



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBIRIAN FEDERAL UNIVERSITY

ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебное
пособие

УМО

ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА, ГЕОЛОГИИ И ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

ГОРНОЕ ДЕЛО



Министерство образования и науки Российской Федерации
Сибирский федеральный университет

В. Н. Вокин, В. Н. Морозов, Е. Ю. Назарова, М. Ю. Кадеров

ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по направлению подготовки (специальности) «Горное дело» и по направлению подготовки (специальности) «Физические процессы горного или нефтегазового производства», 21.05.2012

Красноярск
СФУ
2013

УДК 622.271 (07)
ББК 33.22я73
О833

Р е ц е н з е н т ы: А. Г. Михайлов, доктор технических наук, заведующий лабораторией «Проблем освоения недр» Института химии и химической технологии СО РАН;

В. П. Федорко, доктор технических наук, заведующий кафедрой «Разработка месторождений полезных ископаемых» Иркутского государственного технического университета

О833 **Открытая геотехнология** : учеб. пособие / В. Н. Вокин, В. Н. Морозов, Е. Ю. Назарова, М. Ю. Кадеров. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2013. – 156 с.
ISBN 978-5-7638-2778-1

Приведена характеристика основных элементов горнопромышленного комплекса. 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.

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

УДК 622.271 (07)
ББК 33.22я73

ISBN 978-5-7638-2778-1

© Сибирский федеральный университет, 2013

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	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	10
1.3. Геологические объекты горных работ	14
1.4. Способы разработки месторождений полезных ископаемых.....	19
2. ОСНОВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	21
2.1. Общие сведения о технологии открытых горных работ.....	21
2.2. Основные понятия, элементы и параметры карьера.....	25
2.3. Производственные процессы	29
2.3.1. Подготовка горных пород к выемке	29
2.3.2. Выемочно-погрузочные работы	38
2.3.3. Перемещение горной массы	44
2.3.4. Отвалообразование вскрышных пород	51
2.4. Вскрытие месторождений	57
2.5. Системы открытой разработки и структура комплексной механизации.....	65
2.6. Технология и комплексная механизация разработки горных пород гидравлическим способом.....	74
2.6.1. Общие сведения о гидромеханизации открытых горных работ	74
2.6.2. Способы разработки с применением плавучих земснарядов....	74
2.6.3. Технология разработки россыпных месторождений драгами.....	78
2.6.4. Особенности разработки проявлений россыпного золота микродражным способом.....	81
2.6.5. Особенности добычи полезных ископаемых со дна морей и океанов.....	85
2.7. Разработка месторождений строительных горных пород.....	88
2.7.1. Особенности разработки песчано-гравийных месторождений.....	90
2.7.2. Особенности горных работ на щебеночных карьерах.....	90
2.7.3. Вскрытие и системы разработки на карьерах по добыче природного камня	93
3. ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ	95
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	101
ПРИЛОЖЕНИЯ	145

ВВЕДЕНИЕ

Горное дело относится к одному из основных видов человеческой деятельности, обеспечивающих существование и высокий 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. Ксенофонта, Е. Ф. Шешко, Н. В. Мельников, Н. М. Покровский, М. М. Протодьяконов, В. В. Ржевский и многие другие.

Дисциплина «Открытая геотехнология» 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 понятий, 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 циклов. Основными из них являются: геология, история горного дела, начертательная геометрия, экология, обеспечение жизнедеятельности и др. В свою очередь, открытая геотехнология является 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.

В настоящем пособии изложены основные теоретические сведения по технологии открытых горных работ. Во второй части книги даны практические работы, в которых предложены возможные варианты для практического использования полученных знаний.

Для удобства решения поставленных задач в приложении приведены технические характеристики основного горно-транспортного оборудования.

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 государства.

В недрах нашей планеты сформировано огромное количество минеральных ресурсов. Твердая оболочка Земли мощностью в несколько десятков километров является потенциальной сферой добычи полезных ископаемых (рис. 1.1).

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 (рис. 1.2).

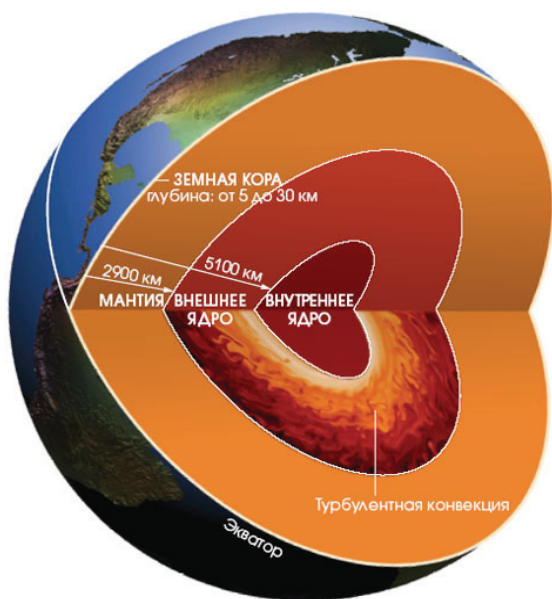


Рис. 1.1. Строение Земли

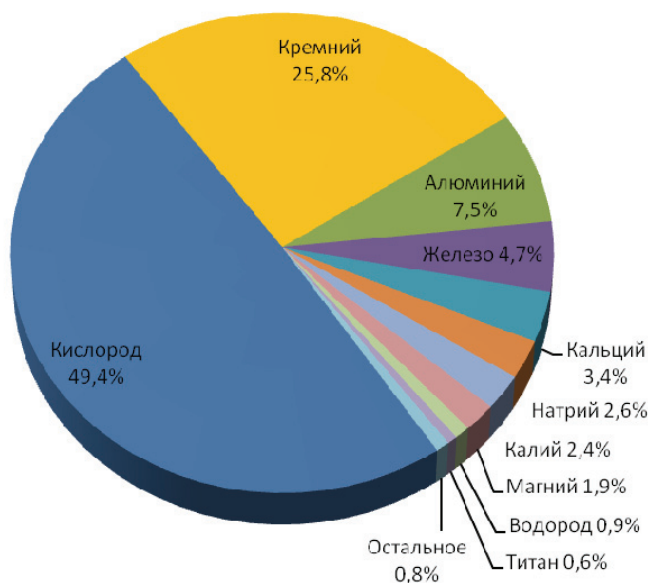


Рис. 1.2. Химический состав земной коры

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.

Горными породами называют естественные минеральные агрегаты более или менее постоянного состава и строения, слагающие литосферу в виде самостоятельных геологических тел. Горные породы состоят из одного (например, толща гипса, каменной соли) или нескольких минералов.

По происхождению горные породы подразделяют на *магматические*, или *изверженные* (гранит, диорит, базальт и др.), *осадочные* (известняк, глины, пески, песчаники и др.) и *метаморфические* (гнейс, кристаллические сланцы, мрамор и др.).

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 18 т минерального сырья, в том числе 8–10 т нерудных строительных материалов, 2,5 т угля, 0,5 т 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; *нематаллические* – 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.

Уровень развития и экономический потенциал государства зависят от производства и потребления минерального сырья. По расчетам экономистов, среди природных ресурсов, используемых для удовлетворения потребностей общества, минеральные вещества составляют 80 %, а потребляемую энергию производят на 90 % за счет тепла, получаемого при сгорании полезных ископаемых: нефти, газа, угля, торфа. Достаточная обеспеченность общественного хозяйства минерально-сырьевыми ресурсами – непереносимое условие высоких темпов его развития и национальной безопасности государства.

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 профессором М. М. Протодяконовым, 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).

М. М. Протодяконов 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. Протодяконова 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 $f = 15-20$ (квар-

циты, 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. Немецкий геолог и минералог Фридрих 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 (табл. 1.1).

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).

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

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 заряжения 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 $45\text{--}90^\circ$ 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 различный 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 искусственной, 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.

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

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 (табл. 1.2).

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 (рис. 1.3) и пластообразные залежи. *Пластом* называется плитообразная залежь, имеющая значительное 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.

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.).

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

Жилой (рис. 1.4, а) называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. *Шток* (рис. 1.4, б) – большие тела с весьма неправильными очертаниями. *Линза* (рис. 1.4, в) – округленные или овальные тела с уменьшением толщины к краям. *Столб* (рис. 1.4, г) – залежь, вытянутая в одном направлении. *Гнезда* (рис. 1.4, 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*.

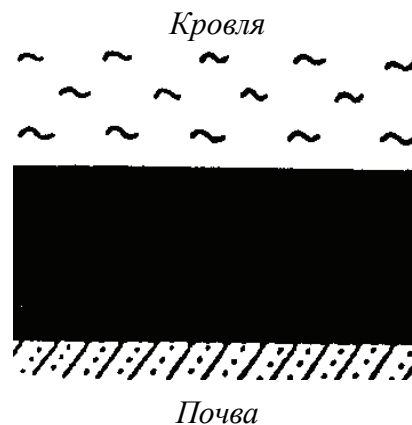


Рис. 1.3. Пласт

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

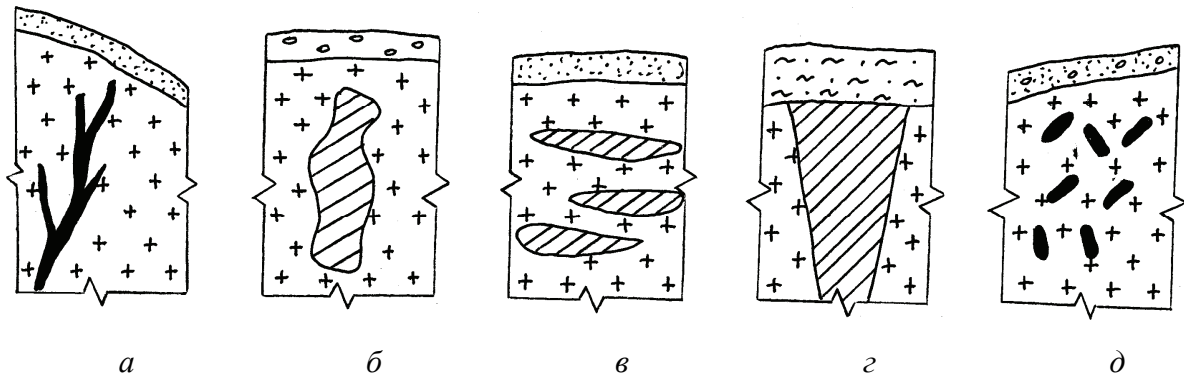


Рис. 1.4. Формы залегания рудных тел:
a – жила; *б* – шток; *в* – линзы; *г* – столб; *д* – гнезда

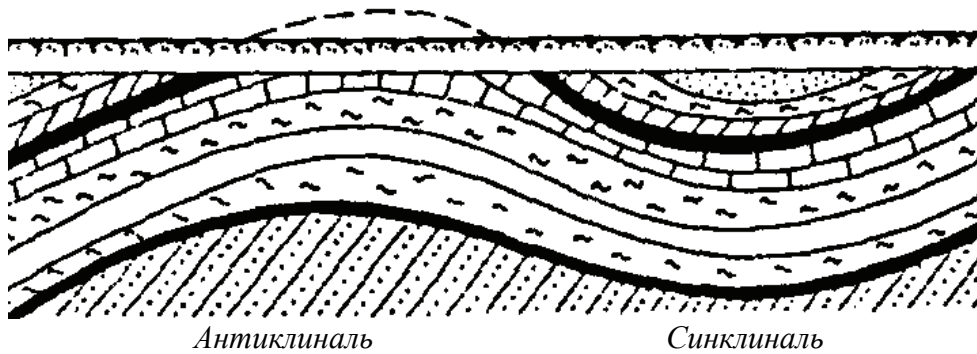


Рис. 1.5. Складчатость месторождения

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

Положение месторождения в земной коре определяется элементами его залегания. К ним относятся простирание и падение.

Протяжение пласта в длину называется *простиранием*. Линия пересечения пласта с горизонтальной плоскостью называется *линией простирания* (рис. 1.7).

Направление простирания пласта определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом. Линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно линии простирания, 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_g , а по вертикали – вертикальной мощностью m_v (рис. 1.8).

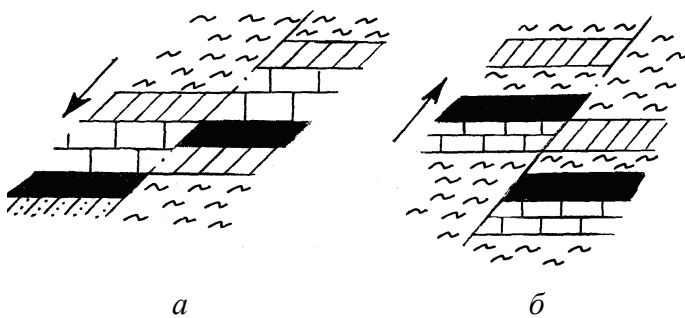


Рис. 1.6. Дизъюнктивные нарушения:
а – сброс; б – взброс

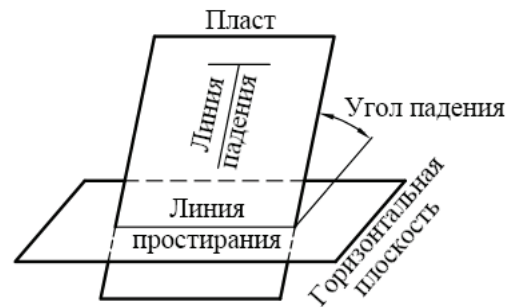


Рис. 1.7. Элементы залегания пласта

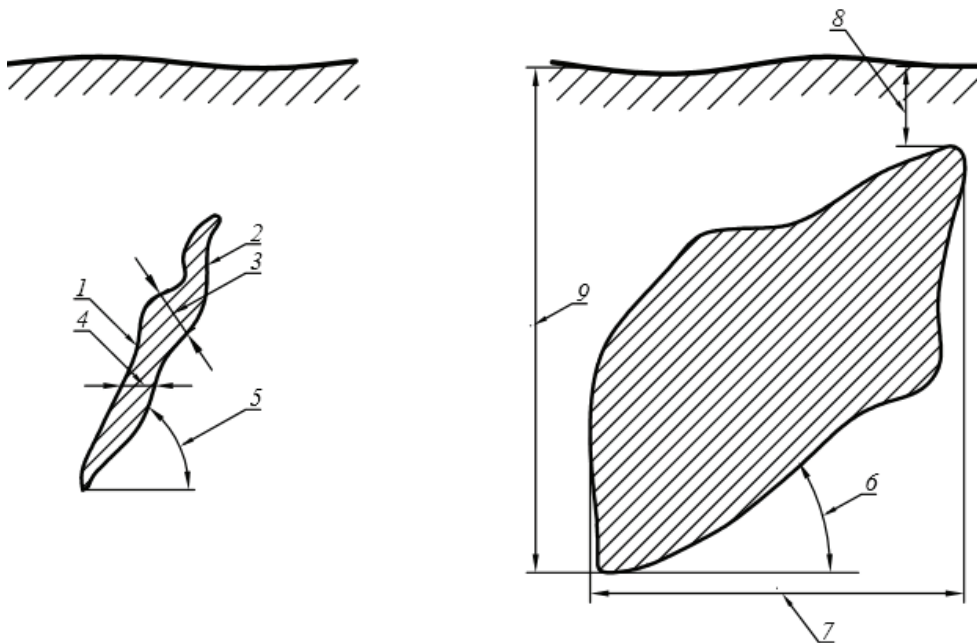


Рис. 1.8. Параметры пространственной ориентации месторождения полезных ископаемых: 1 – висячий бок залежи; 2 – лежащий бок залежи; 3 – нормальная (по перпендикуляру) мощность рудного тела; 4 – горизонтальная мощность; 5 – угол падения залежи; 6 – угол склонения рудного тела; 7 – длина простирания; 8 – 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 находиться 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 (табл. 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	

Таблица 1.4

Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

Тип залежи	Мощность, м		
	при подземной разработке, m	при открытой разработке	
		горизонтальные и пологие, m_b	наклонные и крутые, m_r
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

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

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 строительных материалов 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 (рис. 2.1). Поэтому применялась она еще в древнейшее время, когда извлекались только те полезные ископаемые, которые залегали 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 %.

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, малопроизводительные, 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), Коунрадский меднорудный (1936), Краснобродский и Бачатский угольные разрезы (1948–1950) 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.

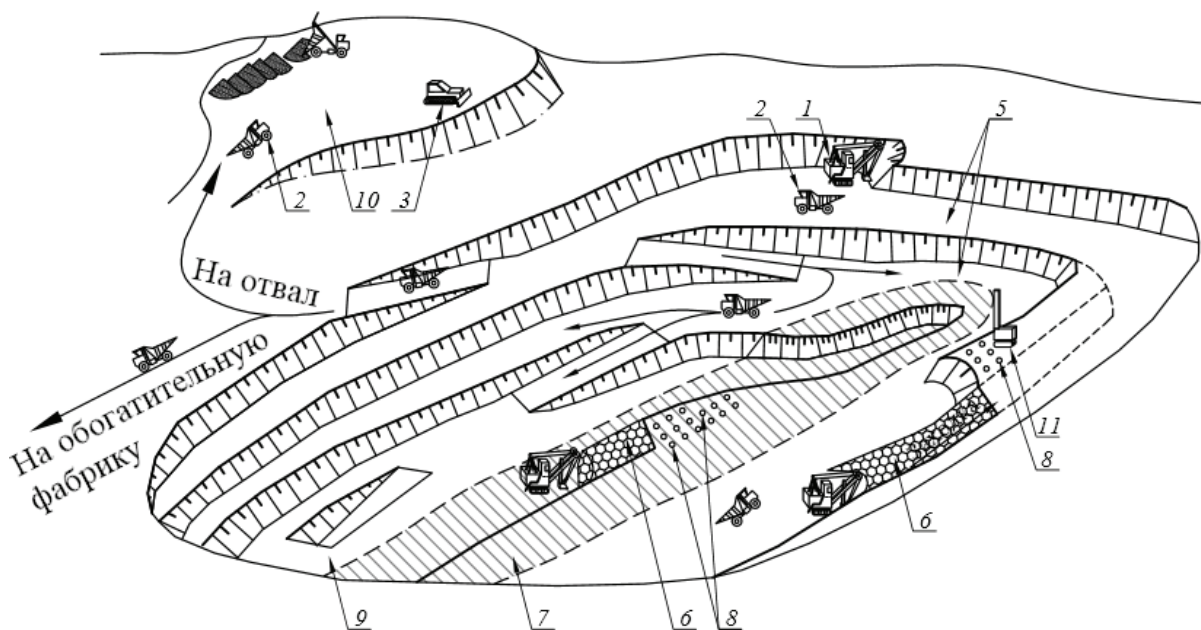


Рис. 2.1. Схема открытой разработки месторождения: 1 – экскаватор; 2 – автосамосвал; 3 – бульдозер; 4 – буровой станок; 5 – рабочие горизонты; 6 – взорванная масса; 7 – залежь полезного ископаемого; 8 – скважины; 9 – въездная траншея; 10 – отвал пустых пород

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 укладывают 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 основные виды коэффициентов вскрыши (рис. 2.2):

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

текущий ($K_{\text{т}}$) – перемещаемых в отвалы в течение месяца, квартала, полугодия, года,

эксплуатационный ($K_{\text{э}}$) – отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатации карьера;

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

Разработка месторождения открытым способом рентабельна, когда себестоимость добычи полезного ископаемого (C_0) не превышает какой-то допустимой величины ($C_{\text{и}}$). В качестве допустимой себестоимости чаще всего принимают оптовую цену за 1 м^3 полезного ископаемого или себестоимость добычи подземным способом. Граничное условие $C_0 = C_{\text{и}}$. Границу открытых горных работ (предельную глубину карьера) устанавливают по величине граничного коэффициента вскрыши, из условия $K_{\text{ср}} \leq K_{\text{гр}}$.

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.

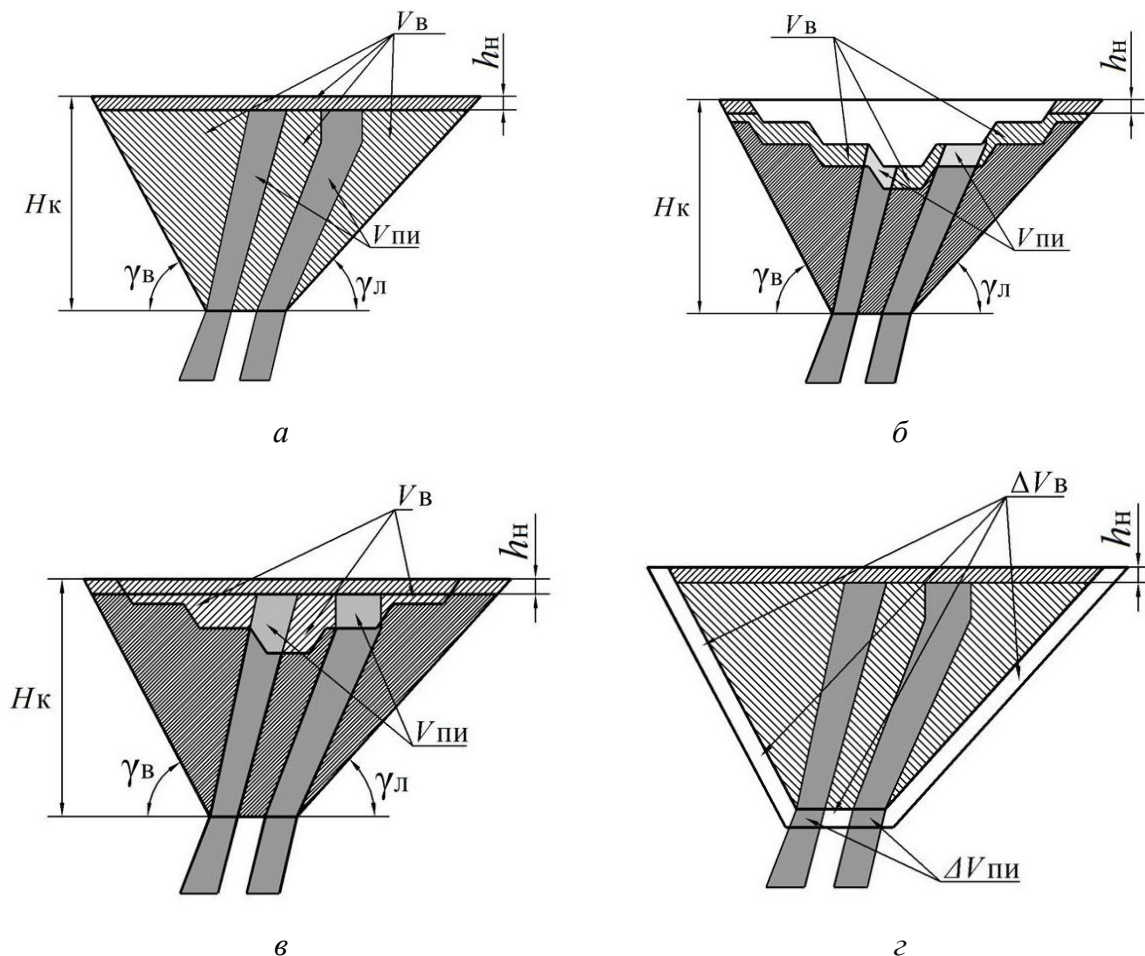


Рис. 2.2. Схемы к расчету коэффициентов вскрыши: *а* – средний; *б* – текущий; *в* – эксплуатационный; *г* – граничный

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_0) – затраты, приходящиеся на 1 т добычи полезного ископаемого, складываются из затрат на собственно добычу ($C_д$) и вскрышу ($C_в$):

$$C_0 = C_д + C_в \cdot K,$$

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 раздельную 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 рис. 2.3 представлена схема основных объектов карьера в границах 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 (рис. 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.

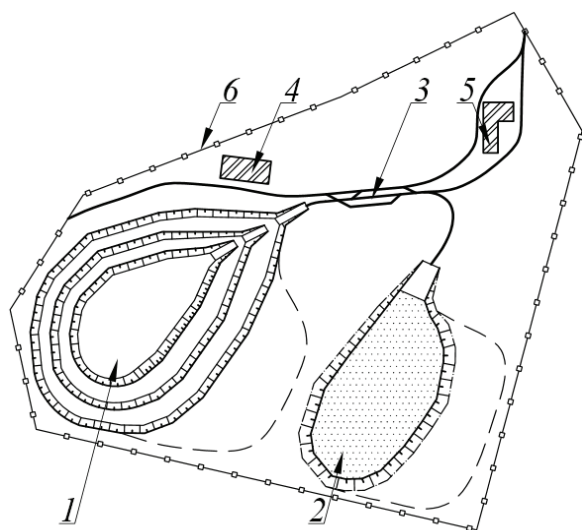


Рис. 2.3. Схема основных объектов: 1 – карьерное поле; 2 – отвал вскрышных пород; 3 – железнодорожная станция; 4 – административный корпус; 5 – дробильно-сортировочная фабрика; 6 – граница земельного отвода

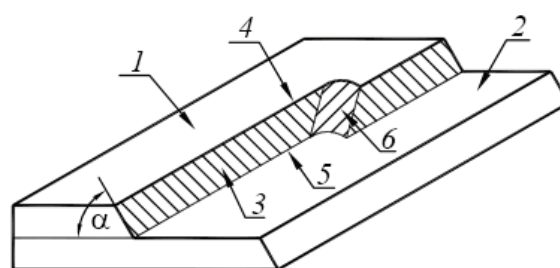


Рис. 2.4. Схема уступа: 1 – верхняя площадка уступа; 2 – нижняя площадка уступа; 3 – откос уступа; 4 – верхняя бровка уступа; 5 – нижняя бровка уступа; 6 – забой уступа; α – угол откоса уступа

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, характеризуемая 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 $65\text{--}80^\circ$, а нерабочих – $45\text{--}60^\circ$.

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*.

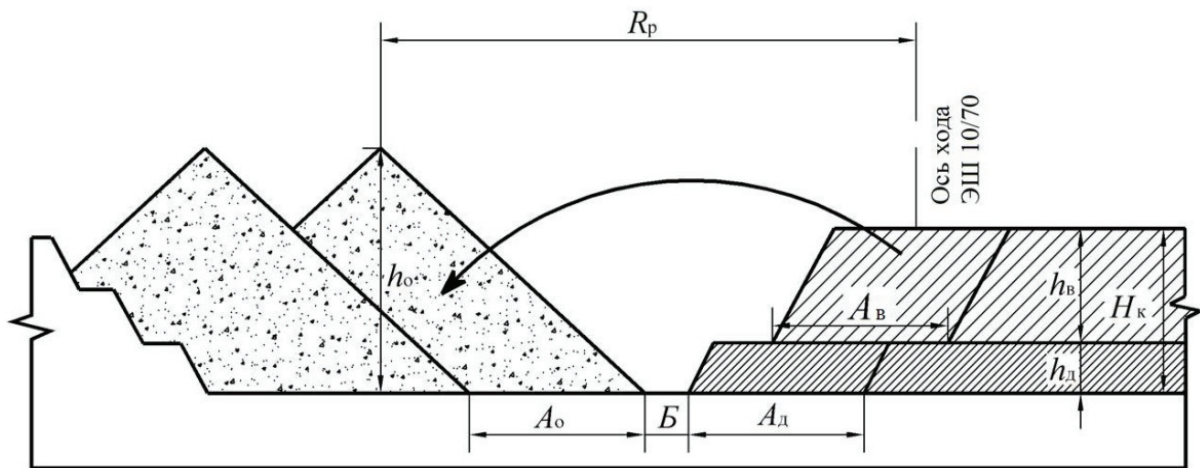


Рис. 2.5. Схема сплошной системы разработки: H_k – глубина карьера; h_v – высота вскрышного уступа; h_d – высота добычного уступа; A_v – ширина вскрышной заходки; A_d – ширина добычной заходки; A_o – ширина отвальной заходки; B – транспортная полоса; R_p – радиус разгрузки экскаватора

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.

