практической работе №2.

Ширина рабочей площадки Π , м, рассчитывается по следующим формулам (рис. 2.30):

при разработке мягких пород (наносов) без БВР (рис. 2.30, а):

$$\Pi = A + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{\Pi}; \quad (3.77)$$

при использовании буровзрывных работ (рис 2.30, б):

$$\Pi = B + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{\Pi}; \quad (3.78)$$

где A – ширина экскаваторной заходки, м; C_1 – расстояние от нижней бровки уступа или развала до транспортной полосы, м, $C_1=2,5 - 3,5$; T – ширина транспортной полосы, м; m – расстояние от линии электропередачи до кромки транспортной полосы, м, $m=3,5$; d_b – ширина полосы для движения вспомогательного транспорта (при использовании автотранспорта $d_b=0$), м, $d_b=6 - 7$; $Л$ – ширина полосы готовых к выемке запасов, м; δ_{Π} – ширина призмы возможного обрушения (табл. 3.8), м; B – ширина развала взорванной горной массы (см. практическую работу №3), м.

Ширина транспортной полосы зависит от типа транспортных средств и числа путей (полос движения). При использовании железнодорожного транспорта на однопутных линиях она составляет 6,5 м, при двух смежных путях равна 10,9 м; для автотранспорта при однополосном движении изменяется от 5,5 м (автосамосвалы грузоподъемностью 27 т) до 9 м (автосамосвалы грузоподъемностью 160-180т), а при двухполосном движении – от 10 до 20 м.

Ширина резервной полосы запасов, необходимой для бесперебойной работы на смежных уступах, рассчитывается по формуле

$$L = \frac{\mu \cdot A_p}{12 \cdot L_{p,y} \cdot n_o \cdot h \cdot \gamma}, \quad (3.79)$$

где μ – норматив обеспеченности запасами полезного ископаемого, мес. (табл. 3.34); A_p – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, т; $L_{p,y}$ – длина добычного фронта на уступе, м ($L_{p,y} = L_p$); n_o – количество добычных уступов.

Количество одновременно разрабатываемых добычных уступов для продольных систем разработки в условиях наклонных и крутопадающих залежей рассчитывается по формуле Э.К. Граудина:

$$n_o = \frac{m_z - b_{pm}}{[P_{\min} + h(ctg\alpha \pm ctg\delta)]}, \quad (3.80)$$

где b_{pt} – ширина разрезной траншеи (ее учитывают, если подготовка горизонтов ведется по залежи), м; δ – угол падения залежи, град; P_{\min} – минимальная ширина рабочей площадки (обычно $P_{\min} = 60 \div 80$ м), м.

Таблица 3.34. Норматив обеспеченности готовыми к выемки запасами, мес.
(по «Гипроруде»)

Производительность карьера по горной массе, млн. т/год	Автомобильный транспорт	Железнодорожный транспорт
До 30	1,5	2,0
От 30 до 60	2,5	3,0
Свыше 60	4,0	4,5

Знак «плюс» в знаменателе принимают при развитии работ от лежащего бока к висячему, знак «минус» – при их развитии от висячего бока к лежащему.

Для поперечных систем разработок количество добычных уступов

$$n_o = \frac{L_p - b_{pk}}{P_n + h \cdot ctg\alpha}, \quad (3.81)$$

где b_{pk} – ширина разрезного котлована ($b_{pk} = 40 \div 100$ м.) в скальных породах; P_n – ширина рабочей площадки по простиранию, м,

$$P_n = P_{min} + \mu \cdot Q_{э.г} \cdot n_б / 12 \cdot m_r \cdot h, \quad (3.82)$$

где $Q_{э.г}$ – годовая производительность экскаватора, м³; $n_б$ – количество добычных экскаваторов работающих на одном уступе, ед.

Количество добычных экскаваторов, работающих на одном уступе, определяется с учетом рекомендуемой длины фронта работ на экскаватор при использовании железнодорожного транспорта или исходя минимальной длины активного фронта работ на один экскаватор (табл. 3.35, 3.36).