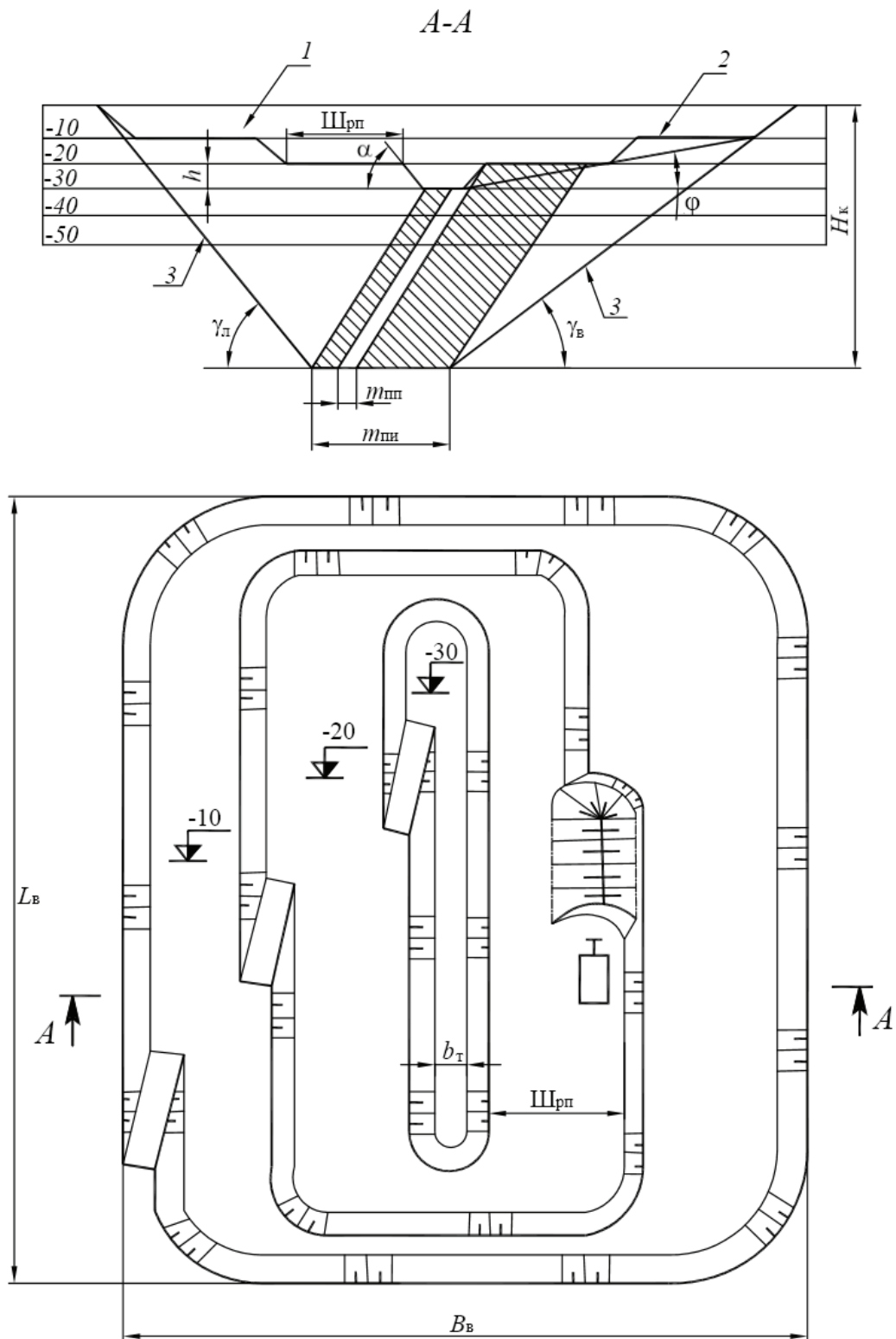


Рис. 2.6. Элементы и параметры карьера: 1 – выработанное пространство; 2 – рабочий борт карьера; 3 – конечные контуры карьера; α – угол откоса уступа; φ – угол откоса рабочего борта; γ_b – угол откоса нерабочего борта со стороны висячего бока залежи; γ_n – угол откоса нерабочего борта со стороны лежачего бока залежи; $\text{Ш}_{\text{рп}}$ – ширина рабочей площадки; h – высота уступа; H_k – конечная глубина карьера; B_b – ширина карьера по верхнему контуру; L_b – длина карьера по верхнему контуру; b_t – ширина траншеи

По определению академика 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 (рис. 2.5).

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 (рис. 2.6).

2.3. Производственные процессы

Весь комплекс горных работ на карьерах можно разделить на связанные между собой производственные процессы. *Процесс* (от лат. *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, м³; V – вместимость кузова автосамосвала или думпкара, м³; 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 (3 400–6 000 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 (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Рекомендуемая область применения взрывчатых веществ на карьерах

Заводского изготовления			Изготовленные на местах применения (прикарьерных пунктах и передвижных установках)				
Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водо-содержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ	Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водосодержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ
СУХИЕ СКВАЖИНЫ, ШПУРЫ, ТРАНШЕИ							
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова до 12							
Гранулит М Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Граммонит 79/21 Граммонит 82/18 Гранулиты РП-1, РП-2, РП-3	-	-	-	Игданит	Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) Ифзанит Т-40	Порэмит 1 ИМ-Н ИМ-К МТ-Н МТ-К Сибирит 1000 Сибирит 1200 Гранэмит 70/30	-
Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова более 12							
Аммонит 6ЖВ Граммонит 50/50 Граммонит 30/70 Граммотол марок 10, 15, 20 Гранулит ПМ Гранулит ПФ	Граммонит РЗ-30	-	Эмульсен Г Эмульсен П Тротил-У Поротол Гранипор ГШФ	-	Акватол ГЛТ-20 Карбатол ГЛ-15Т Карбатол ГЛ-10В Акванит КТ-Х Комбизар	Порэмит М марок 4А, 8А Эмульсолит А-20 Гранэмиты 30/70, 50/50	-

Окончание табл. 2.1

Заводского изготовления			Изготовленные на местах применения (прикарьерных пунктах и передвижных установках)				
Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водосодержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ	Порошкообразные и гранулированные ВВ	Водосодержащие ВВ	Эмульсионные ВВ	ВВ на основе утилизируемых ВМ
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова до 12							
Гранулолот Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовых пакетах, мешках			Эмульсен П Гельпор-1 Гельпор-3		Акванит КТ Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) Акватол Т-40	Порэмит 1А Сибириг 1000 Сибириг 2000	
Граммониты РЗ-ЗОПР, 79/21ПР, 82/18 (ПР) (заряжание в полиэтиленовые рукава)	-	-		-			-
Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова более 12							
Гранулолот	Граммонит	Тротил У	Поротол	Карбатол ГЛ-15Т	Карбатол ГЛ-15Т	Порэмит М	
Граммонит 30/70	монит РЗ-30	Поротол	Гранипор ППФ	Акватол Т-20 (ГЛТ-20)	Акватол Т-20 (ГЛТ-20)	марок 4А, 8А Гранэмит 50/50	
Дибазит		Гельпор-2	Гельпор-2	-	Карбатол ГЛ-10В	Эмульсолит П-А-20	-
Алюмотол		Альгетолы 15, 25, 35	Альгетолы 15, 25, 35		Акванал (Ипконит)		
Аммонал скальный №3		Эмульсен Г	Эмульсен Г				

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.

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 (прил. 1).

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 $f > 10$ (прил.1).

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. 2.

На карьерах наиболее распространен метод скваженных зарядов. К основным параметрам взрывных скважин относятся диаметр (d_c), глубина (L_c) и угол наклона (β_c) (рис. 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_p 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 (рис. 2.7 а, б). Горизонтальные скважины используют изредка и, как правило, в сочетании с вертикальными, для взрывания высоких уступов или их выполажи-

вания (заоткоски) при подходе к предельному контуру. Наклонные скважины, пробуренные параллельно откосу уступа (рис. 2.7 в, з), обеспечивают отрыв породы по линии скважины, высокую степень дробления и хорошую проработку подошвы, так как сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа.

Заряд ВВ в скважине может быть сплошным или рассредоточенным (рис. 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 массу 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 (рис. 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 заряжения. 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 1,2–1,3 раза. Наиболее эффективно многорядное короткозамедленное взрывание (МКЗВ)

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.

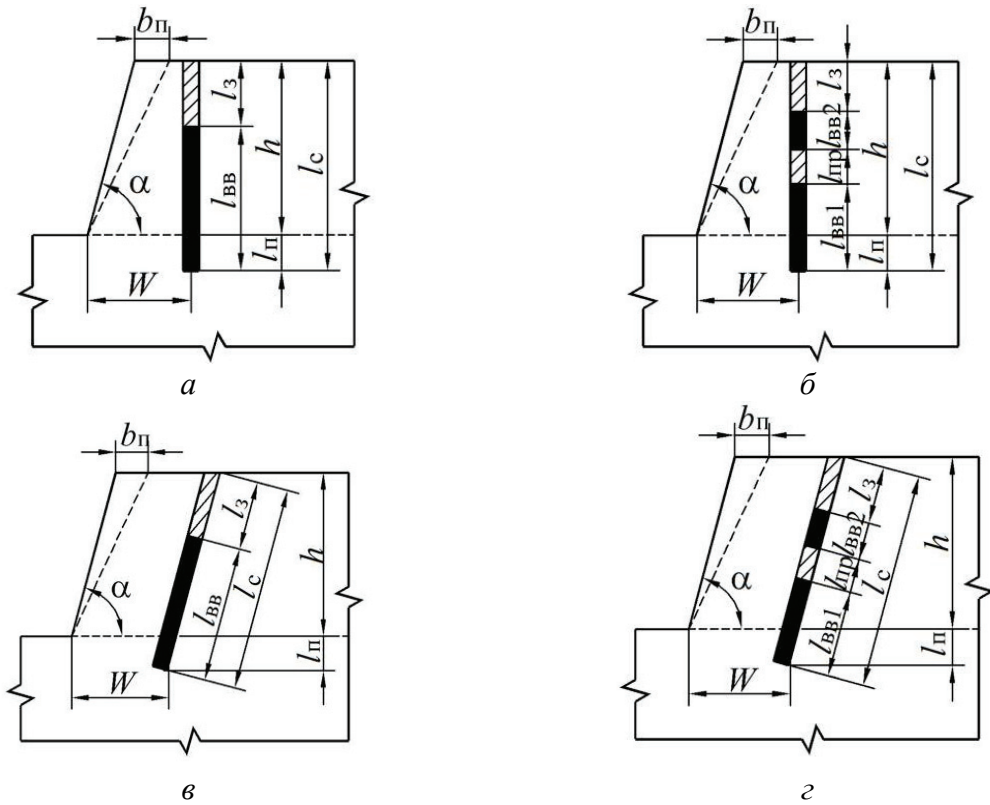


Рис. 2.7. Конструкция скважинных зарядов: *а* – сплошной в вертикальных скважинах; *б* – рассредоточенный забойкой в вертикальных скважинах; *в* – сплошной в наклонных скважинах; *г* – рассредоточенный забойкой в наклонных скважинах

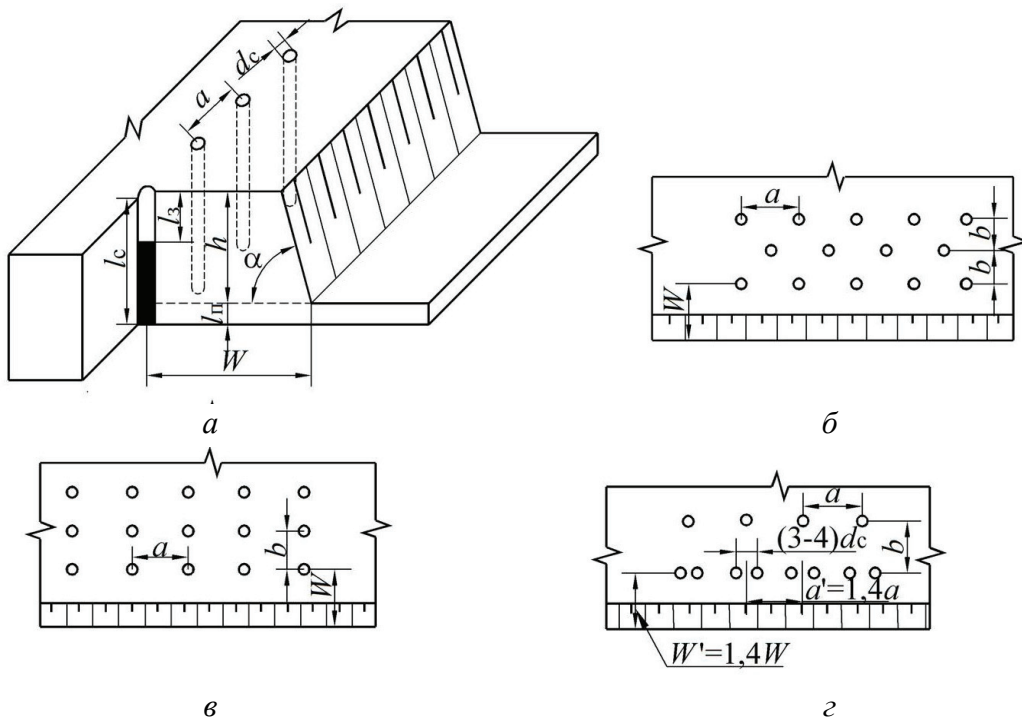


Рис. 2.8. Схемы расположения скважин на уступе: *а* – однорядная; *б* и *в* – многорядная по квадратной и шахматной сетке; *г* – с парносближенными скважинами в первом ряду

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

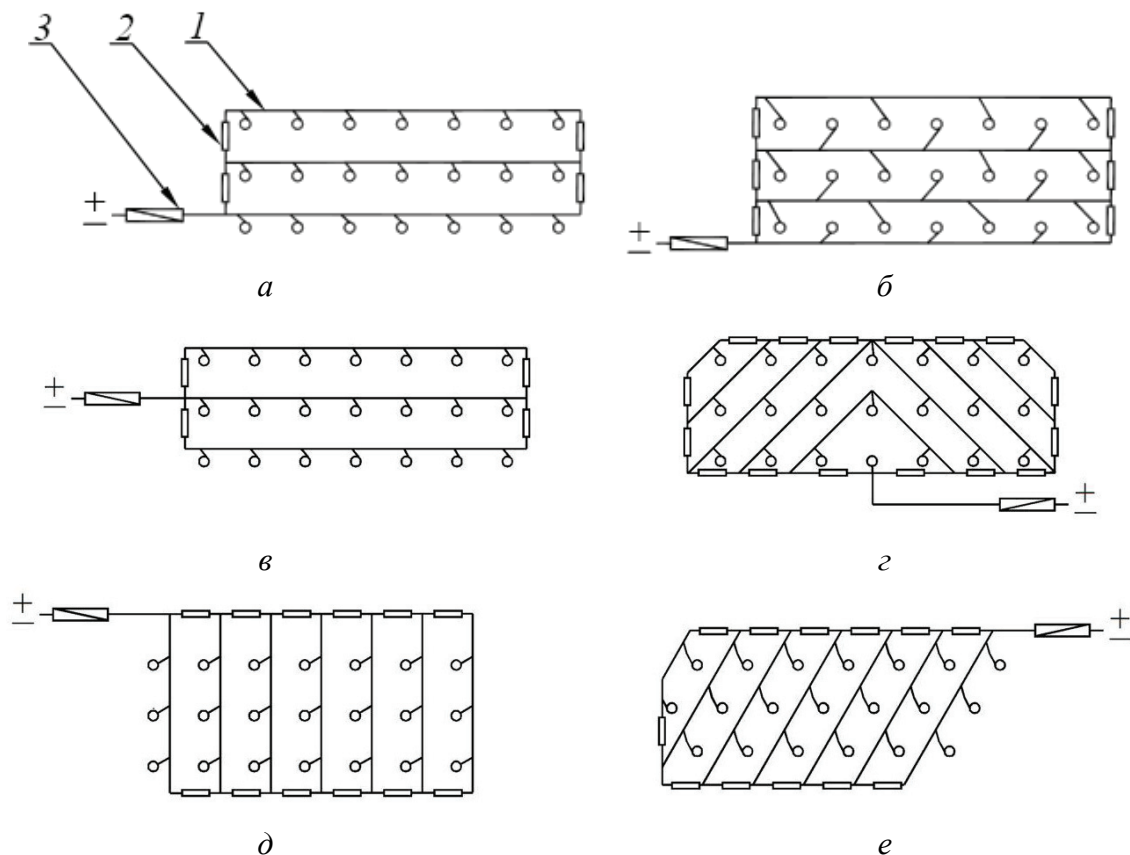


Рис. 2.9. Схемы коммутации скважинных зарядов: *a* – порядная продольными рядами; *б* – порядная через скважину; *в* – с продольным врубом; *г* – с клиновым врубом; *д* – порядная поперечными рядами; *е* – диагональная; *1* – детонирующий шнур; *2* – пиротехническое реле РП; *3* – электродетонатор

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	Легко- и средневзрываемые	2–5
С клиновым врубом	Трудновзрываемые	Не менее 4
С трапециевидным врубом	Трудновзрываемые	Не менее 4
Диагональная	Средневзрываемые	Не менее 4

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) (рис. 2.10).

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.

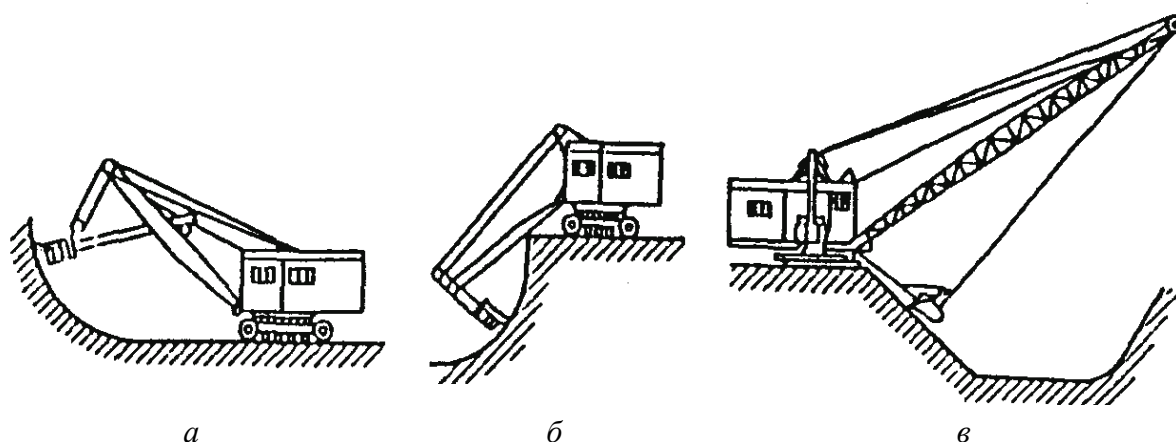


Рис. 2.10. Одноковшовые экскаваторы:
а – прямая мехлопата; *б* – обратная мехлопата; *в* – драглайн

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 ковша 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 полноповоротной или частично поворотной платформой и перемещаются с помощью гидроцилиндров. Отечественный параметрический ряд карьерных гидравлических экскаваторов включает базовые мо-

дели 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



Рис. 2.18. Экскаватор ЭКГ 5А

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 15 м³ 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 (рис. 2.11).

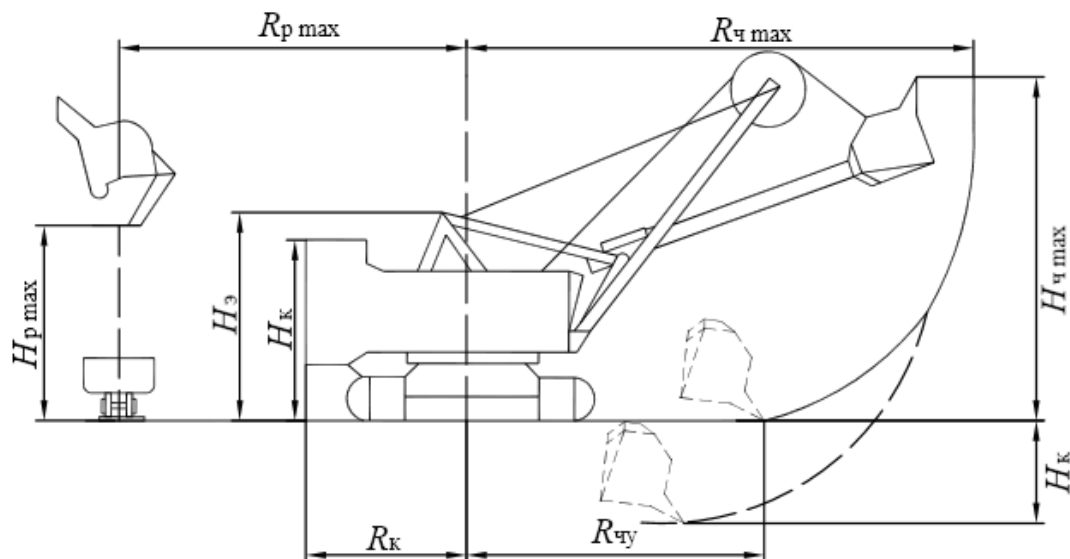


Рис. 2.11. Рабочие параметры мехлопаты

Радиус черпания $R_ч$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Максимальный радиус черпания $R_ч \text{ max}$ соответствует максимально выдвинутой в горизонтальном положении рукояти. Минимальный радиус черпания $R_ч \text{ min}$ соответствует подтянутой к гусенице рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора. Радиус черпания на горизонте установки экскаватора $R_ч \text{ y}$ – 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 $H_ч \text{ max}$ соответствует максимально поднятой рукояти. Различают высоту черпания при максимальном радиусе черпания, а также максимальную глубину черпания $H_к$ ниже горизонта установки экскаватора.

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

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

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

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения кузова R_k и высотой экскаватора H , (рис. 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 (рис. 2.12).

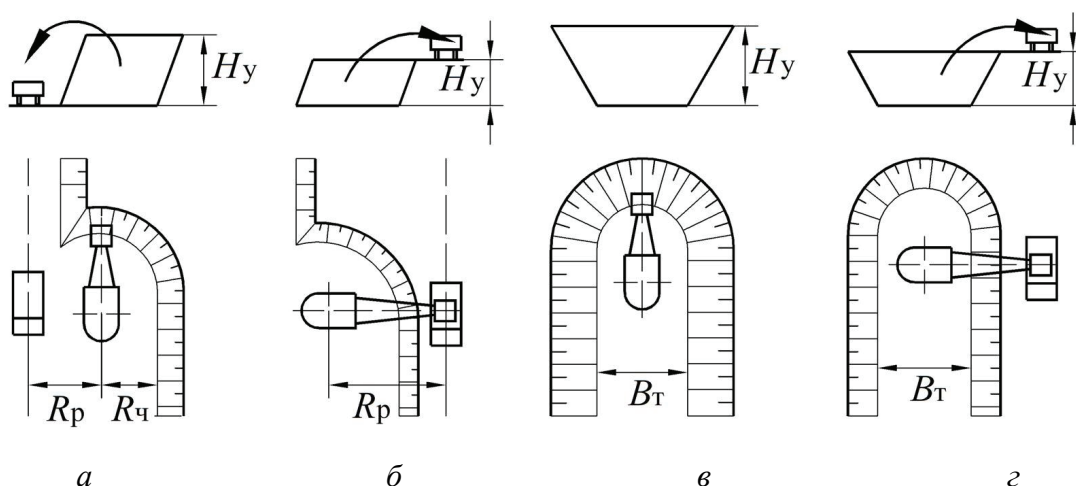


Рис. 2.12. Типы экскаваторных забоев: а – боковой с нижней погрузкой; б – то же с верхней погрузкой; в – траншейный с нижней погрузкой; г – то же с верхней погрузкой

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.

Рабочими параметрами драглайнов являются *радиус черпания* $R_{ч}$, *глубина черпания* $H_{ч}$, *радиус разгрузки* R_p , *высота разгрузки* H_p (рис. 2.13). Они зависят от длины стрелы и угла ее наклона. Различают радиус черпания без заброса ковша и радиус черпания с забросом ковша $R_{чз}$.

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.

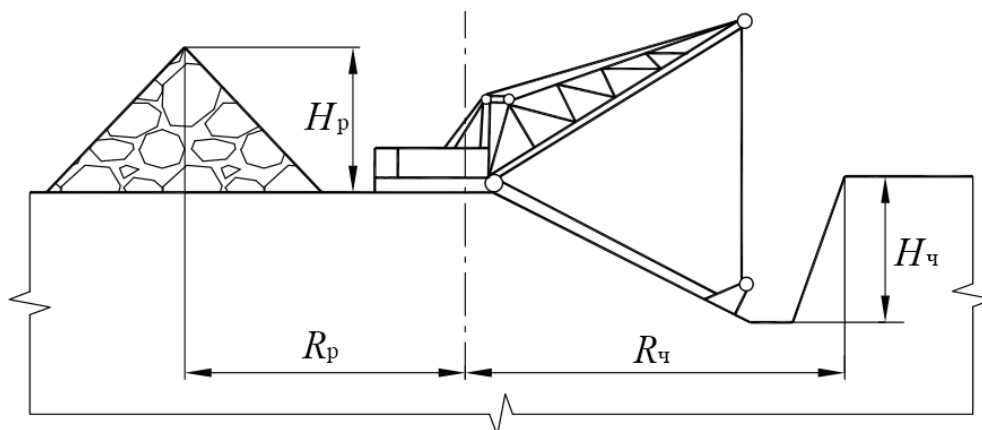


Рис. 2.13. Рабочие параметры драглайна

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.



Рис. 2.14. Самоходный скрепер



Рис. 2.15. Одноковшовый погрузчик

Колесный скрепер – самоходный или прицепной к тягачу агрегат, служащий для зачерпывания, перемещения и разгрузки породы (рис. 2.14). 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 (рис. 2.15) 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.

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 предьявляет 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 продвижением 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 «хопперы» 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 «хоппер» 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. 7.

Для перевозки горных пород применяются саморазгружающиеся вагоны-думпкары с односторонней или двухсторонней разгрузкой грузоподъемностью 60, 85, 105, 140 и 180 т (рис. 2.16). Они должны выдерживать большие ударные нагрузки и иметь повышенную устойчивость. Техническая характеристика думпкаров приведена в прил. 7.

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;

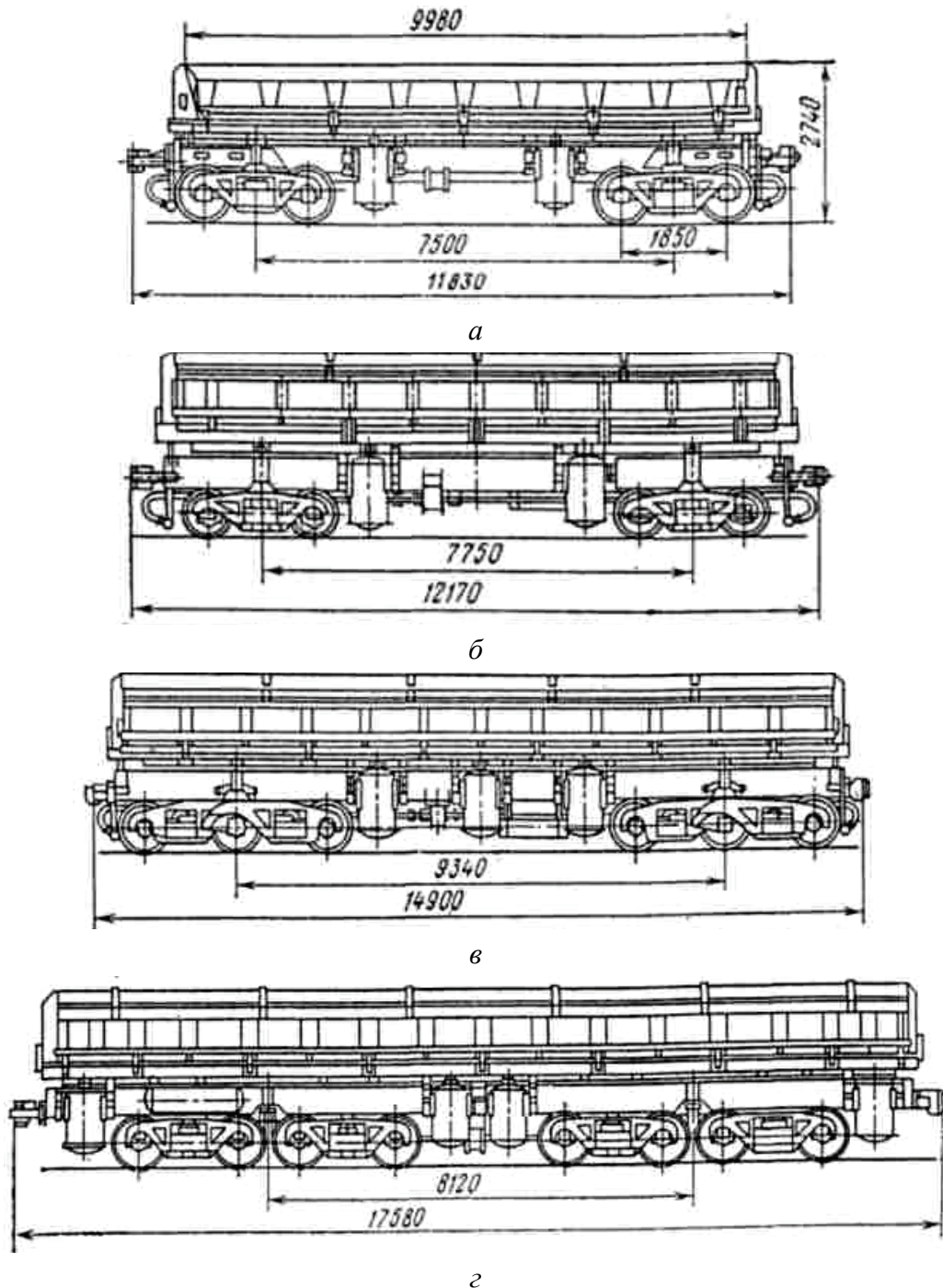


Рис. 2.16. Думпкеры: а – грузоподъемностью 60 т; б – грузоподъемностью 85 т; в – грузоподъемностью 105 т; г – грузоподъемностью 180 т

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 подвиганием 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 получили автосамосвалы Беларускаго автозаводы (БелАЗ) грузоподъемностью 27, 40, 75, 110 и 180 т (рис. 2.17). Для транспортирования угля применяются углевозы – самосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью 40 и 105 т и полуприцепы углевозы 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.



Рис. 2.17. Автосамосвал БелАЗ

Основными параметрами карьерных автосамосвалов являются грузоподъемность, мощность двигателя, емкость кузова, колесная формула, минимальный радиус поворота. Колесная формула (например, 4×2) 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 мелкодробленых 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.

Они состоят из легко собираемых элементов: ленты (3), приводных и натяжных станций (1, 2), линейных и переходных секций, оснащенных роликоопорами (4, 5), загрузочного устройства (6) (рис. 2.18). Секции устанавливаются на деревянные, металлические или железобетонные (у стационарных конвейеров) шпалы, соединяемые у передвижных конвейеров одним – двумя боковыми рельсами, которые используют для перемещения

загрузочных устройств и при передвижке става. По боковой части секции прокладывают кабель.

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.

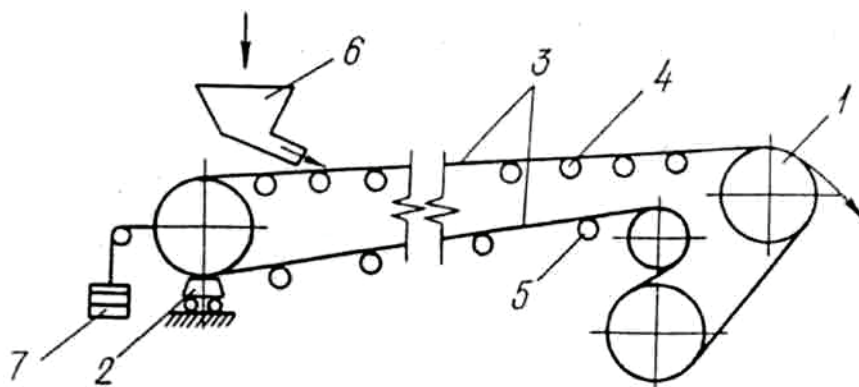


Рис. 2.18. Схема ленточного конвейера

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 специально 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 складываемых 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 (табл. 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 $25-80 \text{ м}^3$ и длиной стрелы до 100 м (ЭШ-25/100, ЭШ-80/100), механические лопаты с вместимостью ковша 35 м^3 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 отвального оборудования применяют мехлопаты, драглайны, отвальные многоковшовые экскаваторы-абзетцеры.

При использовании мехлопат технология отвалообразования следующая (рис. 2.19). Отвальный уступ H_0 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.

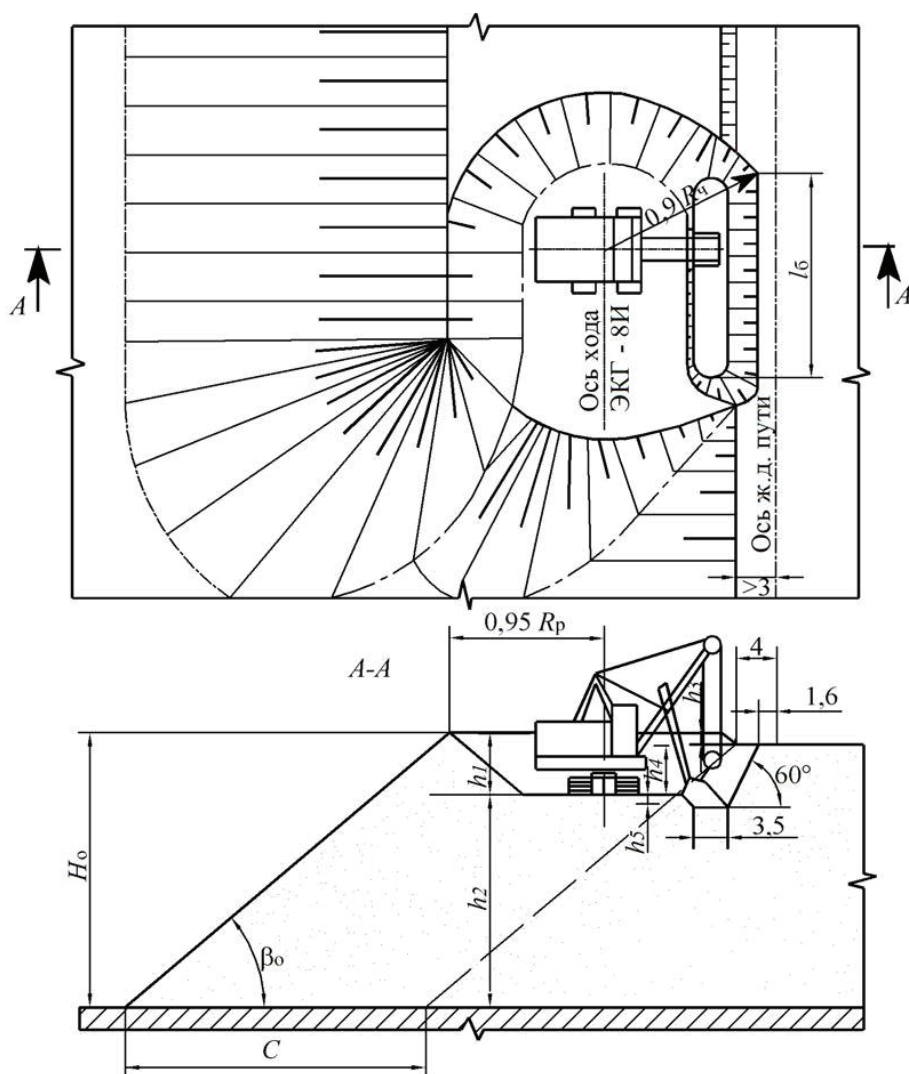


Рис. 2.19. Схема отвалообразования с использованием мехлопаты

Объем путепереукладочных и путеремонтных работ на отвалах может быть значительно снижен при использовании драглайнов (рис. 2.20).

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.

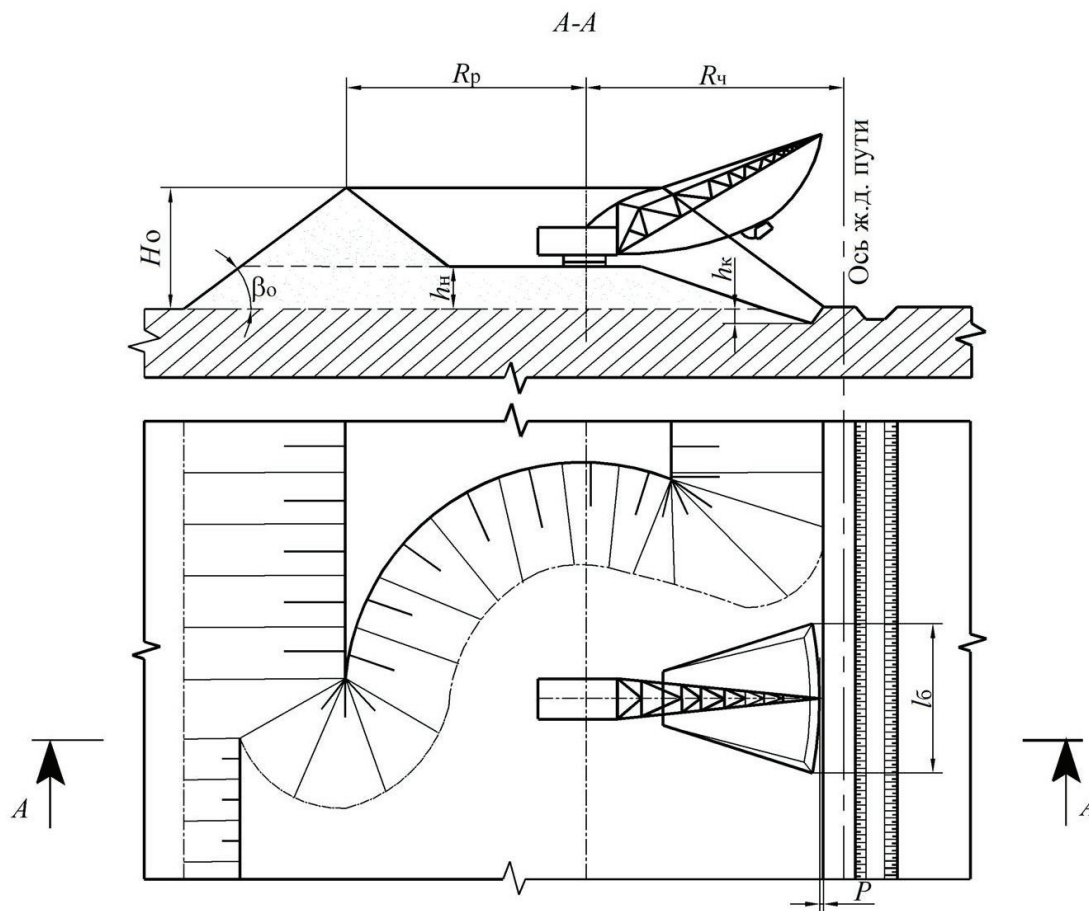


Рис. 2.20. Схема отвалообразования с использованием драглайна

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 (рис. 2.21). 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).

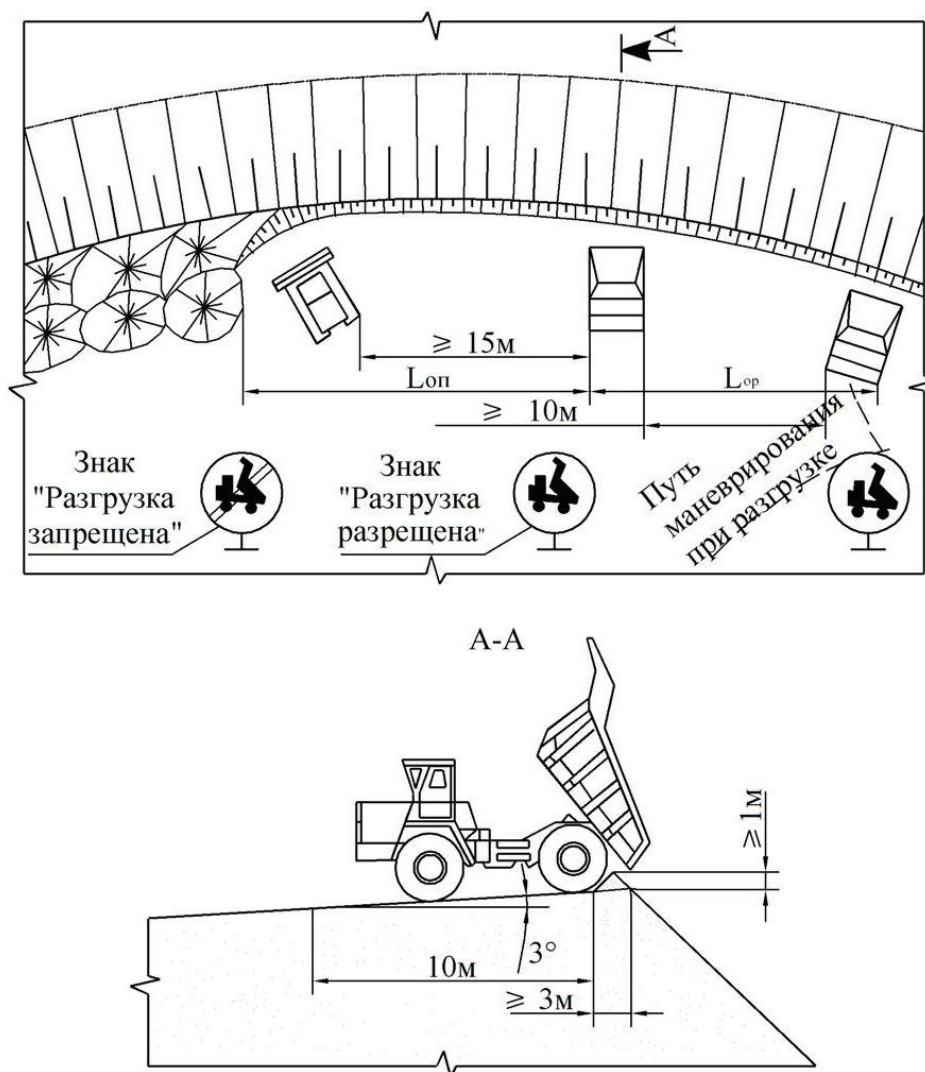


Рис. 2.21. Схема бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

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 11 200 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. 2.22, а, б). Высотные месторождения вскрывают полутраншеями (рис. 2.22, в).

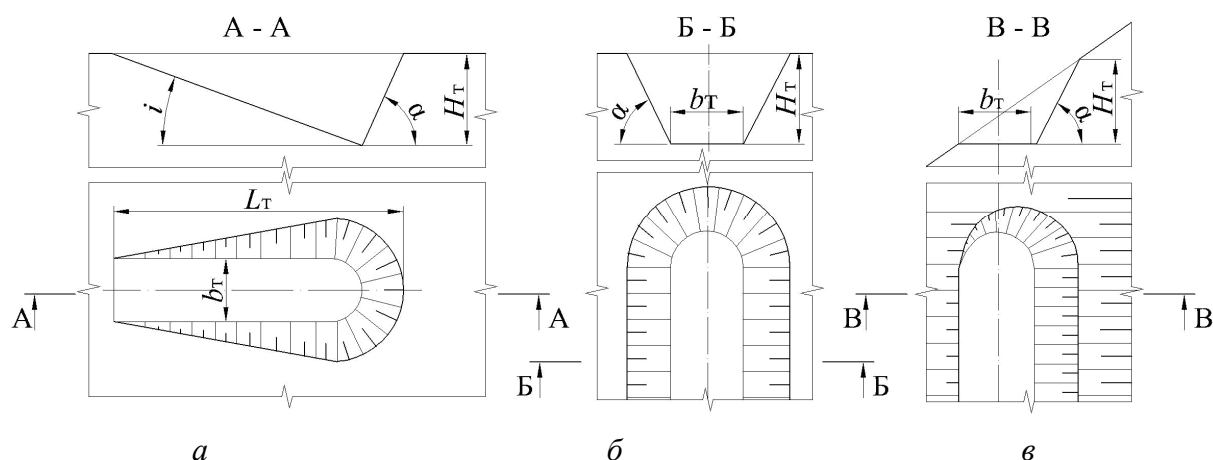


Рис. 2.22. Открытые горные выработки траншеи: а – вскрывающая траншея; б – разрезная траншея; в – разрезная полутраншея; глубина заложение (H_T); продольный уклон (i_p); углы откоса бортов (α); ширина по нижнему основанию (b_T); длина в плане (L_T)

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. 2.23) 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.

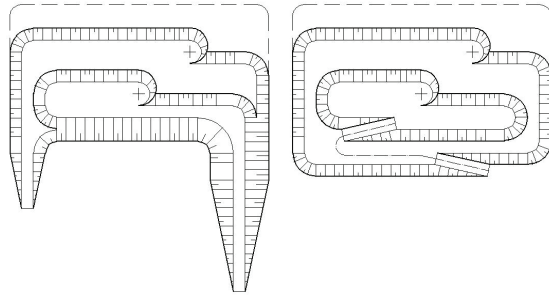
При внутреннем заложении зависимых траншей каждая следующая траншея продолжает предыдущую. Грузопотоки, направляемые из карьера на поверхность, в этом случае полностью сосредоточены по транспортным коммуникациям и по направлению.

При этом указанное сосредоточие возрастает по мере приближения к выходу на поверхность: через капитальную траншею проходит груз, направляемый 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. Достигаемая 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.

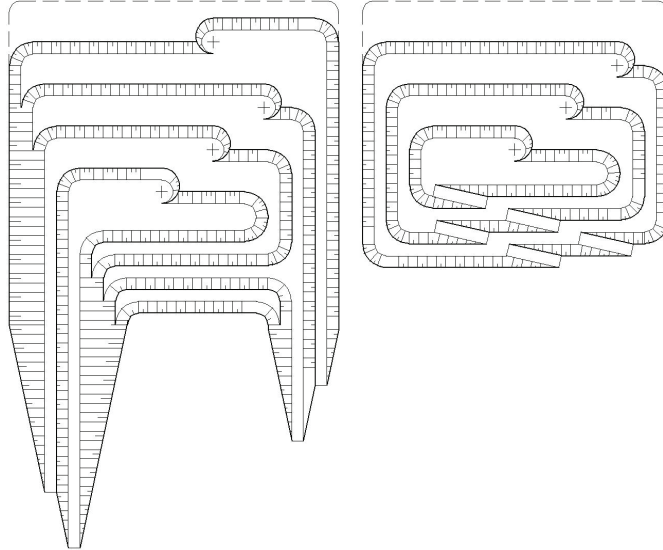
Внешние траншеи всегда являются стационарными, так как всегда технически возможно разместить их за конечным контуром карьера. Внутренние капитальные траншеи располагают по возможности стационарно – на нерабочем борту карьера. Однако они могут быть расположены и на рабочем борту. Такие траншеи не являются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

Вскрытие
внешними
отдельными
траншеями



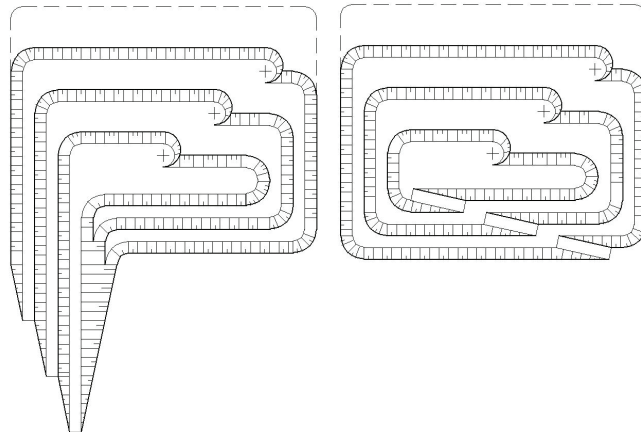
Вскрытие
внутренними
отдельными
траншеями

Вскрытие
внешними
групповыми
траншеями



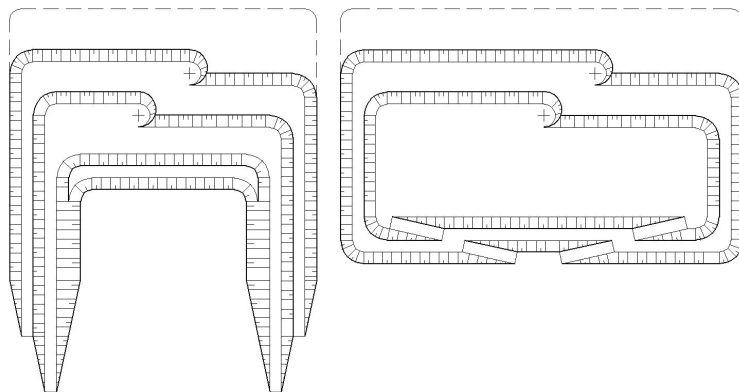
Вскрытие
внутренними
групповыми
траншеями

Вскрытие
внешними
общими
траншеями



Вскрытие
внутренними
общими
траншеями

Вскрытие
внешними
парными
траншеями



Вскрытие
внутренними
парными
траншеями

Рис. 2.23. Принципиальная схема вскрытия

По профессору 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, другая – 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 предназначается: 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.

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 капитальных 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. 2.24).

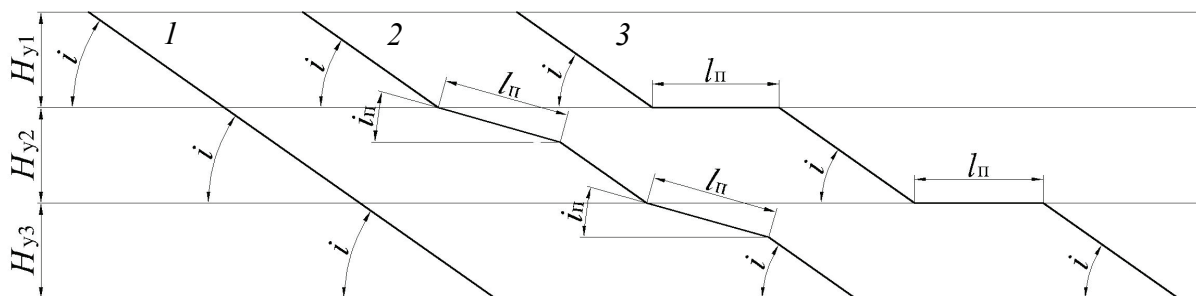
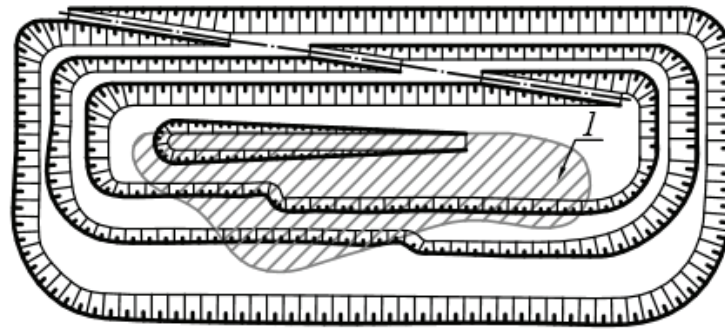


Рис. 2.24. Схемы примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам: 1 – на руководящем подъеме; 2 – на смягченном подъеме; 3 – на горизонтальной площадке

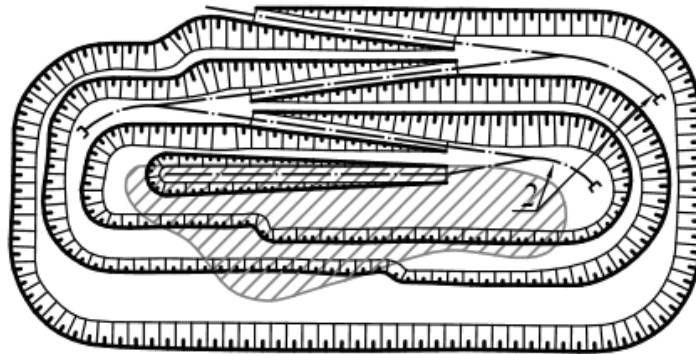
В случае примыкания на руководящем подъеме (i_p) обеспечивается минимальная длина трассы и минимальный объем системы капитальных траншей. Однако, при этом вынужденная остановка транспортных средств происходит непосредственно на участке с руководящим подъемом, поэтому для движения поездов на таком продольном профиле требуется увеличение мощности локомотива на 10–15 %. 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 ($l_п$) 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 прямых 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. 2.25.

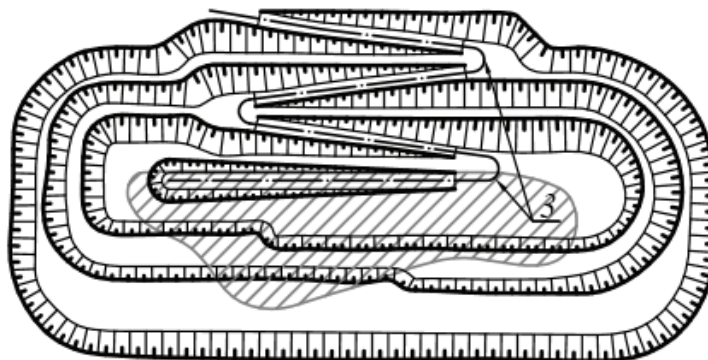
Различают теоретическую и действительную длину трассы капитальных траншей.



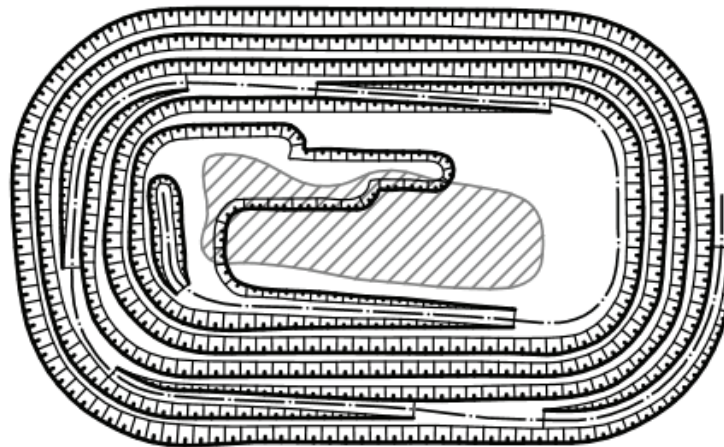
a



б



в



г

Рис. 2.25. Формы трасс капитальных траншей: *a* – простая; *б* – тупиковая; *в* – петлевая; *г* – спиральная; 1 – рудное тело; 2 – тупик; 3 – петля

Теоретическая длина трассы определяется из выражения:

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

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 4 %, а для автомобильного транспорта до 120 % в зависимости от колёсной формулы.

Действительная длина трассы всегда больше теоретической за счет наличия участков примыкания (ΔL_n):

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

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

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

2.5. Системы открытой разработки и 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 академиками Н. В. Мельниковым и В. В. Ржевским.

В 1952 г. академик 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 больше увеличиваются при необходимости применения на карьерах способов отдельной 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 В. В. Ржевского, в основу которой положено направление выемки в пределах всей рабочей зоны карьера (табл. 2.8).