Таблица 3.35. Рекомендуемая длина, м, фронта работ

Условия эксплуатации	Наклонные и крутые залежи	
	Первый этап	Последующие этапы
Конечная глубина карьера, м:		
100–150	1,2–2,2	1,2–2,2
150–200	1,2–2,2	2,5–3,0
250–300	1,2–2,2	3,0–4,5

Таблица 3.36. Минимальная длина, м, активного фронта работ на один экскаватор.

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
4,6–5,0	1000	500
6,0–8,0	1200	600
10,0–12,5	1400	700

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта карьера φ отстраивается внутри рабочей зоны и рассчитывается по формуле:

$$\varphi = \operatorname{arctg} \left(\frac{h}{\Pi + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha} \right). \quad (3.83)$$

Длину добычного фронта работ находят, умножив длину фронта работ уступа $L_{p,y}$ на величину n_0 .

Выполнить в масштабе схему забоя экскаватора (рис. 3.6).

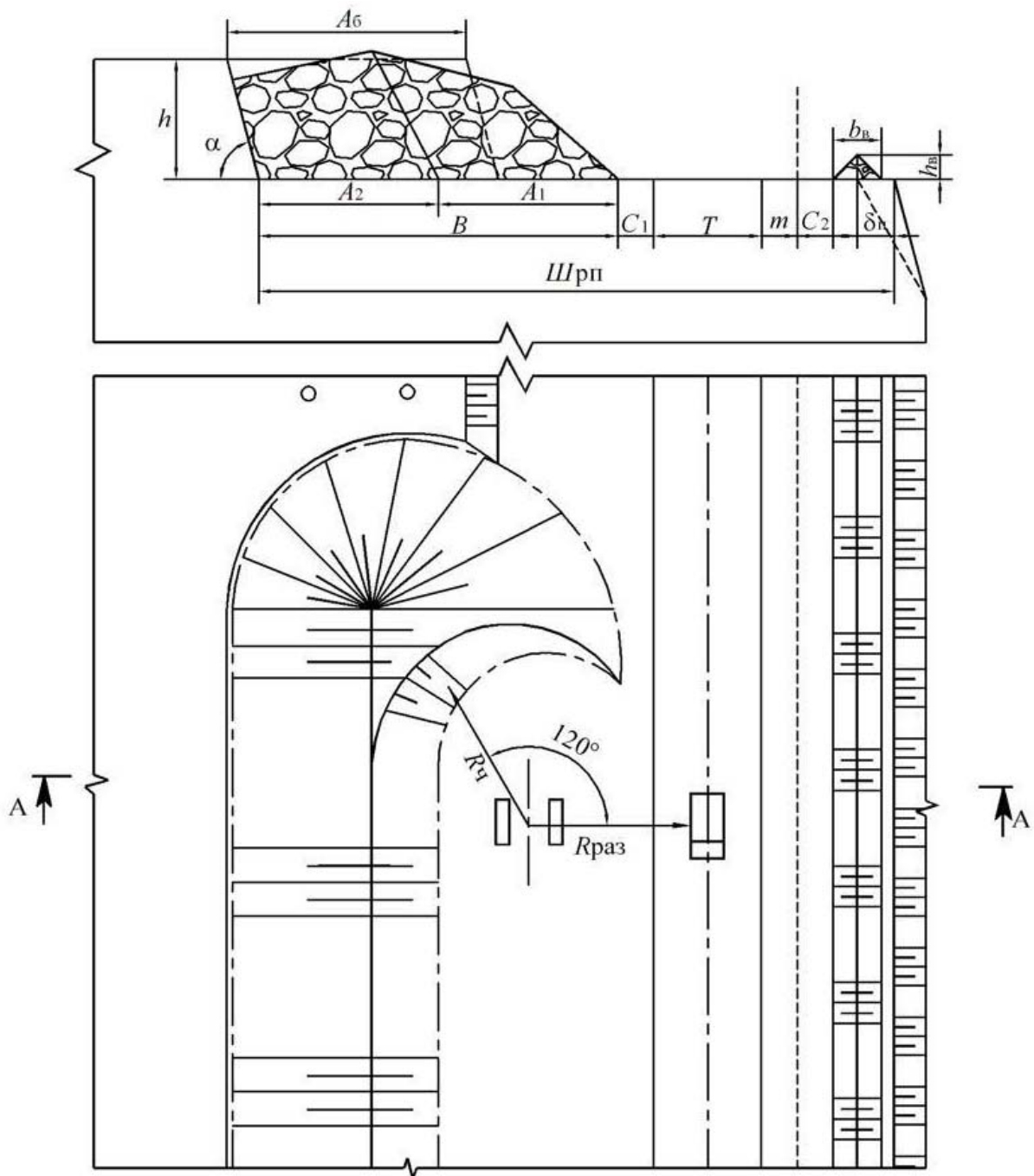


Рисунок 3.6. Схема забоя экскаватора

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте определение термина «система открытой разработки»
2. Поясните, какие системы разработки называют сплошными, а какие – углубочными.
3. Опишите способы перемещения фронта работ уступов.

4. Укажите, что положено в основу классификаций систем разработки акад. В.В. Ржевского и акад. Н.В. Мельникова.

5. Назовите условия применения бестранспортной системы разработки?

6. Поясните, в каких условиях можно применять систему разработки «экскаватор-карьер».

7. Какая из систем разработки по классификации акад. Н.В. Мельникова является наиболее универсальной?

8. Сформулируйте чем отличается транспортная система разработки от транспортно-отвальной.

9. Сформулируйте, чем отличается бестранспортная система разработки от системы разработки экскаватор-карьер.

10. Перечислите основные элементы и параметры системы разработки.

11. От чего зависит ширина рабочей площадки?

12. Назовите, чем отличается конструкция рабочей площадки в мягких и скальных породах.

13. От чего зависит угол откоса рабочего борта карьера?

14. Поясните, как взаимосвязаны между собой угол откоса рабочего борта карьера и эксплуатационный коэффициент вскрыши.

15. Что понимается под технологическими комплексами вскрышных и добычных работ.