**Классификация систем открытой разработки месторождений
(по академику Н. В. Мельникову)**

Системы разработки	Характеристика систем	Условия применения	Применяемое оборудование
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 загрузки 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
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

Системы разработки	Характеристика систем	Условия применения	Применяемое оборудование
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.

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.

**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».

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 боль-

шой 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 однобортная или двухбортная системы разработки. Двухбортную 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 высоты уступа является безопасное ведение горных работ при использовании горного оборудования определенного типоразмера. При разработке горизонтальных и пологих месторождений высота уступа часто определяется 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 поро-

ды, 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 вспомогательного оборудования, ширины полосы L готовых к выемке запасов и ширины $\delta_{п}$ бермы безопасности (рис. 2.26, б). При разработке мягких пород вместо ширины развала принимается ширина A заходки по целику (рис. 2.26, а).

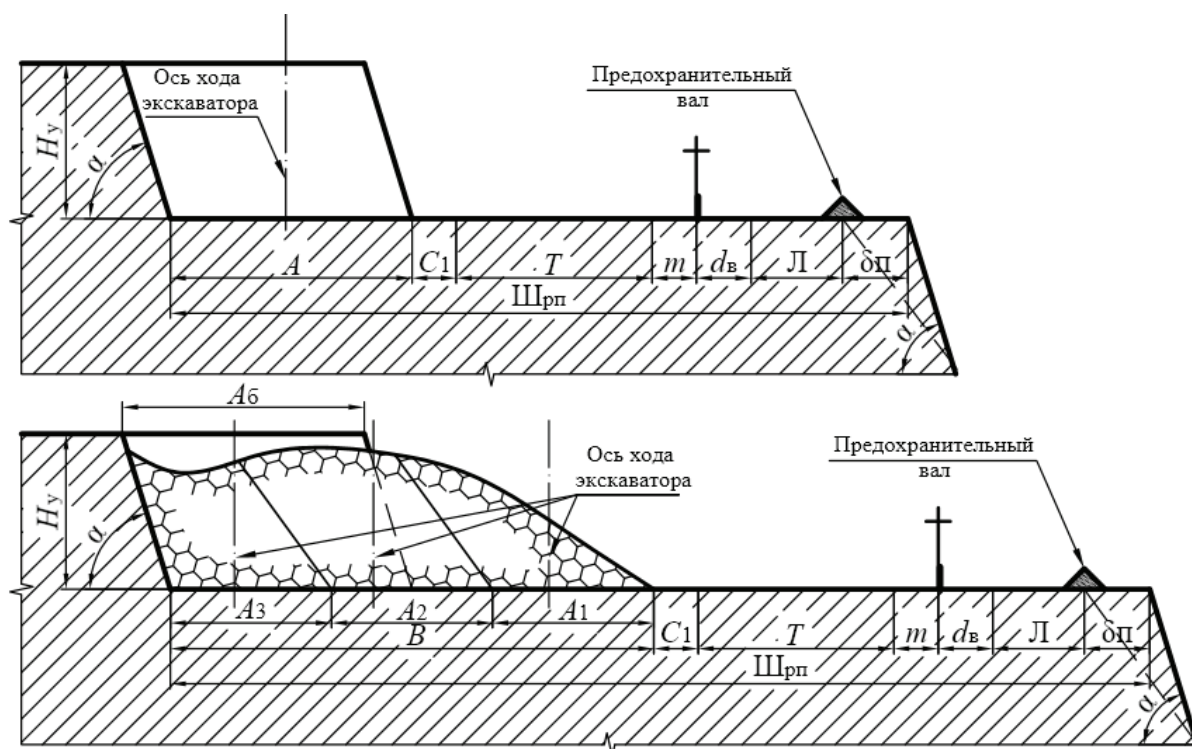


Рис. 2.26. Схема к расчету ширины рабочей площадки в мягких (а) и скальных (б) породах

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 горно-капитальных работ – и добычные. Число вскрышных, добычных и горно-подготовительных 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 академиком В. В. Ржевским.

Комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия называются выемочными, а комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования циклического действия – экскаваторными. Комплексы для вскрышных работ включают средства механизации отвальных работ, а комплексы для добычных работ – средства механизации разгрузочных работ.

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

Класс комплексов	Комплекс	Оборудование комплекса		
		Выемочно-погрузочные работы	Транспортирование	Отвалообразование и складирование
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.

Наибольшее применение на отечественных карьерах (до 75 %) получили экскаваторно-транспортно-отвальные 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 экскаваторно-транспортно-разгрузочные (ЭТР) с комбинированным многозвенным транспортом, включающим автотранспорт, рудоспуски, канатно-подвесные дороги, конвейерный и железнодорожный транспорт. Комплексы выемочно-транспортно-отвальный (ВТО) и выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР) используются в основном при разработке мягких пород и полезных ископаемых.

2.6. Технология и комплексная механизация разработки горных пород гидравлическим способом

2.6.1. Общие сведения о гидромеханизации открытых горных работ

Под гидромеханизацией понимают способ механизации горных и земляных работ, при котором все или основную часть технологических процессов производят с использованием энергии движущейся воды.

Напорная вода для выемки пород была впервые применена в России в 1830 г. В 80-х годах XIX в. гидравлический метод был усовершенствован М. А. Шостаком и Е. А. Черкасовым. В этот же период вышли в свет первые русские теоретические работы К. А. Куликова и И. А. Тиме. Научные основы технологии гидромеханизации на открытых разработках созданы советскими учеными Н. Д. Холиным, Н. В. Мельниковым, Г. А. Нуроком, Г. П. Никоновым, С. М. Шороховым и др.

Разрушение горной породы водой производят двумя способами: размывом напорной струей или размывом самотечным потоком, поступающим к всасывающей трубе землесоса. В первом случае воду по водоводу к гидромонитору, из насадки которого ее под давлением и со скоростью до 80 м/с направляют на забой, обеспечивая разрушение пород. Отделенная от массива порода, смешиваясь с водой, образует гидросмесь (пульпу), которая по наклонной канаве (или почве уступа) стекает в пульпосборник (зумпф). Пульпу, содержащую полезное ископаемое, грунтонасосом (землесосом) транспортируют по пульпопроводу на обезвоживающие и обогатительные устройства, а пульпу, содержащую вскрышу, подают на гидроотвал. Осветленная вода через водосбросный колодец поступает к насосной станции для повторного использования (рис. 2.27). При наклонном рельефе поверхности пульпу транспортируют самотеком в открытых канавах или лотках.

В общем случае конструкция гидромонитора включает: ходовую часть (салазки), подводный патрубков, шарниры, ствол и насадок (рис. 2.28). За счет шарниров ствол можно поворачивать в горизонтальной и вертикальной плоскостях, направляя струю воды в любую точку забоя. Отечественные гидромониторы выпускают с ручным и дистанционным управлением, несамходные и самоходные. Рабочее давление у насадка составляет 1,5–3,0 МПа. Компактную, нераспыляющуюся струю создают за счет струенаправляющих внутренних ребер в стволе и насадка диаметром 52–220 мм с отшлифованной внутренней поверхностью. Размыв пород уступа ведут попутным, встречным или встречно-попутным забоем (рис. 2.29).

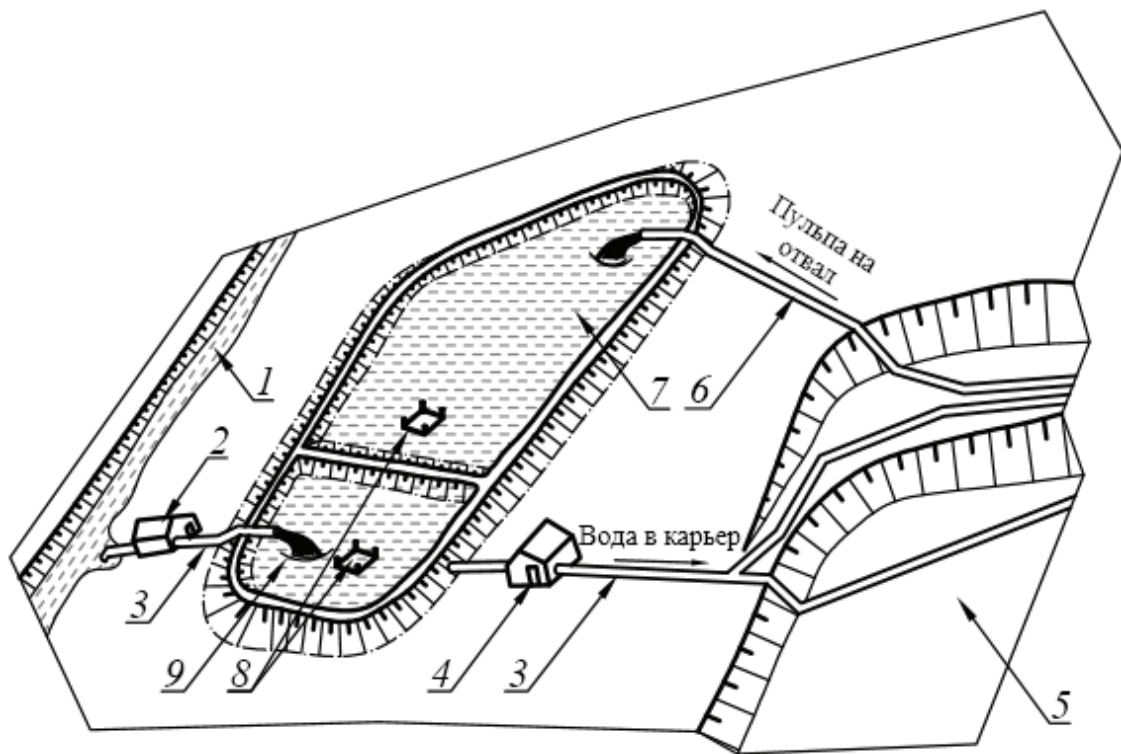


Рис. 2.27. Схема водоснабжения (по Г. А. Нуроку): 1 – река; 2 – насосная станция подпитки; 3 – водовод; 4 – насосная станция; 5 – карьер; 6 – пульповод; 7 – гидроотвал; 8 – водосбросный колодец; 9 – отстойник

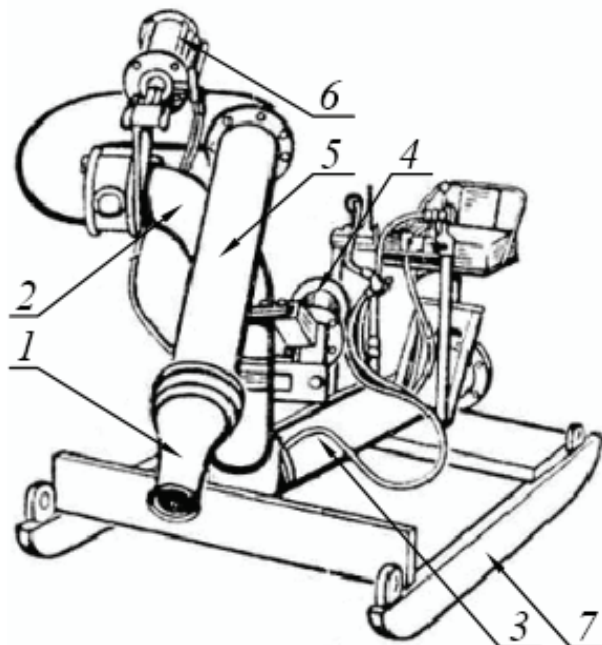
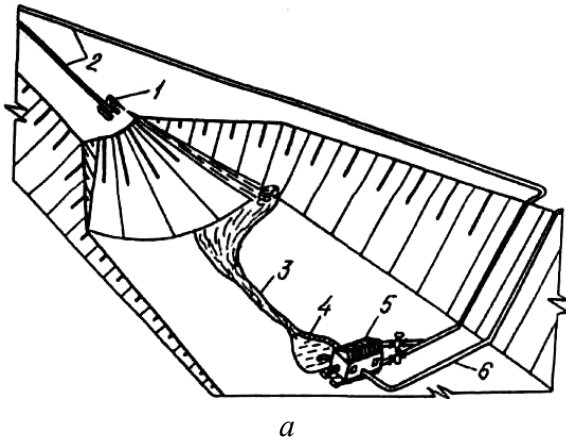
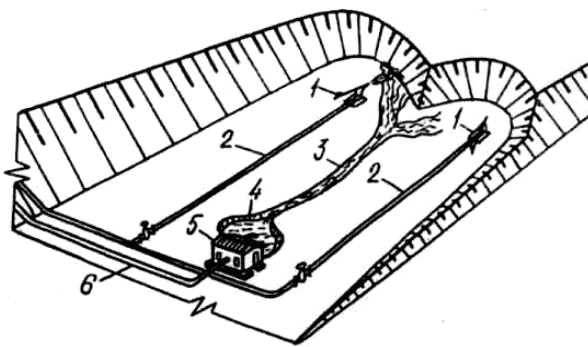


Рис. 2.28. Общий вид гидромонитора: 1 – насадок; 2 – верхнее колено; 3 – нижнее колено; 4 – механизм поворота; 5 – ствол; 6 – механизм подъема ствола; 7 – салазки

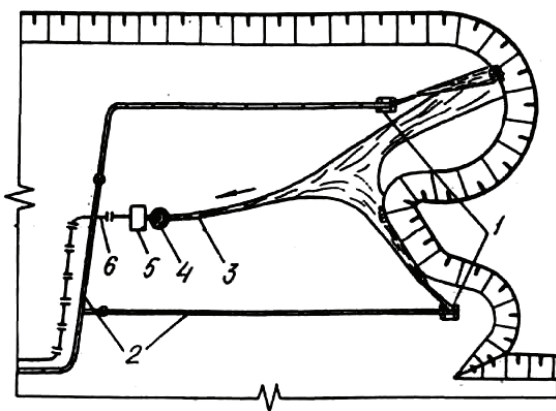
В первом случае гидромонитор устанавливают на верхней площадке уступа, и направление размыва совпадает с направлением движения струи воды.



а



б



в

Рис. 2.29. Способы размыва пород попутным (а), встречным (б) и попутно-встречным (в): 1 – гидромонитор; 2 – водовод; 3 – поток гидросмеси; 4 – зумпф; 5 – землесосная установка; 6 – пульповод

Оборудование при этом расположено на сухом месте, что облегчает работу обслуживающего персонала и передвижку гидромонитора. Размыв встречным забоем широко используют на вскрышных работах. Встречно-попутные забои характерны при двух гидромониторах. Трудноразмываемые породы предварительно рыхлят, используя для этой цели рыхлители, однокоровые экскаваторы или энергию взрыва.

Ширина заходки не превышает 25–30 м, а напор струи и уклон рабочей площадки зависят от физико-механических свойств пород. По мере подвигания забоя зумпф переносят на новое место, а за счет уклона площадки образуется недомыв породы высотой 1,5–2 м и длиной до 100 м. Его смывают или удаляют бульдозерами.

Гидромониторная разработка пород включает следующие операции: подрезка забоя (образование вруба), смыв обрушенной породы, уборка недомыва, чистка канавок. При размыве попутным забоем недомыв меньше, так как струя воды, совпадая с направлением движения пульпы, способствует перемещению горной массы.

Подрезка забоя обеспечивает обрушение породы и ее частичное разрушение, что облегчает размыв. Для создания врубовой щели высотой 0,2–0,4 м и глубиной 1,5–2 м необходим большой напор, поэтому применяют насадки малого диаметра. Смыв пород ведут насадками большого диаметра, так как требуется увеличенный расход воды при малом напоре.

Смыв пород ведут насадками большого диаметра, так как требуется увеличенный расход воды при малом напоре.

Размыв встречным забоем начинают при минимальном расстоянии гидромонитора от забоя, которое по правилам безопасности должно составлять не менее 0,8–1,2 высоты уступа. Шаг передвижки установки обычно принимают кратным стандартной длине наращиваемых секций трубопровода. Длина фронта работ на один гидромонитор в глинистых породах составляет 18–25 м, в песчаных – 30–60 м, суглинках – 25–45 м.

Расчет напорного гидротранспорта сводят к выбору землесоса и диаметра трубопровода, обеспечивающих заданную производительность. Пульпу, содержащую вскрышные породы, укладывают в гидроотвалы, размещаемые на участках, непригодных или малопригодных для сельского хозяйства (рис. 2.30). На равнинах отвалы ограждают дамбами начального обвалования со всех сторон, в оврагах – со стороны пониженной части. Ширина дамбы поверху составляет 1,2–1,5 м, высота – 2,5–3,7 м, заложение откосов – 1:1,7, 1:2,5.

По мере поступления пульпы на гидроотвал уровень воды в нем растет. Сброс излишков воды производят плавучими насосными станциями или через водосбросные колодцы. При необходимости дамбу наращивают путем намыва или экскаваторами.

Заполнение отвала может быть односторонним, двусторонним или кольцевым. Пульповоды размещают на эстакаде или без нее на опорах высотой до 1,5 м.

Подготовка горизонтов при гидравлической разработке – траншейная. Разрезные траншеи и полутраншеи одновременно являются и подготовительными, и вскрывающими выработками. Их проходят с использованием средств гидромеханизации. Начальный котлован для размещения гидромониторов и землесосов с размерами по дну 10×10 м обычно создают драглайнами. Возможно также бестраншейное, комбинированное вскрытие и вскрытие подземными выработками.

Выемку горных пород обычно ведут наклонными слоями, Разрабатываемый массив делят на выемочные блоки. Применяют однобортовые и двухбортовые продольные и поперечные, а также веерные системы разработки, с напорным, самотечным и самотечно-напорным транспортиро-

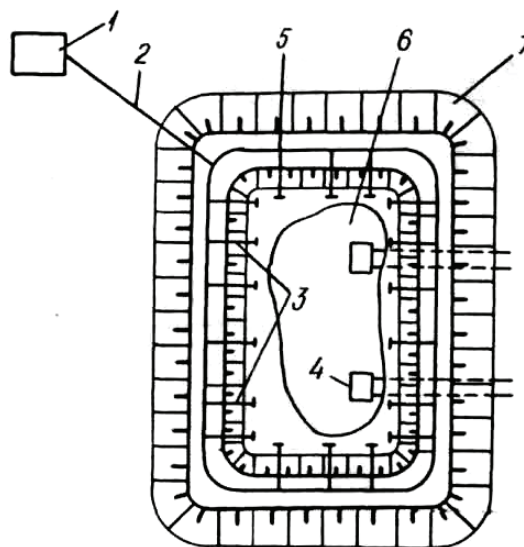


Рис. 2.30. Схема гидроотвала: 1 – землесосная станция; 2 – пульповод; 3 – выпуск гидросмеси; 4 – водосборный колодец; 5 – распределительный трубопровод; 6 – прудок; 7 – дамба

ванием пульпы. Веерные системы разработки получили широкое распространение при разработке россыпей, так как позволяют увеличить объемы пород, размываемых с одной установки землесоса.

К достоинствам гидравлических методов разработки горных пород следует отнести: поточность технологического процесса, сокращение объемов горно-капитальных работ, сравнительно невысокую стоимость оборудования, возможность попутного обогащения полезного ископаемого.

2.6.2. Способы разработки с применением плавучих земснарядов

Землесосный снаряд представляет собой плавучую землеройно-транспортную машину непрерывного действия, предназначенную для подводной разработки пород гидравлическим способом. Все оборудование – грунтонасос, двигатель, всасывающий и напорный трубопроводы, механизмы передвижения, а также вспомогательное оборудование монтируют на понтонах. В его маркировке первая группа цифр указывает среднюю часовую производительность по породе (м^3), вторая – развиваемый напор (м вод. ст.). Для удержания земснаряда на рабочем месте и осуществления его рабочих движений служат свайный аппарат и лебедки поворота (рис. 2.31).

Опираясь на одну заглубленную сваю, служащую упором, разматывая и сматывая соответствующие якорные канаты, земснаряд разворачивают на определенный угол. При этом выемка грунта производится по дуге окружности, очерчиваемой в плане концом всасывающего патрубка. После того как произведена отработка забоя в пределах радиуса действия земснаряда с одной сваи, опускают ранее поднятую и поднимают опущенную. Затем процесс выемки повторяют. Происходит своеобразное «шагание» на сваях. Возможно также канатное перемещение (папильонирование).

Разрушение пород происходит за счет энергии потока воды, засасываемой грунтонасосом. Необходимая скорость потока для песка составляет 0,35–0,7 м/с, для гравия – более 2,5 м/с. Процесс разработки глинистых пород интенсифицируют за счет установки около всасывающей трубы дополнительных сопел, через которые подают под давлением воду. Для отработки более крепких пород с каменистыми включениями используют фрезерные, цепные, черпаковые, шнековые и роторные рыхлители. Производительность земснаряда зависит от типа грунтонасоса, рыхлителя и мощности электродвигателей.

Пульпу подают к потребителю по напорному трубопроводу, одна часть которого расположена на земснаряде, другая (плавучая) – на понтонах, а третья – на сухопутных опорах. Земснаряд снабжают электроэнергией от берегового распределительного устройства с помощью кабеля, подвешенного на

тросе, размещенного на опорах или по почве и огражденного предупредительными знаками. По воде кабель прокладывают на плотках (поплавках).

На основе классификации систем открытых горных работ, разработанной В. В. Ржевским, и с учетом специфики подводной добычи составлена классификация систем разработки подводных россыпных месторождений, имеющих горизонтальное или пологое залегание (табл. 2.10).

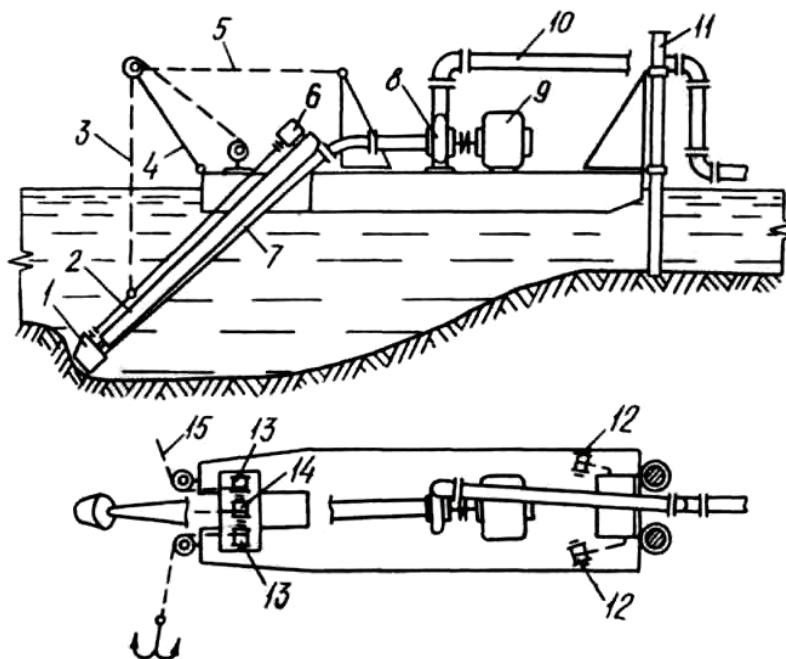


Рис. 2.31. Схема земснаряда: 1 – рыхлитель; 2 – рама рыхлителя; 3 – подвеска рамы рыхлителя; 4 – укосина; 5 – подвеска укосины; 6 – двигатель рыхлителя; 7 – всасывающий патрубок; 8 – грунтовый насос; 9 – двигатель грунтового насоса; 10 – напорный пульпопровод; 11 – свайный аппарат; 12 – сваеподъемная лебедка; 13 – лебедка подъема рамы рыхлителя; 15 – якорный канат

Деление систем разработки на три группы обусловлено условиями залегания месторождения. Если подводные месторождения залегают непосредственно на дне водоема и не перекрыты пустыми породами, то применяют безвскрышные системы разработки. Если подводные месторождения перекрыты слоем пустых пород (погребенные месторождения), то возникает необходимость в их удалении, что вызывает переход к вскрышным системам разработки, встречаются месторождения, частично перекрытые вскрышными породами. Для них характерны комбинированные системы разработки.

Основными параметрами системы разработки при использовании земснарядов являются: высота надводной и подводной частей уступа, ширина котлована и прорези, угол откоса подводной части уступа, размеры блока и недобора. При глубине разработки более 15 м участки разрабаты-

ваются уступами. Последующие уступы разрабатывают при пониженном уровне воды.

Таблица 2.10

Классификация систем подводной разработки месторождений (по Г. А. Нуруку)

Наличие вскрышных пород	Индекс класса	Направление выемки в плане	Индекс под-класса	Расположение отвалов вскрышных пород или хвостов обогащения
Вскрышные	Д (о)	Продольная однобортовая	б	Безотвальная
Безвскрышные	Д (д)	Продольная двухбортовая	в	С внутренними отвалами
	П (о)	Поперечная однобортовая	п	С внешними отвалами
	П (д)	Поперечная двухбортовая	к	С внутренними и внешними отвалами
	В	Верная	–	–
	Р	Радиальная	–	–
	К	Кольцевая	–	–
Сочетание вскрышной и безвскрышной (комбинированная)	С	Сочетание вышеперечисленных	–	–

Использование земснарядов с эжекторными и эрлифтными устройствами и глубинных земснарядов обеспечивает возможность ведения горных работ без понижения уровня воды в карьере. При этом высоту уступа и его подводной части определяют с учетом физико-механических свойств пород и типа земснаряда (табл. 2.11).

Размеры котлованов и прорезей, обеспечивающих начальное папильонирование земснаряда без разворота плавучего пульповода зависят от производительности земснарядов (табл. 2.12).

Таблица 2.11

Параметры уступа (по И. М. Ялтанцу)

Часовая производительность земснаряда по воде, м ³	≤1100	1100–2200	3000–4000	5000–6000
Высота уступа, м	3	4	6	8
Высота подводной части уступа, м	1,5	2,5	3,5	5,0

Таблица 2.12

Параметры котлованов и прорезей

Часовая производительность земснаряда по воде, м ³	≤1100	1100–2200	3000–4000	5000–6000
Ширина котлована и прорези по урезу воды, м	20	30	35	45
Средняя величина недобора, м	0,3	0,5	0,8	1,0

Зависимость заложения откосов от типа пород

Породы	Заложение откосов	
	в стоячей воде	в текущей воде
1. Песчано-гравийные	1:2	1:2,5
2. Мелко- и среднезернистые пески	1:3,5	1:6
3. Тонкозернистые пески	1:6	1:6

Заложение откосов обусловлено типом разрабатываемых пород (табл. 2.13).

2.6.3. Технология разработки россыпных месторождений драгами

Драга представляет собой плавучий горно-обоганительный комплекс для разработки обводненных россыпных месторождений. Она состоит из черпающего (драгирующего) промывочно-обоганительных устройств, силового, транспортно-отвального оборудования, механизмов управления, перемещения, водоснабжения и водоотлива, понтона с надстройкой (рис. 2.32).

Драги для разработки материковых месторождений (континентальные драги) монтируют на плоскодонном понтоне (судне), а морские (см. далее п. 2.6.5) – на килевых самоходных или буксируемых судах, обеспечивающих их эксплуатацию при штормовом волнении. У морских драг отсутствуют отвалообразователь (стакер) и сваи. Наиболее распространены электрические и дизель-электрические цепные многоковшовые драги с жесткой рамой и ковшами вместимостью 50–700 л. Средняя часовая производительность отечественных установок с вместимостью ковшей 80–600 л составляет 100–550 м³. Их эксплуатируют на месторождениях с глубиной залегания до 50 м ниже уровня воды.

Высокая степень механизации и поточность технологических процессов (добыча – обогащение – отвалообразование) обеспечивает дражной разработке достижение наилучших технико-экономических показателей по сравнению с другими возможными способами, наиболее эффективно применение многочерпаковых драг для разработки преимущественно обводненных континентальных и прибрежно-морских россыпей, представленных породами различной крепости и состава (за исключением весьма валунистых крепко сцементированных пород и вязких глин). Россыпи, охваченные многолетней мерзлотой, можно разрабатывать драгами, как правило, после предварительного их оттаивания.

Анализ многолетнего опыта эксплуатации драг в различных условиях позволил установить основные параметры россыпей, при которых обеспечивается их эффективная разработка дражным способом (табл. 2.14).

Но объему промышленных запасов россыпи должны удовлетворять длительным срокам эксплуатации драг, причем для более крупных драг обеспеченность запасами должна быть большей (табл. 2.15).

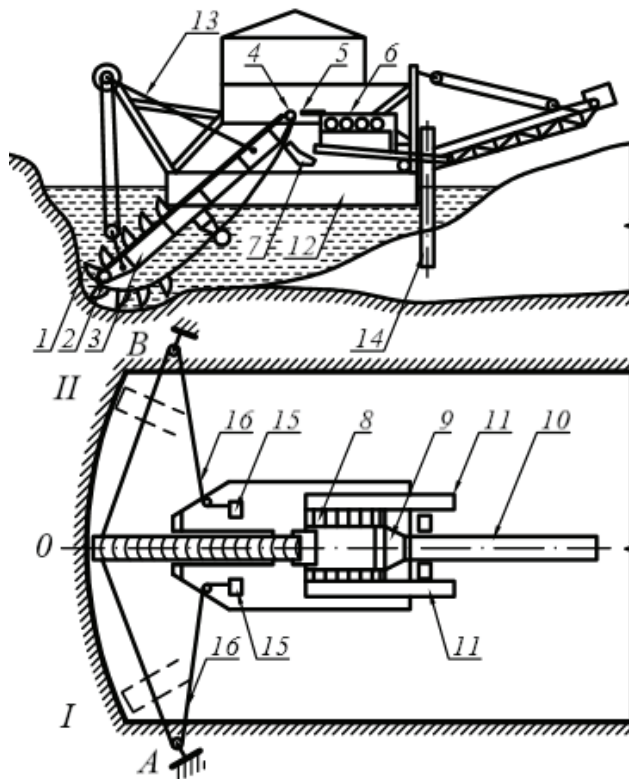


Рис. 2.32. Схема многочерпаковой драги: 1 – черпаки; 2 – нижний барабан; 3 – черпаковая рама; 4 – верхний приводной барабан; 5 – завалочный люк; 6 – бочка; 7 – подчерпаковый уловитель; 8 – поперечные шлюзы; 9 – галечный лоток; 10 – стакер; 11 – эфельные колодцы; 12 – понтон; 13 – передняя мачта; 14 – свая; 15 – лебедки; 16 – канат

Для обеспечения безопасности работ и надлежащей полноты выемки запасов необходимо производить проверку соответствия конструктивных основных размеров драги конкретным горно-геологическим условиям залегания россыпи.

Горная масса, транспортируемая ковшами из забоя, поступает в завалочный люк, а из него – во вращающуюся дражную бочку. Просыпи породы между ковшами и загрузочным люком попадают на подковшовый уловитель. Дражная бочка представляет собой стальной цилиндр с перфорированными стенками, установленный с уклоном 5–12°, в котором попадающий материал перемещается слева направо. Мелкие фракции (эфели) проваливаются через отверстия вниз и попадают на поперечные шлюзы, где от породы отделяют полезное ископаемое, и по хвостовым эфельным колодам стекают в отвал. Более крупные фракции (галья) через галечный лоток выходят из бочки, поступают на ленточный конвейер, а с него – в галечный отвал.

Черпаковая рама на канатах подвешена к передней мачте, а отвальный конвейер – к задней. Маневрирование драги осуществляют с помощью двух свай и лебедок с канатами, концы которых закреплены на берегу. Поворот и зашагивание драги выполняют так же, как и на земснарядах (см. п. 2.6.2). Сваи погружают не в почву россыпи, а в эфельно-галечный отвал, вследствие чего их длина меньше глубины черпания драги и не превышает 25 м.

Производительность драги по горной массе вычисляют так же, как и производительность многоковшового экскаватора. Коэффициент исполь-

зования ее во времени составляет 0,92–0,84 в летний период и 0,75–0,7 – весной и осенью. Продолжительность дражного сезона зависит от климатических условий, составляя 10–11 месяцев в Западной Сибири и на Среднем Урале, 160–170 суток в Северной Якутии и на Колыме и 115–135 суток на Чукотке.

Таблица 2.14.

Условия применения драг различных типов (по В. Н. Лешкову)

Ем- кость чер- паков	Мощность россыпи без учета выемки торфов, м			Допустимый уклон долины, д.ед.	Минималь- ный приток воды в разрез, л/с	Макси- мальный размер ва- лунов, мм
	Надводная	Подводная				
		максималь- ная	минималь- ная			
80	1	6	2,4	0,025	50	300
150	2	8-9	2,6	0,020	100	400
250	3,6	12	3,3	0,015	150	600
380	4	30	4,	0,010	200	700
400	2	17	84,7	0,010	200	800
600	10	50	4,7	0,010	250	1000

Таблица 2.15.

Требования к запасам россыпей для применения дражного способа

Емкость черпаков, л	Минимальная ширина разреза, м	Запасы горной массы, млн. м ³	Обеспеченность работы драги, годы
80	40	0,8	до 5
150	50	3-5	8–10
200	60–70	12-15	12–15
380	70–75	18-23	12–15
400	90	18-23	12–15
600	110–120	30	15–20

Первоначально выполняют работы по обводнению россыпи, для чего сооружают специальные водосборники, из которых вода по трубам или канавам поступает на дражный полигон. Часто используют воду ближайших рек; для чего проводят водоводные каналы.

Применяют три основных способа вскрытия: первоначальным котлованом, плотинами или комбинированный (комбинация траншей и котлована или плотин). Глубина котлована должна обеспечить всплытие понтона. Размеры его в плане зависят от рабочих параметров драги. Расположение котлована в нижней части россыпи и последующая разработка ее по восстанию обеспечивают лучшие условия обогащения и осветления воды в дражном разрезе, так как свежая вода поступает со стороны забоя, не загрязненной эфельными отвалами. Не происходит заиливания, поэтому

в бочку и на шлюзы подают более чистую воду. Кроме того, эфельные отвалы расположены в более глубокой части водоема, благодаря чему возрастает их емкость. Однако при такой схеме движения драги выше утечки воды из дражного разреза за счет фильтрации через разрыхленные отвалы, а также потери полезного ископаемого в целиках под плотинами.

Отработка по восстанию целесообразна на россыпях, нарушенных старыми работами. Работа по падению эффективна лишь на ненарушенных месторождениях с малым уклоном.

Первоначальный фронт работ может быть создан за счет сооружения плотины, перегораживающей долину. Благодаря плотине, драга может отрабатывать участок россыпи по восстанию до тех пор, пока позволяет уровень воды в забое. Для дальнейшей работы сооружают следующую плотину и т. д. Высота подъема воды составляет от 2 до 11 м (наиболее часто – 5–6 м). Срок службы плотины – от одного года до десяти лет. Число плотин и расстояние между ними зависят от длины россыпи, продольного уклона долины и необходимого подъема воды. Одной из разновидностей способа вскрытия плотинами является вскрытие перемычками, сооружаемыми бульдозером из отвалов драги, что позволяет поднять уровень воды в забое на 1–4 м. Расстояние между перемычками составляет обычно 50–200 м. Для первоначальной установки драги необходимо проходить котлованы.

Выемку грунтов в дражном забое ведут послойно или с подбоем. В первом случае месторождение отрабатывают слоями толщиной 0,1–0,5 м сверху вниз, постепенно опускаясь на почву россыпи.

При выемке подбоем черпачная рама находится ниже вынимаемого грунта и сразу отрабатывает мощный слой, в некоторых случаях равный высоте уступа. Верхние части грунта в процессе работы постепенно обрушаются. Этот способ характерен для драг, перемещаемых с помощью головного каната.

В процессе разработки россыпи с опережением производят (в случае необходимости): очистку дражных полигонов от леса, пней и кустарников; вскрышные работы, на которых используют бульдозеры, скреперы, экскаваторы, гидромониторы. На вечномерзлых россыпях, кроме того, оттаивают породы посредством дождевания, затопления полигона водой, нагнетания пара или воды в трубчатые иглы.

Применяют продольные и поперечные системы разработки в оди-нарном или нескольких смежных забоях, отрабатываемых попеременно. Ширина заходки свайных драг с вместимостью ковшей 150–210 л составляет в среднем 45–55 м. Канатные драги работают только в одинарных забоях, причем ширина заходки достигает 70–80 м.

Основные преимущества дражной разработки: высокая производи-тельность, поточная технология, возможность автоматизации добычных

и обогатительных процессов, механизации вспомогательных операций. Недостатки: ограниченная область применения, затрудненность точного учета и контроля потерь песков.

2.6.4. Особенности разработки проявлений россыпного золота микродражным способом

Возможность освоения золотоносных россыпей, находящихся в районах со сложными горно-геологическими, технологическими и климатическими условиями труда, удаленных от транспортных коммуникаций и систем централизованного электроснабжения является предметом разработки многих современных инвестиционных проектов. Их основные особенности: небольшой размер инвестиций, относительно короткий срок окупаемости и простая форма организации работ с использованием средств малой механизации.

Во время производства поисковых и разведочных работ одновременно с выявлением местоположения, определением кондиций и запасов больших скоплений полезных ископаемых и дальнейшей регистрации их в государственном реестре месторождений, отмечают большое количество мелких россыпей, разведка которых, также как и дальнейшая эксплуатация, экономически неэффективна или невозможна вследствие технических или технологических факторов. Кроме того, существует группа россыпей с очень малыми прогнозными запасами ценного компонента категорий C_2 и P_1 , детальная разведка и разработка которых также не эффективна.

Их следует относить к проявлениям полезных ископаемых.

Под *проявлением* понимают запасы полезного ископаемого, обнаруженные и выявленные на основании вторичных признаков (геологических меток), содержание и ценность которых являются приблизительными, а разведка и разработка с использованием существующих технических и технологических средств невозможна или экономически нецелесообразна.

Ограничениями для выявления проявлений из числа найденных и зарегистрированных россыпей служит неопределенность, неточность и неполнота установленных параметров вследствие того, что геологоразведочные работы на данных участках не проводились.

Проявления россыпного золота в руслах и носках рек, отмелях и ключах имеют идентичные условия образования и залегания, общие геологические признаки, особенности движения запасов и классифицируются как аллювиальные. С учетом указанных ограничений можно сформулировать ряд отличительных признаков проявлений золота в аллювиальных россыпях: водоприток не менее 1000 тыс. м³/год; прогнозные запасы полезного ископаемого (ценного компонента золота) не более 10 кг; отсутствие торфов или их небольшая мощность до 0,5 м; ровный рельеф плотика, иногда с небольшими западениями; переменный гранулометрический состав раз-

рабатываемого материала (песков) – в среднем 25–100 мм (до 200 мм), отсутствие многолетней мерзлоты, содержание глины и глинистых пород не более 25 %.

К общей характеристике района распространения большинства таких проявлений можно отнести: расположение в местах образования, удаленность от крупных промышленных центров и транспортных коммуникаций, тяжелые климатические и природные условия.

Минимальные размеры в плане неограниченны, составляя в среднем по длине – до 1 км, по ширине – до 20 м.

Специфические условия труда: водообильность и постоянное течение, тяжелая проходимость, большая удлиненность от инфраструктуры, отсутствие системы централизованного энергоснабжения.

Применение малогабаритного добычного оборудования, в отличие от традиционно крупногабаритного, дает возможность освоения мелких непромышленных проявлений золота и благодаря современным достижениям в технике становится эффективным. С его использованием можно обрабатывать участки с содержанием полезного компонента в десятки раз ниже, чем при эксплуатации классического оборудования, обеспечивая великолепную мобильность и возможность быстрого перемещения от одного места работы к другому. В настоящее время выбор мобильного оборудования определяется особенностями геологических и эксплуатационных условий, возможностью транспортирования оборудования и средств труда к месту работы, а также экологическими последствиями.

Для механизации индивидуальной добычи полезного ископаемого, можно выделить самостоятельный класс средств, характеризующийся высокой удельной производительностью и мобильностью, небольшой массой, габаритами и расходом электроэнергии (топлива).

Подобный класс средств включает микро-драги и двух или трех ступенчатые промывочные установки.

Производителями такого оборудования являются следующие фирмы: Keene Engineering, D&K Detector Sales Inc., Equipment Specialists Company «Piranha».

Основные конструктивные элементы микродраг: рама на понтонах, на которой смонтировано рабочее оборудование: дизельный двигатель, насос и в некоторых случаях компрессор, являющиеся по существу единым агрегатом, спроектированным для достижения оптимальных результатов при минимальных энергозатратах. Кроме того, основным рабочим элементом является промывочная установка. В зависимости от конструктивных особенностей она может включать 2 или 3 ступени классификации ценного компонента.

Диаметр и тип всасывающей насадки драги (гидроэлеватор или эрлифт), мощность рабочего агрегата и стадийность процесса классификации определяют широкий модельный ряд и различия в производительности

сти и условиях применения. Кроме того, фирма-производитель определяет особенности каждой из моделей, внося индивидуальные характеристики и отличительные признаки.

По массе все микродраги подразделяют на 4 группы: легкие от 40 до 60 кг с часовой производительностью до $1,5 \text{ м}^3$; средней тяжести (от 60 до 100 кг) с часовой производительностью до 5 м^3 ; тяжелые (от 100 до 300 кг) с часовой производительностью до $13,0 \text{ м}^3$, очень тяжелые (от 300 до 550 кг), обеспечивающие часовой объем работ более $13,0 \text{ м}^3$.

При выборе соответствующей весовой категории в первую очередь учитывают мощность песков, их гранулометрический состав, содержание полезного компонента. По мере возрастания мощности песков, гранулометрического состава и снижения содержания золота неизбежен переход к более тяжелому и производительному оборудованию.

Рабочее оборудование микро-драги состоит из всасывающей насадки-гидроэлеватора (эрлифта), рабочего агрегата и обогатительной установки.

Современные *гидроэлеваторы* выполнены на основе стандартных и стали намного эффективнее, проще в обращении и обеспечивают хорошую производительность. В результате модификаций они стали обеспечивать равномерный (плавный) поток по шлангу, фактически устранены возможности заедания горной породы и камня и другие преграды, что обеспечивает снижение простоев. В комплект входят гидроэлеватор и напорный шланг. Они выпускаются различных типоразмеров для соответствующего рабочего оборудования. Быстрое и простое соединение гидроэлеватора со шлангом, что обеспечивает специальный механизм с защелкой, удовлетворяет многим требованиям к обслуживанию.

Рабочий агрегат представляет собой сочетание приводного дизельного (комплектуется производителем драги) двигателя, центробежного насоса и в некоторых случаях компрессором.

Обогатительная установка (шлюз) является оригинальной разработкой фирм и может включать две или три ступени обогащения, на каждой из которых происходит классификация, как пустых пород, так и готового продукта.

Большинство драг производства Keene Eng оборудованы оригинальной трехступенчатой обогатительной установкой SB4F3. Первая ступень обеспечивает извлечение 90 % всего видимого золота на первом этапе обогащения. Возможно удаление готового продукта независимое от других ступеней обогащения, что позволило снизить время выполнения вспомогательных операций. Вторая ступень предназначена для улавливания золота любой фракции. Также возможна дезинтеграция сцементированных глиной золотосодержащих частиц. Третья ступень предназначена для улавливания мелкого золота и предохранения выноса готового продукта назад в водоем под действием течения или потока отвального продукта.

Обогащительные установки могут быть установлены как на микро-драгах для работы в течении реки, так и на телескопических опорах для работы на мелководье, в шельфовой зоне или ключах. В обоих случаях обогащательная установка работает в комплексе с рабочим агрегатом.

Добычные работы могут вестись торцовым забоем (на узких россыпях), площадками (при большой мощности песков) или воронками (в случае локальной разработки).

2.6.5. Особенности добычи полезных ископаемых со дна морей и океанов

Во второй половине 20 века Россия и другие страны приступили к освоению богатых минеральных ресурсов Мирового океана. Более 70 предприятий в различных районах мира добывают на шельфе золото, олово, титан, алмазы и другое сырье, перерабатывая ежегодно более 130 млн м³ горной массы. На морском дне по условиям технических средств разработки выделяют три уровня: первый с глубиной воды не более 5–10 м; второй с глубиной до 100–200 м и третий – до предельных глубин океана.

Разработку пляжевых прибрежных россыпей, как правило, ведут традиционными средствами, характерными для континентальных месторождений: бульдозерами, скреперами, экскаваторами, земснарядами, драгами. Одной из наиболее сложных проблем является производство работ в подводной зоне пляжей с приливно-отливными течениями, волновым и ветровым воздействием, с крутыми берегами и крупными валунами у подножия абразивных склонов. В этих условиях наиболее эффективны канатно-скреперные установки, оборудованные ковшами с крыльями для их гидродинамического взвешивания при движении в воде. Весьма перспективны земноводные самоходные установки вследствие их мобильности, устойчивости в отношении воздействия волн и течений, простоты управления и др.

В России подводные бульдозеры-планировщики применяют в портах при выравнивании дна и постели для молов. Японская фирма «Комацу» создала четыре типа бульдозеров для глубин 3, 7, 15 и 60 м. Они могут осуществлять добычу песка и гравия, работая совместно с надводными землесосами, драглайнами и грейферами. Управляют бульдозерами дистанционно по радио или телефону, а также непосредственно операторами, находящимися в кабине. Отвалы оснащены боковыми стенками, защищающими грунт от смыва водой. Привод этих бульдозеров – электрический, вместимость кабельной лебедки – 150 м.

Наиболее проверенный тип горных машин для подводной разработки в зоне шельфа – морские многоковшовые драги. У них, в отличие от континентальных драг, отсутствуют отвалообразователь и сваи. Передвижение и маневрирование по забою осуществляется посредством канатно-

опорного устройства. «Хвосты» обогащения по системе кормовых желобов самотеком поступают в водоем. Максимальная глубина выемки пород ниже уровня воды у многоковшовых драг с роторным колесом или жесткой рамой не превышает 50 м.

Для подводной разработки на глубинах до 70 м можно использовать подводные экскаваторы-земснаряды типа «Кроулкаттер» (США). Он разрушает породы фрезерным рыхлителем с гидроприводом, а транспортирует их – грунтонасосом. Управляют экскаватором два оператора. Энергоснабжение электрических систем осуществляется по кабелю. Установленная мощность двигателей – 1000 кВт; подаваемое на борт напряжение – 4160 В; тяговое усилие (напор на забой) составляет 529 кН; производительность по породе – до 153 м³/ч; возможное удаление от берега – до 950 м.

Землесосные установки с механическим или гидравлическим рыхлителем эффективны при глубине разработки до 80 м. Московским горным институтом и Уфимским заводом горного оборудования созданы подводные земснаряды «Моллюск», основанные на использовании гидростатического давления окружающей среды в районе забоя для операций процесса выемки. При установившейся работе земснаряд присасывается к забою с силой 0,98–1,96 кН. Специальный погружной грунтовый насос служит для гидротранспортирования породы и для ее разрушения за счет перепада давления на всасывании, который при достаточной глубине погружения может быть примерно равен напору землесоса. Привод его электрический, от специального герметичного электродвигателя. Корпус насоса служит для монтажа других узлов земснаряда «Моллюск»: погружного понтона с регулируемой плавучестью, породозаборного устройства, всасывающей трубы. Максимальная глубина погружения «Моллюска-3» – до 60 м, «Моллюска-5» – до 500 м. Максимальная часовая производительность по породе в плотном теле составляет 200–300 м³ на глубине до 50 м, на глубине 100 м – 100–150 м³, 500 м – 20–30 м³. Способы разработки уступа: с подрезкой и обрушением. При этом частичное разрушение породы и подача ее к породозаборному устройству происходят за счет гравитационных сил, что снижает удельную энергоемкость.

При переходе на большие глубины эффективны схемы подъема полезного ископаемого канатно-цепными многоковшовыми драгами и эжекторными установками (рис. 2.33). Драги, работающие по принципу «непрерывной ковшовой линии», включают: одно или два судна, петлю пропиленового каната длиной несколько километров, на котором через 20–50 м закреплены ковши, подъемное приспособление на судах, позволяющее перемещать канат и обеспечивать черпание минерального сырья (рис. 2.33, а). Такая система испытана на глубинах до 4700 м и может обеспечить годовую производительность 2–3 млн т.

Еще более перспективны эжекторные (гидровсасывающие) подъемники и землесосные установки с многоступенчатым подъемом погружными насосами. Они могут работать на глубинах до 4,5–6,0 км. В одном из вариантов таких глубоководных драг (рис. 2.33, б) напорную воду с балластного поплавка подают во всасывающую эжекторную головку. Засасываемый материал поступает в одну из камер напорного загрузочного устройства, а из него в подъемный пульпопровод. Расход электроэнергии по этой схеме не превышает 1 кВт·ч/т.

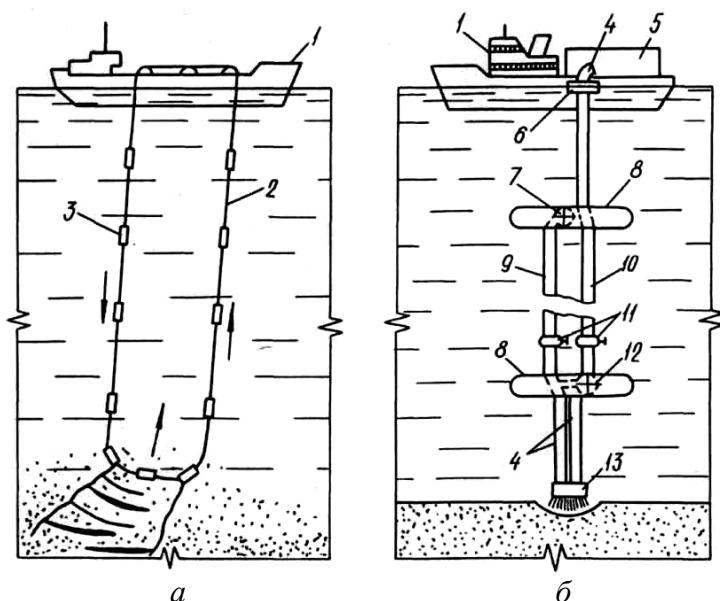


Рис. 2.33. Схемы подъема полезного ископаемого со дна морей и океанов непрерывной ковшовой линией (а) и эжекторными драгами (б): 1 – добычное судно; 2 – канат; 3 – ковш; 4 – гибкий армированный шланг; 5 – обогатительная фабрика; 6 – причальная бочка; 7 – насос; 8 – герметичный балластный поплавок с ходовыми винтами; 9 – трубопровод напорной воды; 10 – пульпопровод; 11 – разгрузочные ходовые винты; 12 – загрузочный аппарат; 13 – всасывающая головка

Усилия ученых, инженеров и конструкторов направлены на создание подвижных и компактных автоматизированных комплексов подводных и надводных установок, которые должны обладать способностью длительно и надежно работать в открытом океане. В их технологическую цепочку будет входить и переработка минерального сырья.

2.7. Разработка месторождений строительных горных пород

2.7.1. Особенности разработки песчано-гравийных месторождений

Песок и гравий широко используют как заполнители для бетона, в качестве балласта для железнодорожных путей и автодорог. Кроме того, песок находит применение в стекольном производстве, для получения кирпича, формовочных материалов, штукатурных и кладочных растворов.

Из общего числа карьеров нерудных строительных материалов около 40 % составляют предприятия, разрабатывающие песчано-гравийные месторождения, представленные смесью песка, гравия и валунов. Месторождения, содержащие более 50 % песка, называют песчано-гравийными, а менее 50 % – гравийно-песчаными. К песчаным относят залежи, которые содержат гравия не более 10 %.

Мощность вскрыши на песчано-гравийных месторождениях СССР составляет 3–10 м, а полезного ископаемого – 10–30 м. Частично или полностью обводнено около 60 % песчано-гравийных и около половины песчаных месторождений. Нередко наличие большого количества валунов – включений прочных и абразивных пород с размерами кусков 150 мм и более.

Технологические схемы разработки месторождений этого типа и применяемое оборудование весьма разнообразны, вследствие различия горногеологических условий, производственной мощности и срока службы предприятий, а также отсутствия достаточно надежных и эффективных средств механизации производственных процессов.

При сезонном режиме работы песчано-гравийных карьеров и разработке сухим забоем основными способами подготовки пород к выемке являются осушение и водоотлив. Если глубина разработки не превышает 15 м, то для осушения обводненных пород проводят дренажные каналы. В противном случае используют водопонижающие скважины, армированные фильтрами различного типа и оборудованные погружными насосами. Для понижения уровня грунтовых вод на глубину 4–4,5 м. применяют игло-фильтровые установки.

Ливневые воды по дренажным каналам поступают в центральный водосборник, располагаемый на самой низкой отметке карьера, откуда их откачивают насосами открытого водоотлива.

При круглогодичном режиме работы подготовка к выемке в зимних условиях включает защиту пород от промерзания. Для этой цели производят вспашку плугами или рыхлителями на глубину 30–40 см, боронование на глубину до 20 см или рыхление на глубину 1,8 м и более.

Хорошо предохраняет от промерзания снегозадержание с помощью снежных валов или щитов. Полностью предотвращает промерзание пород покрытие их слоем пенопласта толщиной 20–25 см. В некоторых случаях применяют химическую обработку хлористым натрием или калием, рассыпая его в сухом, измельченном состоянии по спланированной и вспаханной поверхности.

При разработке сухих месторождений наиболее распространены экскаваторно-автомобильные комплексы. Мехлопаты с вместимостью ковшей 1,25 м³ и более, кроме выемочно-погрузочных работ, производят сортировку, удаляя крупные валуны, мерзлые глыбы. Весьма перспективны фронтальные погрузчики и колесные скреперы.

Частично обводненные месторождения разрабатывают драглайнами (рис. 2.34). Предварительно осушенные породы загружают в транспортные сосуды или в бункер-питатель (при конвейерном транспорте). При отсутствии водопонижения породу укладывают в штабелы для обезвоживания до естественной влажности с последующей погрузкой в средства транспорта. Возможно применение также обезвоживающих бункеро-питателей.

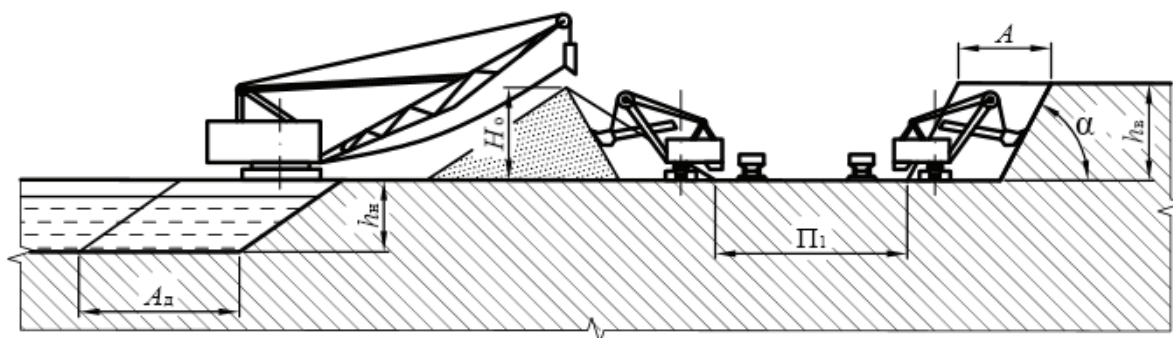


Рис. 2.34. Схема обработки частично обводненного месторождения

Для увеличения коэффициента наполнения ковша прибегают к перфорации его стенок или используют специальные пятистенные ковши. При разработке обводненных месторождений с валунами более работоспособны обратные лопаты, в том числе и гидравлические. Изредка применяют многоковшовые экскаваторы со свободно провисающей цепью. Во время выемки пород цепными экскаваторами не возникает заметных волн, а сухая часть забоя равномерно увлажняется и не оползает.