16. Сформулируйте основные принципы формирования комплексов оборудования при открытой разработке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1 / Колл. авт. – 2-е изд., испр. и доп. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 252 с.

2. Городниченко В.И. Основы горного дела: учеб. для вузов/ В.И. Городниченко. – М.: Издательство «Горная книга», 2008 – 464 с.

3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02). Серия 03. Выпуск 22 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 152 с.

4. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в российской Федерации. [Текст] Серия 13. Выпуск 2 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 80 с.

5. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). [Текст] Серия 05. Выпуск 3 / Колл. авт. – М.: Государственное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 144 с.

6. Открытые горные работы: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.

7. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации: /

Колл. авт. Сер. 13. Вып. 2 – М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность», 2002. – 80 с.

8. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник / В.В. Ржевский. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с.

9. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник / В.В. Ржевский. – изд. 5-е.– М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 552 с.

10. Синьчковский В.Н. Открытые горные работы: практикум/В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, И.В. Черникова. – Красноярск: СФУ, 2010. – 172 с.

11. Синьчковский В.Н. Процессы открытые горные работы: Практикум/ В.Н. Синьчковский, Ю.В. Ромашкин. – Красноярск: ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», 2006. – 156 с.

12. Синьчковский В.Н. Технология открытые горные работы: учеб. пособие/ В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, Е.В. Синьчковская. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 508 с.

13. Томаков П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений: учеб. пособие / П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – 2-е изд. – М.: Изд-во МГГУ, 2000. – 611 с.

14. Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ: учеб. пособие для вузов./ Е.Е. Шешко – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.

15. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов/ Р.Ю. Подерни – 5-е изд., перераб. и доп. М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 606 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Техническая характеристика карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-20
Вместимость ковша: основного, м ³	5,2	8	10	15	20
Угол наклона стрелы, градус	45	47	45	45	45
Длина стрелы, м	10,5	13,35	13,85	18	17
Длина рукояти, м	7,8	11,51	11,37	13,58	12,6
Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	9,04	12,2	12,6	15,6	14,2
Максимальный радиус черпания $R_{ч.мах}$, м	14,5	18,2	18,4	22,6	23,4
Максимальный радиус разгрузки $R_{р.мах}$, м	12,65	16,3	16,3	20	20,9
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_{р}$, м	-	6,1	5,7	7,6	8
Максимальная высота черпания $H_{ч.мах}$, м	10,3	12,5	13,5	16,4	17
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки $R_{р}$, м	11,8	15,6	15,4	19,5	18,2
Максимальная высота разгрузки $H_{р.мах}$, м	6,7	9,2	8,6	10	11,5
Радиус вращения кузова $R_{к}$, м	5,25	7,62	7,78	10,02	10
Ширина кузова, м	5	6,512	6,512	8,04	10
Высота экскаватора без стрелы $H_{к}$, м	8,1	6,73	14,6	15,4	12,6
Просвет под поворотной платформой, м	1,85	2,77	2,76	3,35	3,3
Высота пяты стрелы S , м	0,55	5	4,095	4,86	5,13
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора, м	2,25	2,4	2,4	3,2	3,3
Длина гусеничного хода, м	6,06	7,95-8,23	7,95-8,23	12,85-13,08	10,86
Ширина гусеничного хода, м	5,24	6,98	6,68	9,5	9,6
Ширина гусеничной цепи, м	0,9	1,4	1,4	0,9	1,8
Рабочая скорость передвижения, км/ч	0,55	0,45	0,42	0,43	0,9
Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус	12	12	12	12	12
Среднее удельное давление на грунт, Мпа	0,21	0,199	0,216	0,206	0,31
Максимальное усилие на блоке ковша, кН	490	784	960	1470	1764
Скорость подъема ковша, м/с	0,87	0,94	0,95	1,1	1,08
Максимальное усилие напора, кН	194	363	490	615	720
Мощность сетевого двигателя, кВт	250	630	630	1250	2250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	23	26	26	28	28
Масса экскаватора с перевесом, т	196	370	395	672	1040

Приложение 2. Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ

	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-548А	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т	27	30	40	75	110	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	28,8	67,48	85	145	143
Габариты, мм	7250×3480× ×3580	7133×3480× ×3560	8120×3787× ×3910	10250×5360××4 790	11250×6100××5 130	13580×7640× ×6100	13280×7780×× 6580
Погрузочная высота, мм	3255	3255	3805	4550	4600	5700	5870
База, мм	3550	3550	4200	4450	5300	6650	6100
Наименьший радиус поворота, м	8,7	8,7	10,2	10,5	12	16	15
Объем кузова, м ³ :							
- геометрический	15	15	21	35	41	80	85
- с «шапкой»	18	18	26	46	56	108	115
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240НМ	ЯМЗ-240Н	6ДМ-21А	8ДМ-21А	12ДМ-21А	16V-149Т1В
Номинальная мощность, кВт	265	309	368	772	956	1691	1641
Частота вращения, мин ⁻¹	2100	2100	2100	1500	1500	1500	1900
Размер шин	18.00-25	18.00-25	21.00-33	27.00-49	33.00-51	40.00-57	40.00-57

Приложение 3. Техническая характеристика саморазгружающихся вагонов (думпкаров)

Показатели	BC-85	2BC-105	BC-145	2BC-180
Грузоподъемность, т	85	105	145	180
Вместимость кузова, м ³	38	48,5	72	59,2
Тара, т	35	48	64,5	68
Коэффициент тары	0,41	0,45	0,45	0,38
Число осей	4	6	8	8
Нагрузка на ось, тс	30,0	25,6	26,2	31,0
Угол наклона кузова при разгрузке, градус	45	45	45	45
Основные размеры, мм:				
- наружная ширина кузова	-	3750	3460	3460
- внутренняя высота кузова	1280	1300	1610	1313
- внутренняя длина кузова вверху	10580	13400	16040	16216
- то же, внизу	10120	13000	15500	15556
- высота думпкара	3235	3240	3650	3660
Длина по осям автосцепки, мм	12170	15020	17580	17580

Приложение 4. Техническая характеристика несаморазгружающихся полувагонов

Показатели	ПС-63	ПС-94	ПС-125	ПС-140
Грузоподъемность, т	63	94	125	140
Вместимость кузова, м ³	72,5	106	137,5	153
Тара, т	22	31	43,3	46
Коэффициент тары	0,34	0,33	0,35	0,354
Длина по осям автосцепки, мм	13920	16400	20240	20240
Ширина, мм	3130	3200	3130	3506
Высота от головки рельса, мм	3482	3790	3896	3850
Длина базы полувагона, мм	8650	10440	12070	12070
Размеры кузова внутри, мм:				
- длина	12156	14690	18758	-
- ширина	2850	2922	2922	-
- высота	2060	2370	2450	-
Число тележек	2	2	2	2
Число осей в тележке	2	3	4	4
Нагрузка от оси на рельс, тс	21,3	20,8	21	22