При разработке уступов, высота которых превышает высоту черпания мехлопат, вызывают принудительное обрушение верхней части уступа драглайнами (рис. 2.35), оснащенными специальными рабочими органами режущего типа конструкции ВНИИПИСтромсырья. Для перевозки наиболее распространен автомобильный и конвейерный транспорт. Изредка погрузку ведут в железнодорожные вагоны. Переработку полезного ископаемого осуществляют в стационарных дробильно-сортировочных цехах, сооружаемых в непосредственной близости от карьера. На предприятиях с годовой производственной мощностью 100–150 тыс. м³ используют забойные передвижные или полустационарные перерабатывающие установки.

Вскрытие песчано-гравийных месторождений обычно осуществляют внешними фланговыми или центральными одиночными и парными траншеями. Системы разработки – сплошные продольные или поперечные. В сухих забоях возможно также диагональное расположение фронта работ, особенно в тех случаях, когда нужно увеличить его длину. В обводненных забоях предпочтительнее продольные заходки, так как в этом случае тра-

ектория движения ковша при черпании совпадает с направлением слоистости, что способствует лучшему внедрению в его массив.

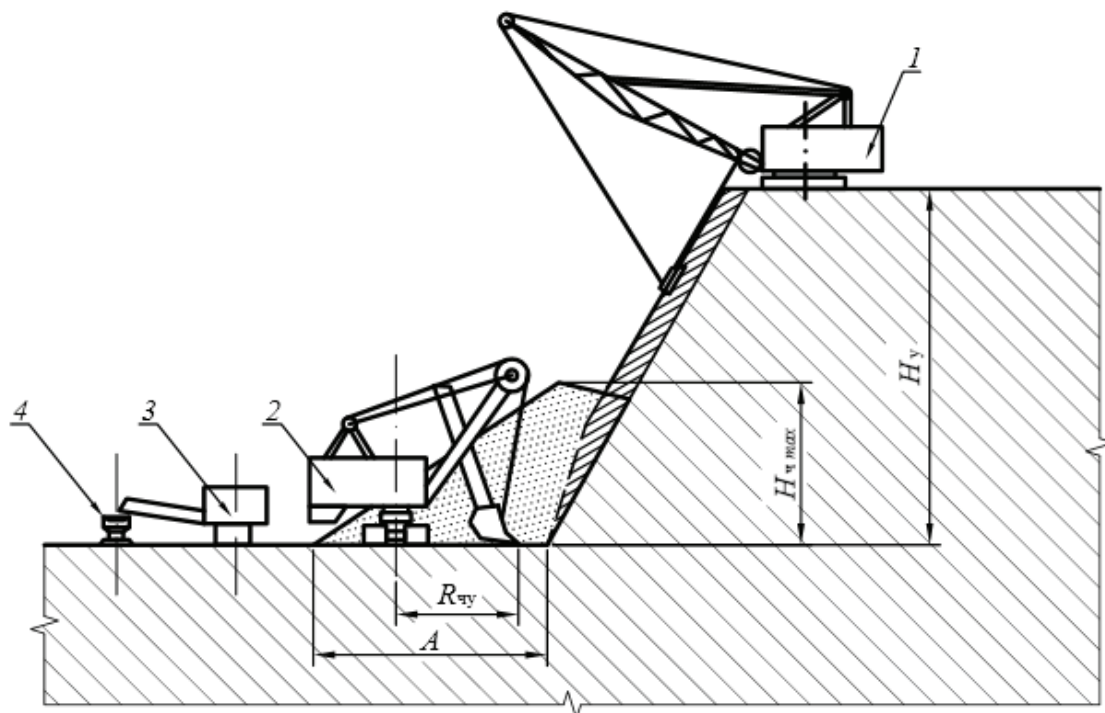


Рис. 2.35. Схема экскавации высоким уступом с обрушением:
1 – экскаватор-драглайн; 2 – мехлопата; 3 – бункер-питатель; 4 – конвейер

Большинство месторождений разрабатывают одним вскрышным и одним добычным уступами. При добыче из-под воды уступ полезного ископаемого делят на два подступа – сухой и частично обводненный, обрабатываемые различными выемочными машинами. Ширина рабочих площадок учитывает и размеры штабелей для обезвоживания, готовой продукции или промпродукта (рис. 2.34).

Для подводной добычи в руслах рек используют плавучие снаряды с ковшовой цепью (драги и землечерпалки), грейферным ковшом и земснаряды. Их важное достоинство – возможность установки на них перерабатывающего оборудования: виброгрохотов, корытных моек, классификаторов, дробилок. Гравий загружают в баржи, швартующиеся к обоим бортам плавучего снаряда. Сезонная производительность таких комплексов достигает 500 тыс. м³ и более при коэффициенте использования во времени около 0,5.

2.7.2. Особенности горных работ на щебеночных карьерах

Предприятия по производству щебня состоят из следующих основных цехов: горного (карьер), дробильно-сортировочного и складского, представляющих единый технологический комплекс.

Наиболее качественный щебень получают из прочных магматических (гранит, базальт и др.) и метаморфических (гнейс, кварциты) пород. Однако в связи с большой потребностью в щебне для строительных и дорожных работ в его производстве используют также песчаники и карбонатные породы (известняки, доломиты), месторождения которых залегают вблизи потребителей. Дешевым сырьем может служить и скальная вскрыша рудных карьеров, отходы с предприятий по добыче блоков природного камня.

Основные тенденции взрывного дробления пород для производства щебня те же, что и на других карьерах: многорядное короткозамедленное взрывание скважинных зарядов, широкий ассортимент ВВ минимальное перемещение разнотипных и разносортных пород.

На карьерах малой и средней мощности, а также для обуривания массивов, сложенных неоднородными по прочности породами, широко применяют буровые станки с погружными пневмоударниками. Станки шарошечного бурения и современные гидравлические буровые установки более эффективны на крупных предприятиях при валовой разработке пород.

При разрушении слоистых карбонатных пород более рациональна отдельная подготовка их к выемке тонкими слоями с использованием рыхлителей и комбинированным способом, когда механическому рыхлению предшествует ослабление массива взрывом на встряхивание. Для послойной выемки разрыхленных пород наиболее эффективны бульдозеры и одноковшовые погрузчики.

Основной объем погрузочных работ щебеночных карьерах выполняют строительные, гидравлические (на предприятиях малой и средней производственной мощности) и карьерные (на крупных карьерах) экскаваторы, в том числе гидравлические с увеличенной вместимостью ковша. При отдельной выемке в комплексе с ними работают бульдозеры и одноковшовые погрузчики. Выемочно-транспортирующие машины широко применяют и для удаления вскрыши.

Хотя для вывозки сырья можно применять любые виды транспорта, более 90 % его объема перевозится автотранспортом, чему способствуют высокая мобильность и маневренность последнего. Весьма перспективны при валовой разработке карбонатных месторождений технологические схемы с использованием конвейерного транспорта и полустационарных или самоходных дробильных установок (рис. 2.36). На нагорных карьерах с годовой производительностью до 1 млн. т могут быть эффективными породоскаты, располагаемые на крутых склонах под углом наклона более 45°.

Системы разработки в комплексах с автотранспортом продольные, поперечные или кольцевые в зависимости от формы месторождения в плане, направления слоистости массива и поступления подземных вод на обводненных месторождениях. При валовой выемке отработку уступов ведут

продольными заходками по развалу взорванной горной массы, а при раздельной распространены и поперечные заходки. В последнем случае фронт работ уступа делят на рабочие блоки. В пределах каждого из них поочередно производят взрывание на сотрясение и механическое рыхление, штабелирование пород, выемку и погрузку.

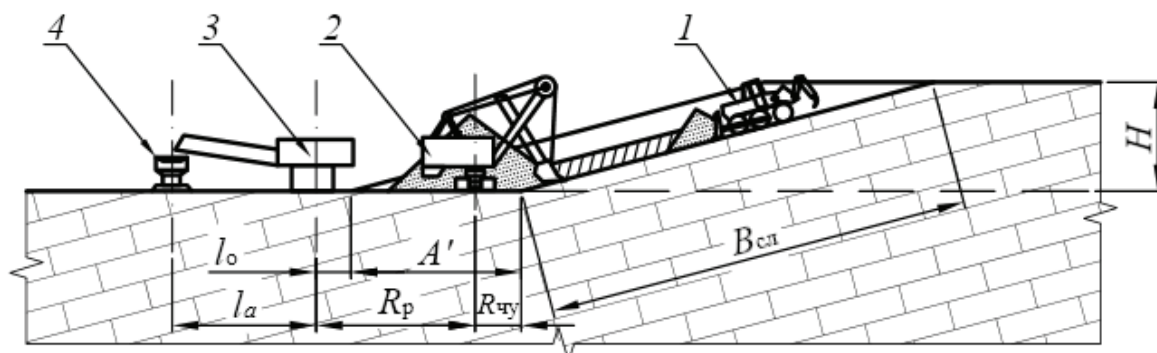


Рис. 2.36. Схема разработки трещиноватых карбонатных пород с использованием рыхлителей и конвейерного транспорта (по В.Н. Сиренко): 1 – бульдозер-рыхлитель; 2 – экскаватор; 3 – самоходный дробильный агрегат; 4 – конвейер

Минимальная длина экскаваторного блока при валовой выемке равна 70–100 м, а при раздельной – 75–350 м. Ширину рабочих площадок находят по формулам (8.2)–(8.3), учитывая дополнительно ширину полосы для размещения штабеля пород при раздельной выемке.

Комплексы оборудования для переработки пород на щебень включают: дробилки для крупного, среднего и мелкого дробления; грохоты для предварительного грохочения между стадиями дробления, отбора загрязняющей мелочи, сортировки рядового щебня – на товарные фракции (с выделением фракции 0–5 мм), промывки и обезвоживания его; гидравлические классификаторы; моечное оборудование для промывки пород, содержащих глинистые частицы; питатели для подачи горной массы в дробилку и равномерной загрузки основного оборудования.

2.7.3. Вскрытие и системы разработки на карьерах по добыче природного камня

Вскрытие месторождений облицовочного камня осуществляют: наклонными траншеями и полутраншеями; крутыми траншеями; без проведения траншей; подземным способом.

Наклонными траншеями вскрывают крупные, неглубокие месторождения с холмистым рельефом поверхности. Благоприятным фактором является наличие некондиционного камня на одном из флангов залежи, в месте заложения траншей или полутраншей. Величину продольного уклона вскрывающих выработок принимают с учетом конкретного вида транспорта, используемого для вывозки блоков и скола.

Вскрытие крутыми траншеями целесообразно на высокогорных месторождениях, когда необходимо обеспечить быстрый ввод карьера в эксплуатацию. Траншеи должны быть оборудованы специальными подъемными устройствами.

Бестраншейный способ вскрытия осуществим при использовании для подъема груза деррик-кранов, кабельных и козловых кранов. Его применяют при разработке глубоких залежей с небольшими размерами в плане. Козловые краны используют только на месторождениях с равнинным рельефом местности, а кабельные и деррик-краны могут работать в любых условиях при возможности создания транспортного доступа к их опорам или мачтам.

Вскрытие подземными выработками приемлемо при большой мощности покрывающих пород и гористом рельефе местности, когда горизонты карьера можно вскрывать штольнями.

При добыче облицовочного камня применяют сплошные и углубочные одно- и двухбортовые системы разработки. Начальное положение и направление развития фронта работ выбирают с учетом характера трещиноватости и ориентировки плоскости облегченного раскола камня (анизотропии физико-механических свойств). Высоту уступа принимают в соответствии с требованиями правил безопасности, исходя из: способа отделения камня от массива; высоты блока, определяемой параметрами камнераспиловочного оборудования; трещиноватости или слоистости массива. Установленная высота уступа должна быть кратна высоте камня или подступа. При использовании камнерезных машин высота подступа (уступа) не превышает 3 м, а при канатном пилении может быть увеличена до 10 м и более. Ширина рабочей площадки связана со способом отделения камня от массива. Так, при использовании камнерезных машин совместно с гидроклиньями, НРС или взрывной отбойкой ширина рабочей площадки на транспортном горизонте (рис. 2.37) устанавливается исходя из ширины и высоты отделяемого камня, ширины полосы для размещения выемочно-погрузочного оборудования (при разбивке фронта работ на участка для выемки и разделки камня, погрузки блоков) и ширины полосы для движения транспорта и размещения вспомогательного оборудования.

При отделении камня от массива канатными пилами со свободным абразивом в сочетании со взрывной отбойкой расчет ширины рабочей площадки приведен на рис. 2.38.

Фронту работ при использовании канатных пил целесообразно придавать ступенчатую форму (рис. 2.38). Расстояние между смежными ступенями принимают с таким расчетом, чтобы обеспечить безопасность выполнения отдельных процессов и операций. При этом на один комплект машин необходимо иметь фронт работ, состоящий не менее чем из пяти ступеней.

Подготовка новых горизонтов включает не только создание необходимого фронта работ, но и образование не менее трех поверхностей обнажения. Поэтому при равнинном рельефе земной поверхности на каждом горизонте, кроме основной разрезной, проходят одну – две фланговые траншеи, а при холмистом (гористом) рельефе – основную и фланговую полутраншеи. На подготовке горизонта обычно занято то же оборудование, что и при отделении камня от массива. Проходку траншей ведут с таким расчетом, чтобы попутно получать товарные блоки.

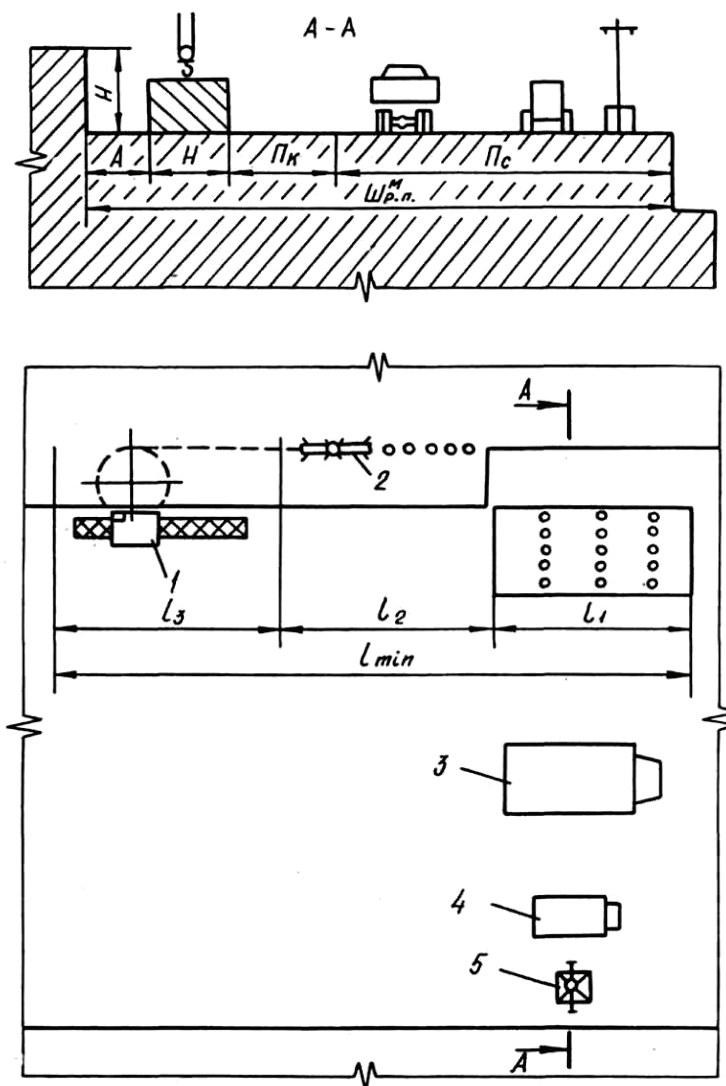


Рис. 2.37. Схема к расчету ширины рабочей площадки при добыче блоков камнерезными машинами и буровзрывным способом: 1 – камнерезная машина; 2 – установка строчного бурения; 3 – автосамосвал; 4 – компрессор; 5 – опора ЛЭП

На месторождениях гранита и других прочных пород при проходке траншей целесообразно использовать термоструйные камнерезные уста-

новки и ударно-врубовые машины. Весь комплекс работ, связанный с подготовкой горизонтов, ведут в следующей последовательности. В одном из торцов разрезной траншеи взрывом на выброс создают котлован с размерами в плане 6×6 м глубиной, равной или кратной расстоянию между постельными трещинами. Вдоль контура разрезной траншеи терморезаками или ченнеллерами выполняют две параллельные щели. Перпендикулярно к ним бурят вертикальные ряды шпуров с расстоянием между ними 1,5–3,0 м, а при отсутствии постельных трещин – и горизонтальные шпуры. Взрывом зарядов дымного пороха из тела разрезной траншеи выкалывают блоки камня.

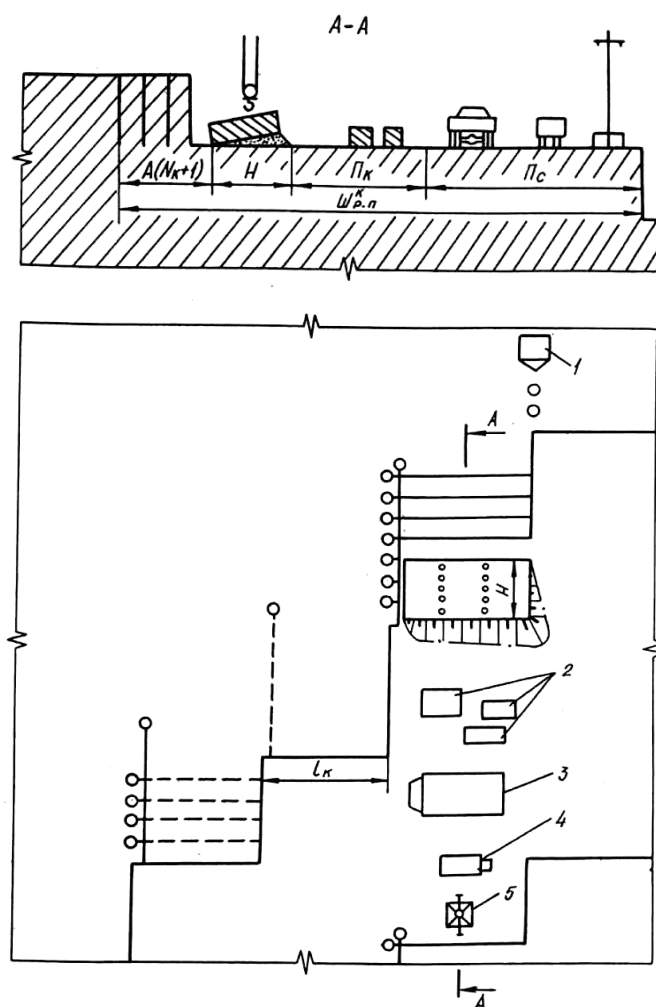


Рис. 2.38. Схема к расчету ширины рабочей площадки при добыче блоков канатными пилами: 1 – буровой станок; 2 – блоки; 3 – автосамосвал; 4 – компрессор; 5 – опора ЛЭП

Подготовку горизонтов на месторождениях мрамора начинают с проходки котлованов. При наличии постельных трещин используют ударно-врубовые, баровые камнерезные машины или машины с алмазными

отрезными кругами, с помощью которых вырезают стенки котлована и ключевой камень. Выемку его из котлована ведут кранами любого типа, зацепляя крюк за анкер, помещаемый в специально пробуренном шпуре. Если нет постельных трещин или подобные механизмы на карьере отсутствуют, то первоначальный котлован проходят взрывом на выброс.

В случае применения камнерезных машин с кольцевыми фрезами предварительно проходят два котлована (для ввода и вывода фрезы) с размерами в плане 2,4×2,4 м и глубиной 1,04 м. Над одним из них устанавливают машину с вертикальной фрезой. Перемещаясь от одного котлована к другому, она выполняет несколько вертикальных прорезей с расстоянием между ними 300 мм с таким расчетом, чтобы ширина нарезанного участка вместе с пропилом была равна диаметру фрезы (1380 мм). Затем переходят к подрезке полос в горизонтальной плоскости, для чего вертикальную фрезу заменяют на горизонтальную, выполнив пропил на длину блока, машину отводят назад, нарезанные участки откалывают буроклиновым способом или с помощью невзрывчатых разрушающих средств (НРС). Перечисленные операции выполняют до полного удаления камня из траншей. Дальнейшее расширение ее до 4,0 м ведут с последовательным созданием горизонтальных и вертикальных врубов.

Подготовка горизонтов канатными пилами со свободным абразивом требует значительных затрат времени и средств, но обеспечивает сохранность природных свойств камня.

Первоначальный котлован можно пройти следующим способом. По его контуру бурят четыре скважины. Вдоль одной из стенок котлована монтируют две рабочие стойки с погружными шкивами, а третью крепят горизонтально к кровле котлована, располагая ее нижний шкив в створе с погружными шкивами. Подачу шкивов ведут так, чтобы угол наклона каната, выходящего на горизонтальную плоскость, составлял не более 15–20°. Аналогичным путем выпиливают другие стенки котлована. Ключевой блок камня из котлована выкалывают и удаляют таким же образом, как и при использовании ударно-врубковых машин.

Необходимые поверхности обнажения чаще всего создают пилением и отбойкой, для чего выполняют два параллельных реза, выкалывая между ними камень с помощью гидроклиновых установок, НРС, энергии взрыва пороховых зарядов или детонирующего шнура (ДШ).

Технологические схемы добычи пильного камня классифицируют по числу одновременно разрабатываемых уступов (одноуступные и многоуступные), их высоте (низкоуступные и высокоуступные), организации отделения камня от массива в последовательности получения готовой продукции.

В низкоуступных схемах высота уступа не превышает удвоенной высоты (с учетом толщины пропила) стеновых камней. Отработку полезного ископаемого мощностью более двух метров ведут высокими уступами (до 3 м).

Технологический цикл добычи стенового камня включает следующие процессы: вырезку (отделение камня от массива), съем, складирование, отгрузку и транспортирование готовой продукции, уборку, временное складирование, погрузку и транспортирование отходов камнепиления.

Для вырезки камня используют камнерезные машины: с дисковыми пилами, барового типа и с кольцевыми фрезами. Дисковые пилы применяют для резания камня с $\sigma_{сж}$ до 1–25 МПа, баровые машины – при $\sigma_{сж}$ от 1 до 10 МПа, с кольцевыми фрезами – при $\sigma_{сж} = 20–60$ МПа.

Различают захватную и столбовую схему добычных работ. В первом случае длина поперечного захвата ограничивается конструктивными параметрами машины. Во втором – уступ разделяют на длинные столбы, ширина которых равна длине камня. Затем горизонтальными и затыловочными пропилами отделяют камень от массива по всей ширине участка.

При расчете ширины рабочей площадки предусматривают дополнительные полосы для размещения на них штабелей пакетов или поддонов с камнем, оставляемых для удаления влаги.

Подготовку горизонтов ведут одной продольной и двумя фланговыми траншеями, одна из которых служит для завода рабочего органа машин, а вторая – для вывода его из забоя.

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. 3.1, 3.2). Исходные данные студенты выбирают по двум цифрам варианта: первая цифра – вариант исходных данных (табл. 3.1), вторая – характеристика горных пород (табл. 3.2).

Таблица 3.1

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 прослоев пустых пород, м	10	15	–	10	15	20	15	20	10	–
Климатический район	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный	Средний	Северный	Южный

В соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова определяют углы погашения бортов карьера (табл. 3.3). Вычисляют конечную глубину карьера по формуле В. В. Ржевского [9], м:

$$H_k = \frac{K_{гр} (m_r - m_{п}) \cdot m_{п}}{\text{ctg}\gamma_v + \text{ctg}\gamma_l}, \quad (3.1)$$

где $K_{гр}$ – граничный коэффициент вскрыши (табл. 3.1), $\text{м}^3/\text{м}^3$; m_r – горизонтальная мощность рудного тела (табл. 3.1), м; $m_{п}$ – мощность прослоев пустых пород (табл. 3.1), м; γ_v, γ_l – углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков, град.

Таблица 3.2

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, $\text{т}/\text{м}^3$	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, $\text{м}^3/\text{м}^3$	3	4	5	6	7	8	7	6	5	4

Определяют длину и ширину карьера по верхнему контуру, м:

$$L_v = L_p + H_k \cdot (\text{ctg}\gamma_v + \text{ctg}\gamma_l), \quad (3.2)$$

$$B_v = m_r + H_k \cdot (\text{ctg}\gamma_v + \text{ctg}\gamma_l), \quad (3.3)$$

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

По определенным параметрам карьера выполняют в масштабе 1:500, 1:1000, 1:2000 поперечный разрез по 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.

Таблица 3.3

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
		36–55	30	45
		20–35	20	30
2	2–8	Более 55	40	45
		36–55	30	40
		20–35	20	30
3	до 2	Любой	15	30

Вычисляют запасы полезного ископаемого в контуре карьера, м³:

$$V_p = (m_r - m_n) \cdot (H_k - h_n) \cdot L_p, \quad (3.4)$$

где h_n – мощность наносов (см. табл. 1.1), м.

Определяют объем горной массы в контуре карьера, м³:

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

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

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

Находят средний коэффициент вскрыши (м³/м³) и сравнивают его с граничным:

$$K_{cp} = \frac{V_{г.м} - V_p}{V_p} \leq K_{гр}, \quad (3.6)$$

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

Вычисляют производительность карьера по вскрыше (млн м³) и горной массе, (млн т):

$$A_b = \frac{A_p}{\gamma} \cdot K_{cp}, \quad (3.7)$$

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

где A_p – годовая производительность карьера по руде (табл. 1.1), млн т; γ – плотность полезного ископаемого (табл. 3.2), т/м³.

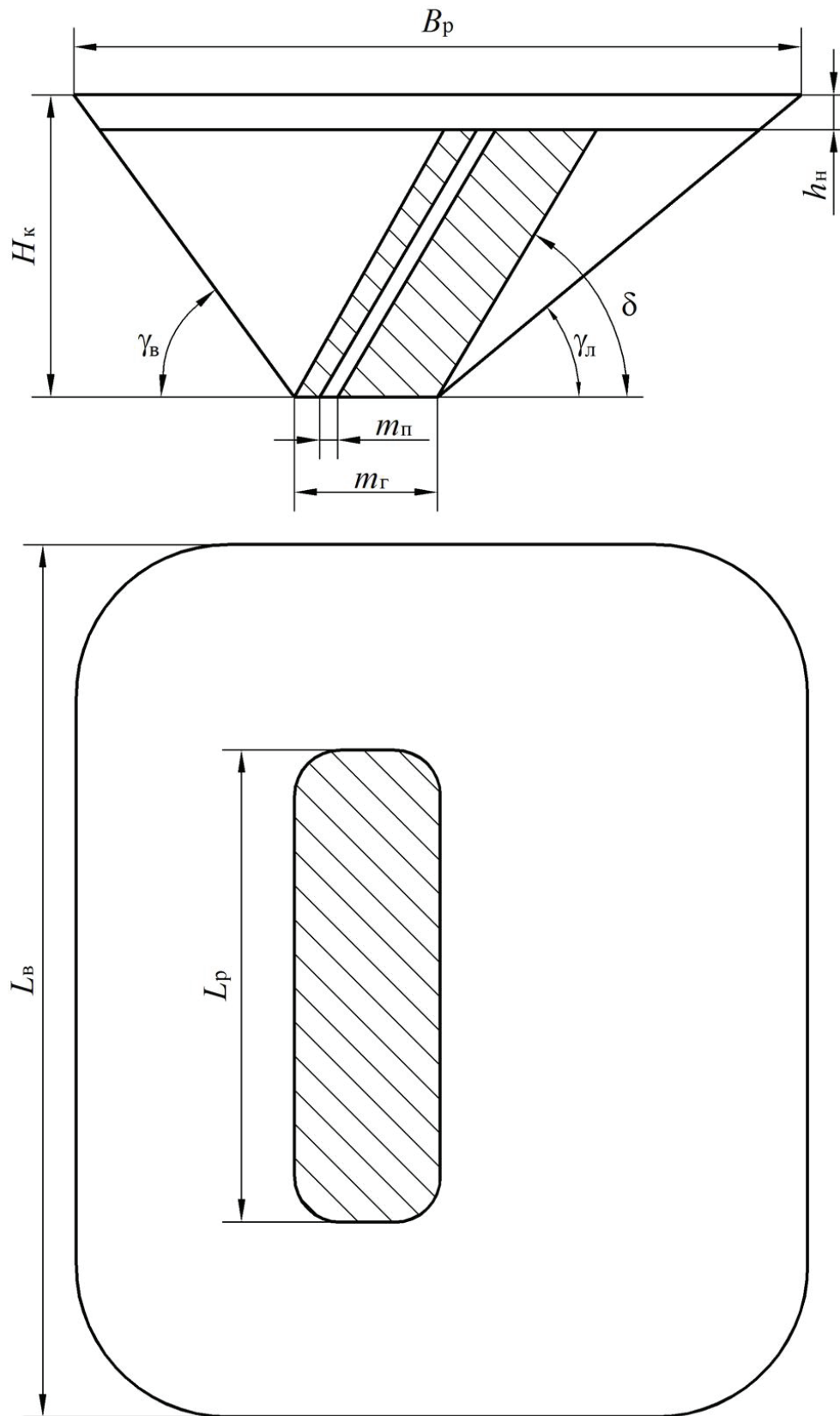


Рис. 3.1. Поперечный разрез и план карьера на коней отработки

Формирование машин комплекса начинают с выбора типа выемочно-погрузочного оборудования, учитывая масштаб горных работ, горнотехнические свойства разрабатываемого массива, горно-геологические условия, а в транспортных технологических схемах и расстояние транспортирования. Окончательное решение о структуре комплекса горно-транспортного оборудования принимают на основе технико-экономической оценки. Для выбора конкурентоспособных вариантов могут быть использованы табл. 3.4–3.5, которые составлены по материалам Л. А. Сорокина и акад. В. В. Ржевского с учетом новых моделей экскаваторов и транспортных средств. Кроме оборудования, выпускаемого в странах СНГ, вполне приемлемы горнотранспортные средства, выпускаемые ведущими мировыми машиностроительными фирмами [12, 19, 20].

Таблица 3.4

**Рациональные сочетания вместимости ковша экскаваторов
и мехлопат и грузоподъемности самосвалов**

Годовая производительность карьера по горной массе, млн т	Расстояние транспортирования, км	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвала, т
До 2–5	До 1,5–2,0	2,0–3,5	10–21
До 10–11	До 2,5–3,0	4,0–5,0	25–30
До 18–20	До 3,0–3,5	6,0–9,0	45–65
До 30–40	До 4,5–5,0	10,0–15,0	80–140
Более 30–40	До 7,0–8,0	16,0–25,0	149–190 и более

Таблица 3.5

**Рациональные сочетания вместимости ковша экскаваторов
и мехлопат и подвижного состава железнодорожного транспорта**

Годовая производительность карьера по горной массе, млн т	Расстояние транспортирования, км	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Локомотив	Грузоподъемность думпкара, т
До 20–30	До 8,0–10,0	5–9	ЕЛ-1, 2, 6Е,	85, 105
До 40–50	12–14 и более	10–12,5	ЕЛ-1, 2, 6Е ПЭ -2М, ОПЭ-1А, ОПЭ-2, ТЭМ-7	105–145
Более 50	16–20 и более	15–20	ПЭ-3Т ОПЭ-1А, ОПЭ-2, ОПЭ-1Б	145, 180

Механическое рыхление предпочтительно при выемке пород скреперами, бульдозерами, одноковшовыми погрузчиками и экскаваторами с вместимостью ковша до 2,5–3,2 м³ на карьерах с годовой производительностью до 5–7 млн т. Мощность базового тягача зависит от крепости и трещиноватости пород [10].

Тип бурового станка выбирают в зависимости от принятой модели экскаватора (табл. 3.6). Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы, должны соответствовать станки с долотами повышенного диаметра.

Таблица 3.6

Оптимальные сочетания экскаваторов и буровых станков

Коэффициент крепости пород	Модель экскаватора	Модель бурового станка	Диаметр долота, мм
2–6	РС-705-7	2 СБР-160Б-32	161
	ЭКГ-5А, ЭКГ-5УС	СБР-160Б-32	161
	ЭКГ-8и, ЭКГ-9УС	СБР-160Б-32	190
	ЭКГ-10Р, ЭКГ-10М	СБШ-160/200-40	161
	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15	СБР-200-50	214
	ЭКГ-15, ЭКГ-20	СВБК-200-50	190, 219
7–10	РС-705-7	СБШ-160/200-40	161, 215,9
	ЭКГ-5А, ЭКГ-5УС	3СБШ-200-60, СБШ-190/250-60	215,9 244,5
	ЭКГ-8и, ЭКГ-9УС ЭКГ-10Р, ЭКГ-10М	СБШ-250МНА-32, СБШ-250МНА-32КП, СБШ-250/270-60 (РД-10)	269,9 270,0
	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15	СБШ-320-36	320,0
	ЭКГ-15, ЭКГ-20	СБШ-400-55 (проект) СБШ-320-36	320,0 320,0
10–14	РС-705-7	СБШ-190/250-60	215,9
	ЭКГ-5А, ЭКГ-5УС	СБШ-250МНА-32 СБШ-250МНА-32КП	244,5
	ЭКГ-8и, ЭКГ-9УС ЭКГ-10Р, ЭКГ-10М	СБШ-320-36 СБШ-250/270-60 (РД-10)	320,0 269,9
	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15	СБШ-320-36 СБШ-400-55 (проект)	320,0 393
	ЭКГ-15, ЭКГ-20	СБШ-400-55 (проект)	393
Более 14	РС-705-7	СБУ-160-32	155
	ЭКГ-5А, ЭКГ-5УС	СБУ-160-32	155
	ЭКГ-8и, ЭКГ-9УС ЭКГ-10Р, ЭКГ-10М	СБШ-250/270-60 (РД-10) СБУ-200-32	269,9 190
	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15	СБШ-320-36	320,0
	ЭКГ-15, ЭКГ-20	СБШ-400-55 (проект)	320, 393

Способ отвалообразования обусловлен видом транспорта [10]. Выбирая отвальное оборудование, руководствуются следующими положениями: при использовании железнодорожного транспорта целесообразен экскаваторный способ отвалообразования, а автотранспорта – бульдозерный.

В качестве отвальных экскаваторов следует принимать мехлопаты или драглайны с той же вместимостью ковша, что и в карьере. При выборе бульдозеров учитывают годовой объём пород (годовой объём вскрыши,

поступающий на отвал): с возрастанием объёма отвальных работ должна расти и мощность бульдозеров.

Обосновывают режим работы карьера, считая, что отрабатывается рудное месторождение. При этом целесообразно руководствоваться следующими положениями института «Гипроруда»:

- режим работы карьера должен быть круглогодичным;
- для карьеров с годовой производительностью по горной массе свыше 25 млн т в год принимать непрерывную рабочую неделю и 3 смены в сутки;
- для карьеров с годовой производительностью по горной массе до 1,5 млн т – пятидневную рабочую неделю и 2 смены в сутки;
- для карьеров с годовой производительностью по горной массе свыше 1,5 млн т, но менее 25 млн т – шестидневную рабочую неделю и 2 или 3 смены в сутки;
- продолжительность смены во всех случаях 8 часов.

Таблица 3.7

Число рабочих дней в году (по данным «Гипроруды»)

Районы	Продолжительность рабочих недель, дней		
	7	6	5
Северные	340	290	242
Средние	350	300	250
Южные	355	305	254

По табл. 3.7 принимают число рабочих дней карьере в течение года с учетом заданных (табл. 3.1) климатических условий района.

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. Охарактеризуйте их.
7. Назовите условия при котором открытая разработка считается экономически целесообразной.
8. Назовите и поясните сущность двух основных видов работ при открытой разработке.
9. Расскажите, как определяется годовой объем горных работ на карьере.

10. Каковы особенности оконтуривания карьеров при разработки пологих и крутопадающих месторождений?
11. Дайте понятие комплекса 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 с учетом рабочих параметров карьерных мехлопат нужно определить высоту уступа: высота уступа по единым правилам безопасности (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 буровзрывных работ (БВР) и более чем 1.5 раза высоту черпанья экскаваторов типа «механическая лопата» при разработке скальных пород с применением БВР.

С учетом изложенного следует определить высоту уступа (м) по формуле:

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

где $H_{ч \max}$ – максимальная высота черпанья принятого экскаватора (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.

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).

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
10–14	65	75	3	3	3	4
15–20	75	85	3	3	3	4

Затем с точностью до 0,5 м рассчитаем глубину скважины:

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

где β – угол наклона скважины к горизонту, град.; $l_{\text{п}}$ – длина перебура, м,

$$l_{\text{п}} = (0,1-0,25) \cdot h, \quad (3.11)$$

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

После этого вычислим диаметр скважины, мм:

$$d_c = K_{\text{рс}} \cdot d_{\text{д}}, \quad (3.12)$$

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

Сменную производительность бурового станка определяется по формуле, м:

$$\Pi_{\text{б}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{р}} + T_{\text{вп}})}{t_{\text{о}} + t_{\text{в}}}, \quad (3.13)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $T_{\text{пз}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин, $T_{\text{пз}} = 20-30$; $T_{\text{р}}$ – продолжительность регламентированных перерывов, мин, $T_{\text{р}} = 10-30$; $T_{\text{вп}}$ – внутрисменные внеплановые простои, мин, $T_{\text{вп}} = 60-90$; $t_{\text{о}}$ – основное время, затрачиваемое на бурение 1 м скважины, мин; $t_{\text{в}}$ – продолжительность вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, мин.

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

Отсюда продолжительность основных операций

$$t_{\text{о}} = \frac{1}{V_{\text{б}}}, \quad (3.14)$$

где $V_{\text{б}}$ – техническая скорость бурения (табл. 3.9), м/мин.

Таблица 3.9

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

Способ бурения	Буровой станок	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протоdjяконова	Техническая скорость бурения V_6
Вращательное (шнековое)	2СБР-125-30	2–3	0,30–0,36
		3–4	0,25–0,30
		4–5	0,13–0,20
	СБР-160А-24	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-200-32	6–8	0,27–0,30
		8–10	0,22–0,25
		10–12	0,13–0,20
	СБШ-250МНА-32	8–10	0,23–0,25
		10–12	0,18–0,20
		12–14	0,15–0,17
	СБШ-320-36	10–12	0,20–0,22
		12–14	0,17–0,18
		14–16	0,11–0,13
Пневмоударное	СБУ-125-24	14–16	0,10–0,12
		16–18	0,08–0,10
	СБУ-160-19	14–16	0,10–0,12
		16–18	0,08–0,10

Сопоставить расчетную сменную производительность станка с нормативной (табл. 3.10). Если разница превышает 10 %, для дальнейших расчетов следует принять нормативное значение Π_6 .

Таблица 3.10

Производительность буровых станков за восьмичасовую смену, м (по данным «Гипроруды»)

Станок	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова							
	2–4	4–6	6–8	8–10	10–12	12–14	14–16	свыше 16
Вращательное (шнековое) бурение								
2СБР-125-30	300	200	–	–	–	–	–	–
СБР-160А-24	340	260	–	–	–	–	–	–
Шарошечное бурение								
2СБШ-200-32	–	–	105	90	80	65	–	–
СБШ-250МНА-32	–	–	–	105	90	80	65	50
СБШ-320-36	–	–	–	–	–	–	80	65
Пневмоударное бурение								
СБУ-125-24	–	–	60	55	50	45	35	30
СБУ-160-19	–	–	–	–	–	60	45	40
СБУ-200-36	–	–	–	–	–	–	65	60

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

Таблица 3.11

Число рабочих смен буровых станков в течение года (по данным «Гипрорудь»), ед.

Непрерывная рабочая неделя			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в две смены			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в три смены								
в две смены			в две смены			в две смены			в две смены								
Территориальные зоны																	
север-вер-ные	сред-ние	юж-ные	север-вер-ные	сред-ние	юж-ные	север-вер-ные	сред-ние	юж-ные	север-вер-ные	сред-ние	юж-ные						
535	555	569	795	815	820	455	470	480	675	700	710	380	390	395	555	575	580
2СБР-125-30																	
515	530	535	750	770	805	440	455	465	635	655	670	330	360	380	530	545	550
СБР-160А-24																	
485	505	515	685	705	710	415	430	435	580	600	610	340	350	360	480	495	500
2СБШ-200-32																	
485	500	510	670	695	705	410	425	430	575	595	605	335	350	355	470	490	495
СБШ-250МНА-32																	
СБШ-320-36																	
475	495	505	655	680	685	405	420	425	565	580	595	330	345	350	460	480	485
СБУ-125-24																	
525	545	555	775	795	805	445	465	470	655	680	690	370	385	390	545	560	565
СБУ-160-19																	
530	540	550	765	790	795	445	465	470	655	680	690	365	380	385	540	555	560
СБУ-200-36																	
480	500	510	680	700	710	415	425	435	580	600	610	340	350	355	480	495	500

Годовую производительность бурового станка находится по формуле, м:

$$П_{бг} = П_б \cdot N_{смб}, \quad (3.15)$$

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

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.

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) нужно выбрать тип взрывчатого вещества (ВВ) (табл. 2.1).

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

После этого выполнить необходимые расчеты.

Определить линию сопротивления по подошве (ЛСПП), м:

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

где K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве (табл. 3.12); d_c – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряжения ВВ в скважине (табл. 3.13), кг/м³; m – коэффициент сближения зарядов (табл. 2.18); K_{BB} – переводной коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к принятому ВВ (табл. 3.13); γ – плотность породы (табл. 3.2), кг/м³.

Таблица 3.12

Коэффициенты для расчета параметров скважинных зарядов

Наименование	Породы		
	легковзрываемые	средневзрываемые	трудновзрываемые
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

Таблица 3.13

Характеристика ВВ

Тип ВВ	Плотность ВВ, г/см ³	Переводной коэффициент K_{BB}
Акванал А-10	1,4–1,45	0,97
Акванал ГЛА-20	1,5–1,58	1,06
Акванит КТ-Х	1,45–1,50	1,16
Акватол ГЛТ-20	1,40–1,45	1,15
Акватол Т-20	1,25–1,3	1,28
Алюмотол	0,95–1,0	0,84
Аммонал скальный № 3	1,0–1,1	0,8
Аммонит №-6ЖВ	0,85–0,9	1,0
Аммонит №-6ЖВ в полиэтиленовых пакетах	1,0–1,2	1,0
Гельпор-1	1,3–1,4	1,14
Гельпор-2	1,3–1,4	1,03
Граммонит 30/70	0,85–0,9	1,17
Граммонит 50/50	0,85–0,9	1,01
Граммонит 79/21	0,8–0,85	1,0
Граммонит 82/18	0,85–0,9	1,01
Гранитол 1	0,9–0,95	1,16
Гранулит АС-4	0,85–0,9	0,98
Гранулит АС-4В	0,8–0,85	0,98

Тип ВВ	Плотность ВВ, г/см ³	Переводной коэффициент $K_{ВВ}$
Гранулит М	0,78–0,82	1,13
Гранулит С-6М	1,0–1,05	1,11
Гранулотол	0,9–0,95	1,2
Гранэммит 30/70	1,4	1,23
Гранэммит 50/50	1,35	1,29
Игданит	0,8–0,9	1,11
Ифзанит Т-20	1,25–1,3	1,28
Ифзанит Т-40	1,38–1,4	1,15
Карбатол ГЛ-10В	1,55–1,6	0,8
Карбатол ГЛ-15Т	1,4–1,6	1,12
Поротол	1,5	1,11
Порэммит 1 ИМ-5	1,25	1,49
Порэммит 1 ИМ-Н	1,25	1,49
Порэммит М-4А	1,3	1,18
Порэммит М-8А	1,35	0,99
Сибирит 1000	1,2	1,45
Сибирит 2000	1,2	1,65
Тротил-У	0,7–0,8	1,1
Эмульсен Г	1,45–1,48	1,0
Эмульсен П	1,5	1,35
Эмульсолит П-А-20	1,3–1,4	0,76

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

$$W_{\delta} = \delta_{п} + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \quad (3.17)$$

где $\delta_{п}$ – ширина возможной призмы обрушения (табл. 3.8), м.

Проверить соответствие расчетной ЛСПП требованиям ведения буровых работ:

$$W \geq W_{\delta} \quad (3.18)$$

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

Выбрать конструкцию заряда (рис. 3.2). В обводненных скважинах применяют сплошной колонковый заряд (рис. 3.2, а, в), в сухих – рассредоточенный воздушным промежутком (рис. 3.2, б, г).

Найти длину заряда (м) по формуле

$$l_{ВВ} = L_{с} - l_{з} - l_{пр} \quad (3.19)$$

где l_3 – длина забойки, м,

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c; \quad (3.20)$$

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

$$l_{пр} = (8 \div 12) \cdot d_c \quad (3.21)$$

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

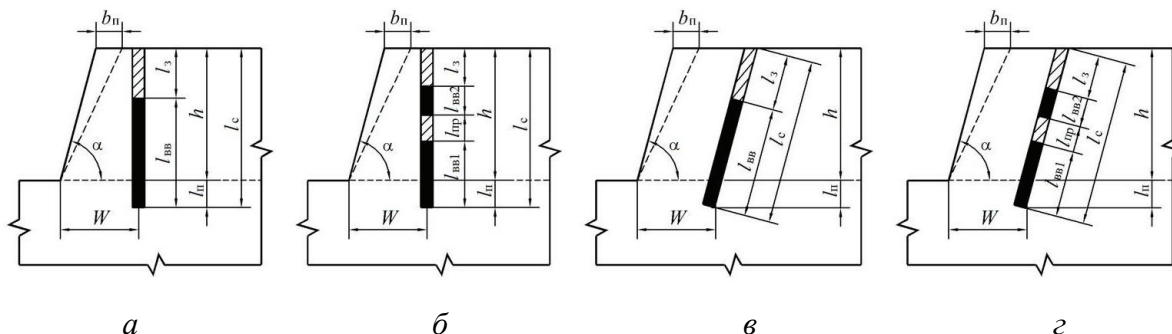


Рис. 3.2. Конструкция скважинных зарядов: а, в – сплошной; б, г – рассредоточенный

Вычертить в масштабе приня­тую конструкцию скважинного заряда. Определить массу заряда (кг) в скважине по формуле

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{вв} \quad (3.22)$$

где d_c – диаметр скважины, дм.

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

Исходя из объема породы, взрывае­мой зарядом, его масса, кг:

$$Q_3 = q \cdot a \cdot b \cdot h, \quad (3.23)$$

где q – удельный расход ВВ (табл. 3.14), кг/м³; a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами, м.

Решив выражения (3.22) и (3.23), установить параметры сетки скважин (рис. 2.8), учитывая, что при квадратной сетке скважин $a = b$ (рис. 2.8, в), т. е.

$$a = \sqrt{\frac{Q_3}{q \cdot h}}. \quad (3.24)$$

Для трудно взрывае­мых пород рекомендуется шахматное расположе­ние скважин, при этом $b \approx 0,85 \cdot a$ (рис. 2.8, б).

Проверить возможность преодоления расчетной ЛСПП взрывом за­ряда ВВ установленной массы:

$$W \leq \frac{Q_3}{q \cdot a \cdot h}. \quad (3.25)$$

**Удельный расход аммонита № 6 ЖВ
при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м³**

Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	3–4	5–6	7–10	9–11	12–15	16–20
Аммонит № 6 ЖВ	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 $K_{ВВ}$. 2. Для зарядов в наклонных скважинах удельный расход ВВ принимается с коэффициентом 0,95.

Если условие не выполняется, то в первом ряду используют парносближенные скважины (рис. 2.8, з), в одну из которых размещают заряд ВВ. Массу заряда во второй парносближенной скважине можно найти по формуле

$$Q'_z = W' \cdot h \cdot q \cdot (a' - a), \quad (3.26)$$

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

В масштабе начертить в плане схему расположения скважин на уступе и нанести необходимые размеры (рис. 3.3).

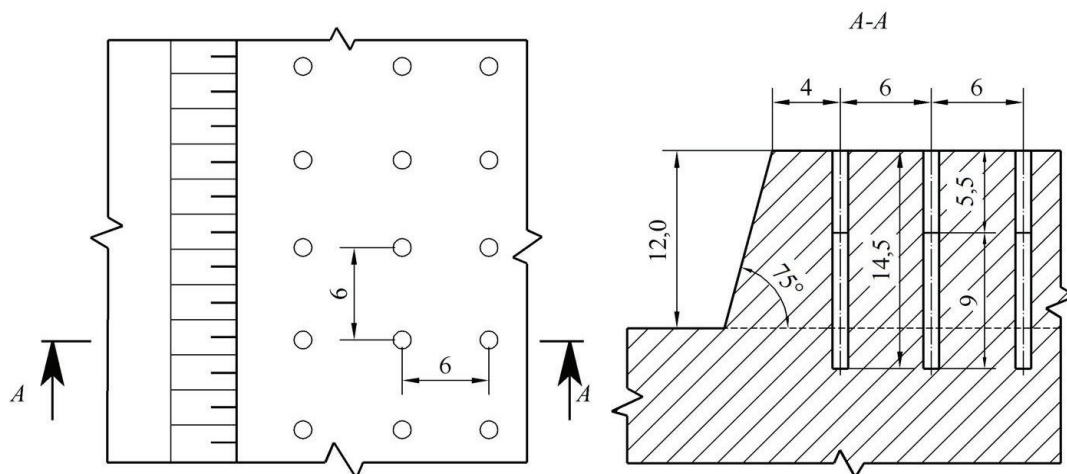


Рис. 3.3. Схема расположения скважин на уступе

Вычислить объем блока по условиям обеспечения экскаватора взорванной горной массой, м³:

$$V_{\text{бл}} = Q_{\text{см.п}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \quad (3.27)$$

где $Q_{\text{см.п}}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м³; $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен экскаватора за сутки, ед.; $n_{\text{д}}$ – норматив обеспечения экскаватора взорванной горной массой, сут.

Величину n_d для южных районов принимают равной 30 сут., в средней климатической зоне – 10–15 сут., в северной – 7–10 сут.

Определить длину блока (м) по формуле

$$L_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{\left[W + b \cdot (n_p - 1) \right] \cdot h}, \quad (3.28)$$

где n_p – число взрывааемых рядов скважин (табл. 2.2), ед.

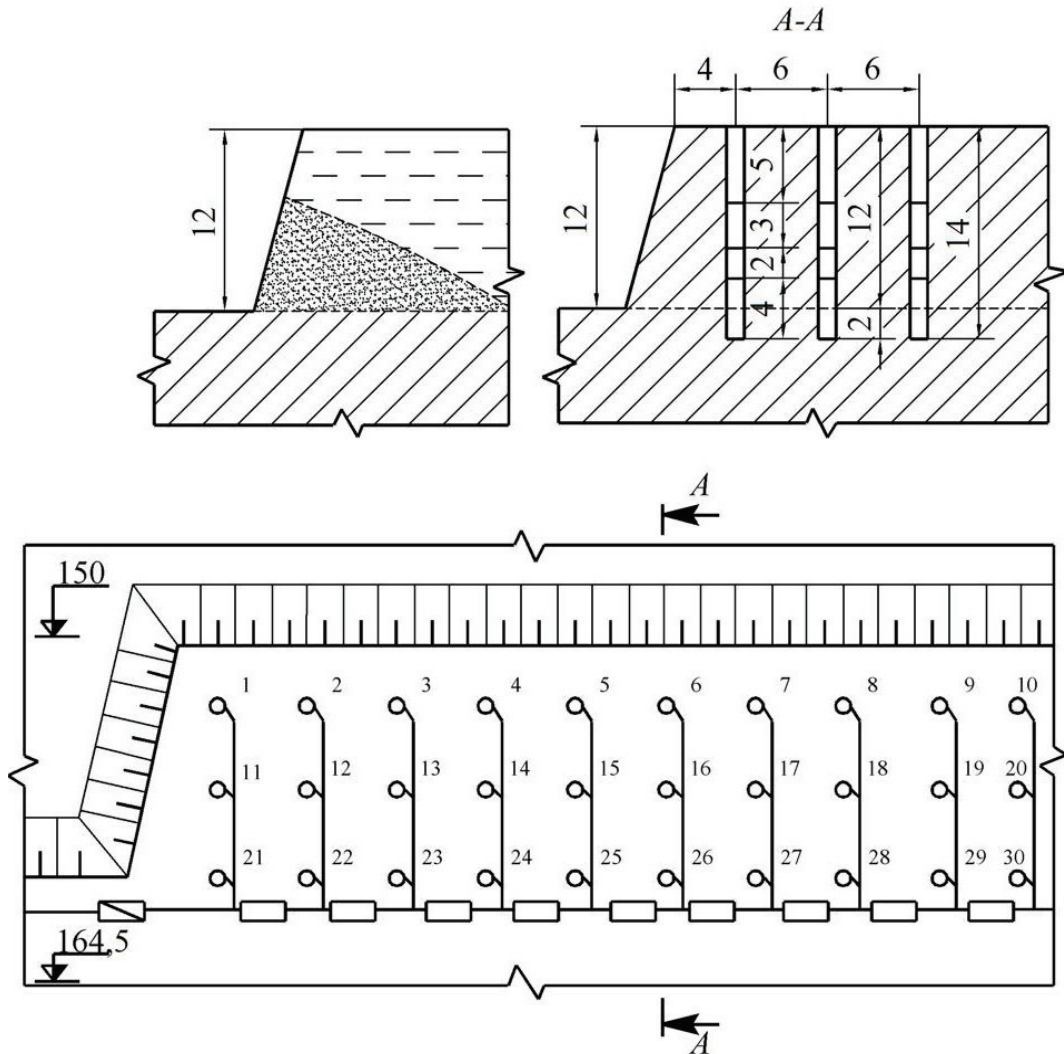


Рис. 3.4. Схема монтажа взрывной сети

Найти число скважин, взрывааемых в одном ряду:

$$n_{\text{скв}} = \left(\frac{L_{\text{бл}}}{a} \right) + 1. \quad (3.29)$$

Расчётную величину $n_{\text{скв}}$ округлить до ближайшего целого значения и по формуле (3.28)–(3.29) скорректировать объём взрывааемого блока.

Вычислить общий расход ВВ на блок, кг:

$$Q_{\text{вб}} = Q_3 \cdot n_{\text{скв}} \cdot n_{\text{р}}. \quad (3.30)$$

Рассчитать выход горной массы с 1 м скважины, м³:

$$f = \frac{[W + b \cdot (n_{\text{р}} - 1)] \cdot a \cdot h}{n_{\text{р}} \cdot L_{\text{с}}}. \quad (3.31)$$

Найти интервал замедления, мс:

$$t = 1,25 \cdot K_3 \cdot W, \quad (3.32)$$

где K_3 – коэффициент, зависящий от взрываемости пород (см. табл. 3.12).

По расчетной величине t подобрать ближайшее стандартное пиротехническое реле 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 пиротехнических реле (рис. 3.4).