Приложение 5. Техническая характеристика станков вращательного бурения резцовыми коронками

Показатели	СБР-160А-24	СБР-200-32
Диаметр скважины, мм	160	200
Глубина скважины, м	24	48
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, 1/сек	1,7; 2,2; 3,3	2,8
Установленная мощность, кВт	184	150
Мощность вращателя, кВт	36/40/5	-
Крутящий момент, кН м	12	-
Усилие подачи, кН	80	120
Скорость бурового инструмента, м/с:		
- подачи	0 - 0,05	0 - 0,09
- подъема	0,5	0,37-0,53
Ходовая часть:		
- мощность привода, кВт	15x2	-
- скорость передвижения, км/ч	0,9	1
- преодолеваемый уклон, градус	15	15
- давление на грунт, МПа	0,01	0,01
Габариты, мм, не более		
- в рабочем положении	7495x4900x x12980	-
- в транспортном положении:		
- длина	12640	-
- высота	4800	-
Масса, т	25	33

Приложение 6. Техническая характеристика станков вращательного бурения шарошечными долотами

Показатели	СБШ-250МНА-32	СБШ-250-55	СБШ-320-36	2СБШ-200-32	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60
Диаметр долота, мм	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320	215,9; 244,5	215,9	215,9; 244,5*
Глубина скважины, м, не более	32	55	36	32	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/8	10/10	17,5/17,5	8/1	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	300	350	600	250	300	300
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5
Частота вращения долота, 1/сек	0,2-2,5	0,2-2,5	0-2,1	0,2-4,0	0,25/2,5	0,2-2,16
Крутящий момент на вращателе, кН м	4,2	4,2	8,7	6,65-2,12	3,2/5,2	6
Подача компрессора, м ³ /с	0,417-0,53	0,53	0,834	0,417	0,417	0,417-0,53
Мощность электродв., кВт:						
- установленная	400	400	712	350	410	400
- вращателя	68	68	100	60	52	68
- компрессора	200	200	2x200	200	200	200
- хода	44	44	44	32	44	44
Ходовое оборудование	УГ-60М	УГ-70М	ЭГ-400	Э-1252	УГ-60	Э-1602
Скорость передвижения, км/ч	0,737	0,84	0,33	0,6	0,77	1
Давление на грунт, МПа	0,12	0,12	0,11	0,1	0,1	0,1
Габариты, мм	9200x5450x x15350	11200x5240x x17730	12500x5450x x25200	9180x4600x x13840	10200x5000x x14300	10100x5300x x18400
Масса станка, т	71,5	85	140	55	66	65

Приложение 7. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения погружными пневмударниками

Показатели	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-52
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	105	100; 125	125; 160
Глубина скважины, м, не более	35	35	35	32	52
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0-45
Пневмударник	П-105С; П-125	П-105С; П-125	П-105С	П-125	П-125
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Частота вращения бурового става, 1/мин	46	46	46	22,5; 45	31-62; 62-90; 90-135
Номинальный крутящий момент, Н м	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при Р=0,5МПа):					
- вверх/вниз	6/8,5	6/8,5	6/8,5	25/25	50/70
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмоколесный	Салазки	Гусеничный	Гусеничный
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Габариты станка в транспортном положении, мм	4000x2300x x2340	4000x2300x x2400	2620x1000x x1080	4200x3020x x7100	5500x3200x x2100
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

Приложение 8. Сцепной вес локомотивов

Тип локомотива	Сцепной вес, тс
Контактные электровозы широкой колеи:	
– постоянного тока	
IVКП-1	80
EL-2	100
EL-1	150
13E (21E)	180
– переменного тока	
Д-100	100
Д-94	94
Тяговые агрегаты:	
– постоянного тока	
EL-10	366
ПЭ-2М	368
– переменного тока	
ОПЭ-1	360
Тепловозы:	
ТГМ-3	68
ТЭМ-1	123,5
ТЭМ-2	122,4
ТЭ-3	252