Рассчитать ширину развала взорванной горной массы, м:

$$B = (1,5 \div 2,5) \cdot h + b \cdot (n_{\text{р}} - 1). \quad (3.33)$$

Определить высоту развала, м:

$$H_{\text{р}} = (1,0 \div 1,2) \cdot h. \quad (3.34)$$

Найти инвентарный парк буровых станков по формуле

$$N_{\text{бс}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{гм}}}{\gamma \cdot \varphi \cdot \Pi_{\text{бг}}}, \quad (3.35)$$

где $A_{\text{гм}}$ – годовая производительность по горной массе, т; $\Pi_{\text{бг}}$ – годовая производительность бурового станка, м.

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 можно по формуле

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{чы}}, \quad (3.36)$$

где $R_{\text{чы}}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

Количество проходов экскаватора по развалу взорванной горной массы вычисляют по формуле

$$n_{\text{п}} = \frac{B}{A}, \quad (3.37)$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м.

Расчётное значение $n_{\text{п}}$ следует округлить до ближайшего целого и откорректировать ширину экскаваторной заходки.

Сменную эксплуатационную производительность экскаватора при разработке хорошо взорванных скальных пород вычисляют, принимая продолжительность цикла ($t_{\text{ц}}$) по табл. 3.15 для угла поворота под погрузку 135° , м^3 :

$$Q_{\text{эсм}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_3 \cdot K_{\text{н}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{пот}} \cdot K_{\text{у}} \cdot K_{\text{и}}}{K_{\text{р}} \cdot t_{\text{ц}}}, \quad (3.38)$$

где E – вместимость экскаваторного ковша (см. прил. 1); $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя, $K_3 = 0,7-0,9$; $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша, $K_{\text{н}} = 0,6-0,75$; $K_{\text{р}}$ – коэффициент раз-

рыхления породы в ковше, $K_p = 1,4-1,5$; $K_{пот}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы (табл. 3.16); K_y – коэффициент управления, зависящий от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики (табл. 3.16); K_n – коэффициент использования экскаватора в течение смены, учитывающий организационные и технологические перерывы (табл. 3.16).

Таблица 3.15

**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 3.16

**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 расчётную производительность экскаватора сравнивают с нормативной (табл. 3.17). Если разница превышает 10 %, для дальнейших расчётов следует принять нормативное значение эксплуатационной производительности мехлопат.

Годовую эксплуатационную производительность экскаватора вычисляют по формуле, м³:

$$Q_{эг} = Q_{эсм} \cdot N_{смэ}, \quad (3.41)$$

где $N_{смэ}$ – количество рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ карьера (табл. 3.18).

Таблица 3.17

Производительность мехлопат за 8-часовую смену, м³

Экскаватор	Емкость ковша, куб.м	Группа пород						
		рыхлые	глинистые		плотные глинистые		полу- скаль- ные	скальные
			нормаль- ные	вязкие	нормаль- ные	вязкие		
С погрузкой в средства железнодорожного транспорта								
ЭКГ-3,2	3,2	1350	1200	850	1000	700	950	750
ЭКГ-4,6Б	4,6	1950	1750	1300	1500	1050	1450	1150
ЭКГ-5	5,0	2200	1950	1400	1600	1150	1550	1250
	6,3	2700	2450	1750	2000	1450	1950	1550
ЭКГ-8И	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-3,2	3,2	1500	1300	950	1150	800	1100	850
ЭКГ-4,6Б	4,6	2150	1950	1450	1600	1150	1550	1300
ЭКГ-5	5,0	2400	2150	1550	1800	1250	1750	1400
	6,3	3000	2700	1950	2250	1560	2200	1750
ЭКГ-8И	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	–	–

Таблица 3.18

Число рабочих смен экскаватора

Емкость стандартного ковша экскаватора, м ³	Непрерывная рабочая неделя			Шестидневная рабочая неделя при работе						Пятидневная рабочая неделя		
	в три смены			в две смены			в три смены			в две смены		
	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные
до 2,5	780	820	835	465	480	490	665	695	710	380	395	405
2,5–5	765	800	820	460	475	485	650	680	700	375	390	395
8	745	780	795	455	470	475	640	665	680	–	–	–
12,5	740	770	785	450	465	470	630	665	670	–	–	–

Инвентарный парк экскаваторов находят по формуле:

$$N_{\text{эи}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{гм}}}{\gamma \cdot Q_{\text{эг}}}, \quad (3.42)$$

где $N_{\text{эи}}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.; $A_{\text{гм}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т; γ – плотность пород, т/м³.

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 необходимо установить грузоподъемность и вместимость кузова (см. прил. 7 и 8).

Вначале следует определить общую продолжительность транспортного цикла (оборота), ч:

$$T_{об} = t_{п} + t_{гр} + t_{р} + t_{пор} + t_{ож}, \quad (3.43)$$

где $t_{п}$ – время погрузки, ч; $t_{гр}$ – время движения с грузом, ч; $t_{р}$ – время разгрузки состава (автосамосвала), ч; $t_{пор}$ – время движения порожняка, ч; $t_{ож}$ – время задержек в пути, ожидания погрузки и разгрузки (табл. 3.19 и 3.20), ч.

Таблица 3.19

Время задержек на рейс локомотивосостава (по данным «Гипроруды»), 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

Таблица 3.20

Время задержек и маневров на рейс (по данным «Гипроруды»), 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 неподвижные задержки при расстоянии транспортирования:		
до 2-х км	1	1
более 2-х км	2	2

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

$$t_{п} = \frac{n_{в} \cdot q_{\phi} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв} \cdot \gamma}, \quad (3.44)$$

или

$$t_{п} = \frac{n_{в} \cdot V_{\phi} \cdot K_{нв}}{Q_{э} \cdot K_{рв}}, \quad (3.45)$$

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

$$n_{в} = Q_{п} / q_{\phi}, \quad (3.46)$$

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

$$Q_{п} = \frac{P_{сц} [100 \cdot \psi_{сц} \cdot g - (\omega'_{о} + g \cdot i_{п})]}{(\omega''_{о} + g \cdot i_{п}) \cdot (1 + K_{т})}, \quad (3.47)$$

где $P_{\text{сц}}$ – сцепная масса локомотива (см. прил. 5 и 6), т; $\psi_{\text{сц}}$ – коэффициент сцепления ведущих колёс локомотива с рельсами ($\psi_{\text{сц}} = 0,22-0,26$ при движении, $\psi_{\text{сц}} = 0,28-0,34$ при трогании с места); ω'_o – удельное сопротивление движению локомотива, Н/т, $\omega'_o = 40-50$; ω''_o – удельное сопротивление движению вагонов, Н/т, $\omega''_o = 35-40$; K_T – коэффициент тары вагона (см. прил. 7); g – ускорение свободного падения, м/с², $g = 9,8$; i_p – руководящий подъем, ‰; $K_{\text{нв}}$ – коэффициент наполнения кузова (вагона), $K_{\text{нв}} = 1,15$; $K_{\text{рв}}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове, $K_{\text{рв}} = 1,1$; Q_3 – эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч.

При погрузке одноковшовыми экскаваторами $q_{\text{ф}}$ и $V_{\text{ф}}$ устанавливается по числу ковшей, загружаемых в кузов:

$$n_{\text{к}} = \frac{q \cdot K_{\text{р}}}{E \cdot K_{\text{н}} \cdot \gamma}, \quad (3.48)$$

или

$$n_{\text{к}} = \frac{V \cdot K_{\text{р}}}{E \cdot K_{\text{н}}}, \quad (3.49)$$

где q и V – паспортные грузоподъемность (т) и вместимость вагона, м³.

Округлив расчетные значения $n_{\text{к}}$ до целого, устанавливают $q_{\text{ф}}$ и $V_{\text{ф}}$:

$$q_{\text{ф}} = \frac{n_{\text{к}} \cdot E \cdot K_{\text{н}} \cdot \gamma}{K_{\text{р}}}, \quad (3.50)$$

$$V_{\text{ф}} = \frac{n_{\text{к}} \cdot E \cdot K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}}. \quad (3.51)$$

Расчеты по формулам (3.44) и (3.48) ведут, если $\gamma > q/V$. В противном случае используют выражения (3.45) и (3.49).

Время движения подвижного состава для укрупненных расчетов можно вести по формуле

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{тр}} + t_{\text{пор}} = 2 \cdot L_{\text{тр}} / v_{\text{ср}}, \quad (3.52)$$

где $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортировки (табл. 1.1), км; $v_{\text{ср}}$ – средняя скорость движения в обоих направлениях (табл. 3.21 и табл. 3.22), км/ч.

Таблица 3.21

Скорость движения поезда (по данным «Гипроруды»), 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

Таблица 3.22

Скорость движения автосамосвалов и автопоездов (км/ч)

Тип дорог и покрытия	Автосамосвалы			Автопоезда	
	с механической трансмиссией	с электрической трансмиссией	дизельные	дизель-троллейвозы	
	Грузоподъемность, т				
	До 20	27–45	75–120	45–120	65
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементобетонные, асфальтобетонные)	30	28	30	22	32
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28	20	30
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные укатанные с поверхностной обработкой)	25	22	25	16	16
Проезды в забоях и на отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивающим щебеночным слоем)	16	14	16	12	12

Время разгрузки (ч) рассчитывают по формуле

$$t_p = n_v \cdot t_p', \quad (3.53)$$

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

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

Сменную производительность подвижного состава (т) вычисляют по выражению

$$Q_T = \frac{T_{см} \cdot K_{и} \cdot n_v \cdot q_{ф}}{T_{об}}, \quad (3.54)$$

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

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

$$N_{ил} = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_{тм} \cdot K_{ил}}{N_p \cdot n_{см} \cdot Q_T}; \quad (3.55)$$

$$N_{ив} = N_{ил} \cdot n_v \cdot K_{ив} \quad (3.565)$$

где N_p – число рабочих дней карьера в течение года, ед.; $n_{см}$ – количество рабочих смен в течение суток, ед.; $K_{ил}$ и $K_{ив}$ – коэффициенты резерва локомотивов и вагонов (табл. 3.23)

Таблица 3.23

Резерв подвижного состава (по данным «Гипроруды»)

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

Теперь необходимо обосновать целесообразность применения открытого или закрытого цикла движения автосамосвалов [12, стр. 235–236] и рассчитать рабочий парк автосамосвалов. При организации движения по открытому циклу использовать формулу (3.55), исключив коэффициент резерва и принимая две рабочие смены в сутки.

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

$$N_{pa} = Q_{эсм} \cdot \gamma / Q_T \quad (3.57)$$

Суточный пробег автосамосвала, км:

$$L_{сут} = \frac{4 \cdot T_{см} \cdot K_{ис} \cdot L_{тр}}{T_{об}}, \quad (3.58)$$

Таблица 3.24

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

Теперь следует найти коэффициент технической готовности G (табл. 3.24) и вычислить инвентарный парк автосамосвалов:

при открытом цикле обслуживания он равен

$$N_{иа} = N_{pa} / G, \quad (3.59)$$

при закрытом цикле обслуживания –

$$N_{иа} = N_{эп} \cdot N_{pa} / G, \quad (3.60)$$

где $N_{иа}$ – инвентарный парк автосамосвалов, ед.; $N_{эп}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.

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. 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 принять экскаваторный или бульдозерный способ отвалообразования.

При использовании железнодорожного транспорта в основном применяется отвалообразование механическими лопатами. Для данного способа отвалообразования высоту отвала можно выбрать по табл. 3.25.

Затем нужно произвести следующие вычисления.

Определить количество составов N_c , подаваемых на отвальный тупик за смену:

$$N_c = f \cdot T_{см} \cdot \eta_{п} / (t_p + t_o), \quad (3.61)$$

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

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
драглайны	Скальные	30–45
	Мягкие	20–30
Многочерпаковые экскаваторы (абзетцеры)	Крепкие	30–45
	Песчаные	40–70
	Супесчаные	30–45
Бульдозеры	Глинистые	20–30
	Мягкие, рыхлые	До 60
	Мягкие	10–15
	Смешанные	15–20
Отвальные плуги	Крепкие	20–30
	Песчаные и скальные	20–25
	Супесчаные	12–15
	Глинистые	7–10

Вычислить сменную приёмную способность отвального тупика, м³:

$$W_c = N_c \cdot n_v \cdot V_{\phi}. \quad (3.62)$$

Рассчитать приемная емкость отвального тупика, м³:

$$W_e = c \cdot h_o \cdot L_{от} / K_{po}, \quad (3.63)$$

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

Найти шаг переукладки железнодорожного пути на отвале, м:

$$c = 0,95 \cdot R_p + \sqrt{(0,9 \cdot R_q)^2 + \frac{l_6^2}{4}}, \quad (3.64)$$

где R_p – максимальный радиус разгрузки экскаватора (см. прил. 3 и 4), м; R_q – максимальный радиус черпания экскаватора (см. прил. 3 и 4), м; l_6 – длина приёмного бункера, равная длине вагона по осям автосцепки (см. прил. 7).

Выбрать модель отвального экскаватора, приравнивая его производительность (табл. 3.26) к приемной способности отвального тупика.

Вычислить необходимое количество отвальных тупиков, ед.:

$$n_o = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_b \cdot (1 + t_{пр} \cdot W_c / W_e)}{W_c \cdot n_{см} \cdot N_p}, \quad (3.65)$$

где $t_{пр}$ – продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, см.

Сменная производительность отвальных экскаваторов (по данным «Гипроруды»)

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	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
ЭШ-5/45	2050	1800	1450	1650	1250	-	-
ЭШ-10/70	3400	3000	2350	2750	2000	-	-

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

Рассчитать инвентарный парк отвальных экскаваторов. ед.:

$$N_{эо} = (1,05 \div 1,1) \cdot n_o. \quad (3.66)$$

Вычертить в масштабе схему экскаваторного отвалообразования (рис. 3.5 и рис. 3.6).

При автотранспорте применяется бульдозерное отвалообразование.

Расчет бульдозерного отвалообразования необходимо произвести в следующей последовательности.

Выбрать высоту отвала (табл. 3.25).

Определить удельную приемную способность отвала, м³/м:

$$W_o = V_{\phi} \cdot \lambda / b_a, \quad (3.67)$$

где λ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала, $\lambda = 1,5$; b_a – ширина кузова автосамосвала (см. прил. 8), м.

Вычислить длину отвального участка по условиям планировки, м:

$$L_{оп} = Q_{бo} / W_o, \quad (3.68)$$

где $Q_{бo}$ – сменная производительность отвального бульдозера (табл. 3.27), м³.

Определить количество автосамосвалов, разгружающихся в течение часа на отвале, ед.:

$$N_a = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_b}{N_p \cdot n_{см} \cdot T_{см} \cdot V_{\phi}}. \quad (3.69)$$

Определить количество одновременно разгружающихся автосамосвалов, ед.:

$$N_{ao} = \frac{N_a \cdot t_p}{60}. \quad (3.70)$$

Вычислить длину отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин, м:

$$L_{op} = N_{ao} a_o, \quad (3.71)$$

где a_o – ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при погрузке и маневрировании, м, $a_o = 20-30$.

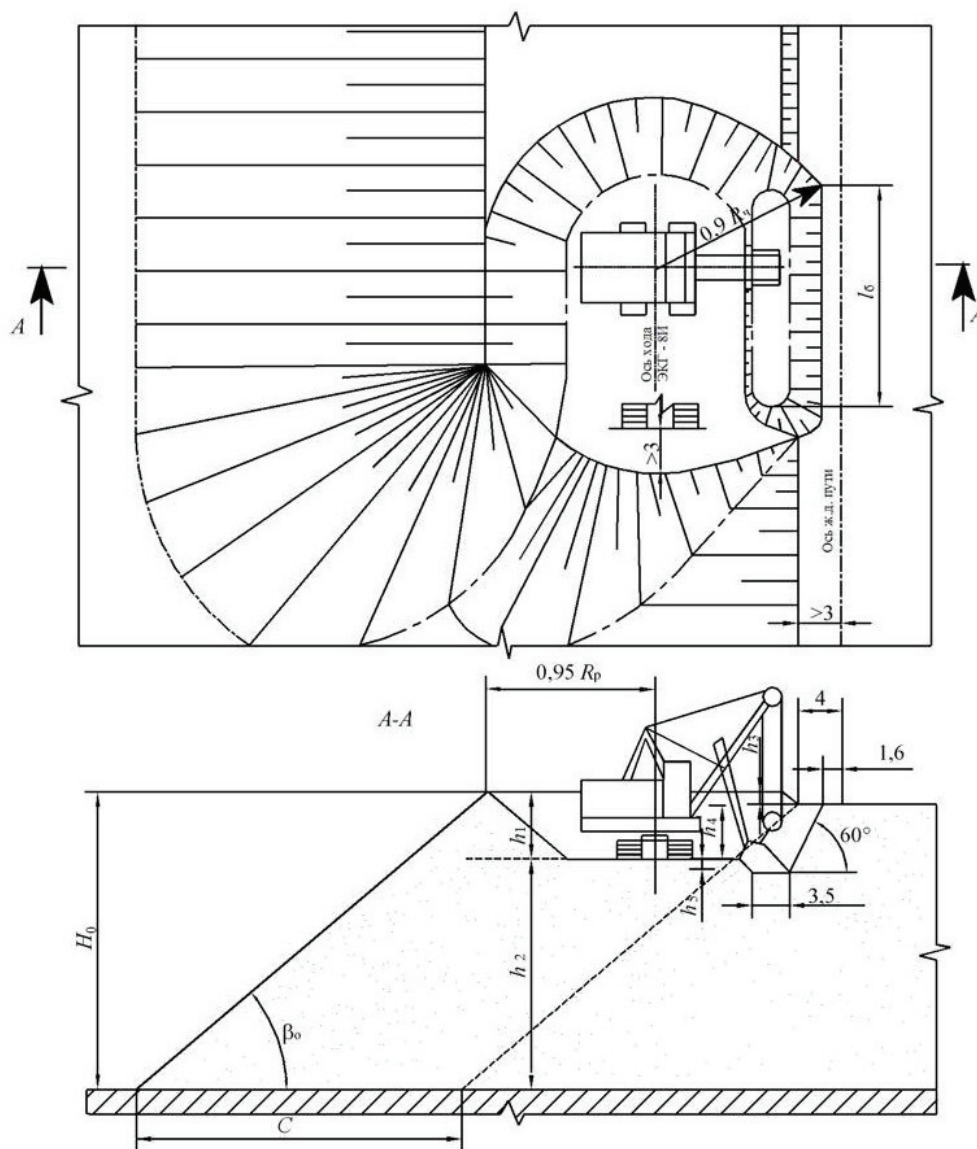


Рис. 3.5. Схема отвалообразования с использованием мехлопаты

Рассчитать объем бульдозерных работ на отвале, м³:

$$W_6 = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_B \cdot K_{зав}}{N_p \cdot n_{см}}, \quad (3.72)$$

где W_6 – сменный объем бульдозерных работ на отвале, м³; $K_{зав}$ – коэффициент заваленности верхней площадки отвала, $K_{зав} = 0,3-0,6$.

Вычислить общую необходимую длину отвального фронта, м:

$$L_{\text{оф}} = (N_{\text{ао}} + W_{\text{б}}/Q_{\text{бo}} + N_{\text{орез}}) \cdot L_{\text{оу}}, \quad (3.73)$$

где $N_{\text{орез}}$ – число резервных участков $N_{\text{орез}} = (0,5-1,0) \cdot N_{\text{ао}}$; $L_{\text{оу}}$ – наибольшее из значений длины отвального участка по условиям разгрузки $L_{\text{ор}}$ и планировки $L_{\text{оп}}$.

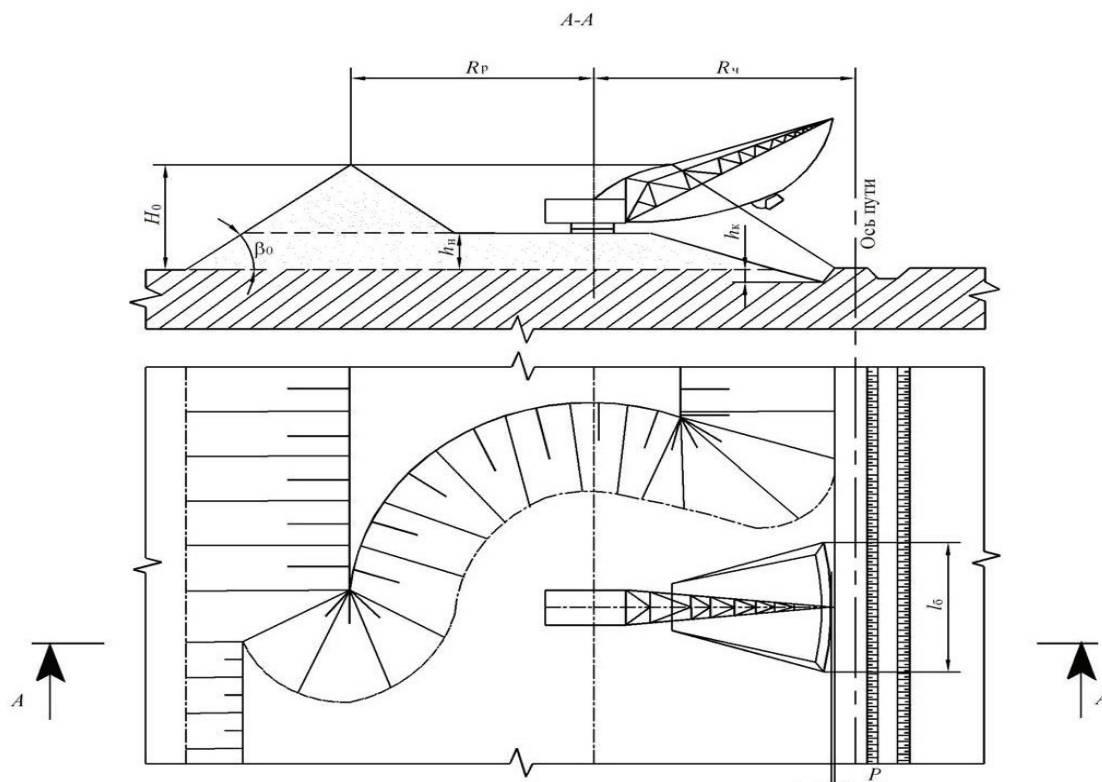


Рис. 3.6. Схема отвалообразования с использованием драглайна

Таблица 3.27

**Сменная производительность отвальных бульдозеров, м³
(по данным «Гипроруды»)**

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

Найти инвентарный парк отвальных бульдозеров:

$$N_{60} = K_{инв} \cdot W_6 / Q_{60}, \quad (3.74)$$

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

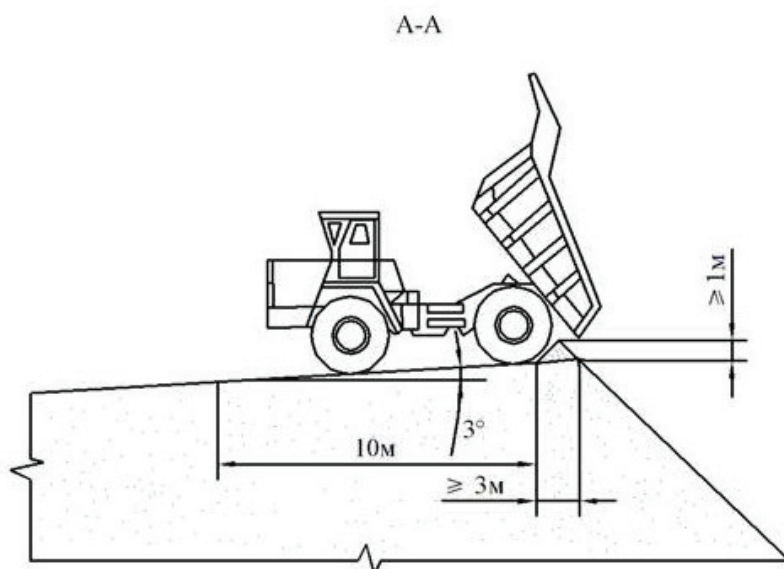
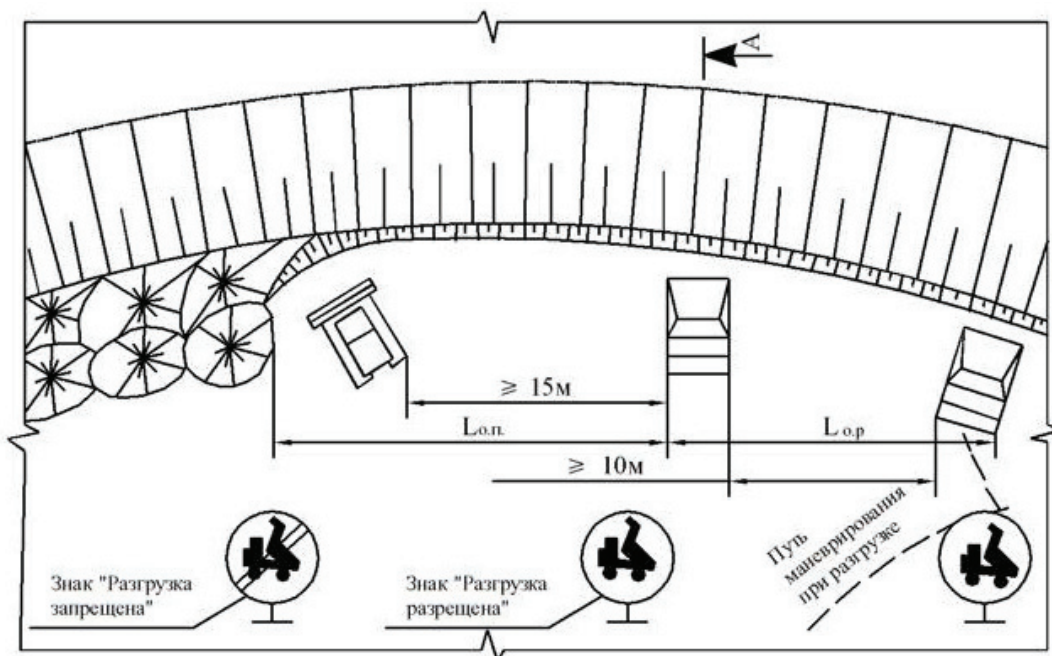


Рис. 3.7. Схема бульдозерного отвалообразования при использовании автомобильного транспорта

Вычертить в масштабе схему бульдозерного отвалообразования (рис. 3.7).

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте классификацию отвалов в зависимости от места их расположения относительно контуров карьера.
2. Чем отличается приемная емкость от приемной способности отвала?
3. 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 профессора 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. 2.22).

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. 3.28).

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°. В скальных породах его значение принимается в пределах 60–80°.

Таблица 3.28

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:

$$L_m = \frac{100 \cdot H_m}{i_p}, \quad (3.75)$$

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. 3.29–3.31 следует выбрать ширину траншеи по дну.

Таблица 3.29

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 3.30

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 3.31

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	электровозная 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. 3.32).

Таблица 3.32

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

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

После этого вычислить объем капитальной наклонной траншеи (м³)

$$V_T = \frac{100 \cdot H_T^2 \cdot (b_T / 2 + H_T / 3 \cdot \operatorname{tg} \alpha)}{i_p} \quad (3.76)$$

Рассчитать строительный объем разрезной траншеи (м³)

$$V_{рТ} = h \cdot L_{рТ} \cdot (b_{рТ} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha), \quad (3.77)$$

где $L_{рТ}$ – длина разрезной траншеи, м; $b_{рТ}$ – ширина нижнего основания разрезной траншеи (табл. 3.31), м.

Выполнить графическое изображение вскрывающей траншеи и указанием основных ее параметров (рис. 2.22).

Построить поперечный разрез карьера по образцу (рис. 3.1) и план карьера в виде горизонталей, показывающих положение нижних бровок соответствующих уступов (рис. 3.8). Минимальные радиусы закругления в торцах принимать равными 120 м при железнодорожном транспорте и 20 м при автомобильном и конвейерном транспорте.

Выбрать вид примыкания капитальных траншей к горизонту (см. п. 2.4, рис. 2.24).

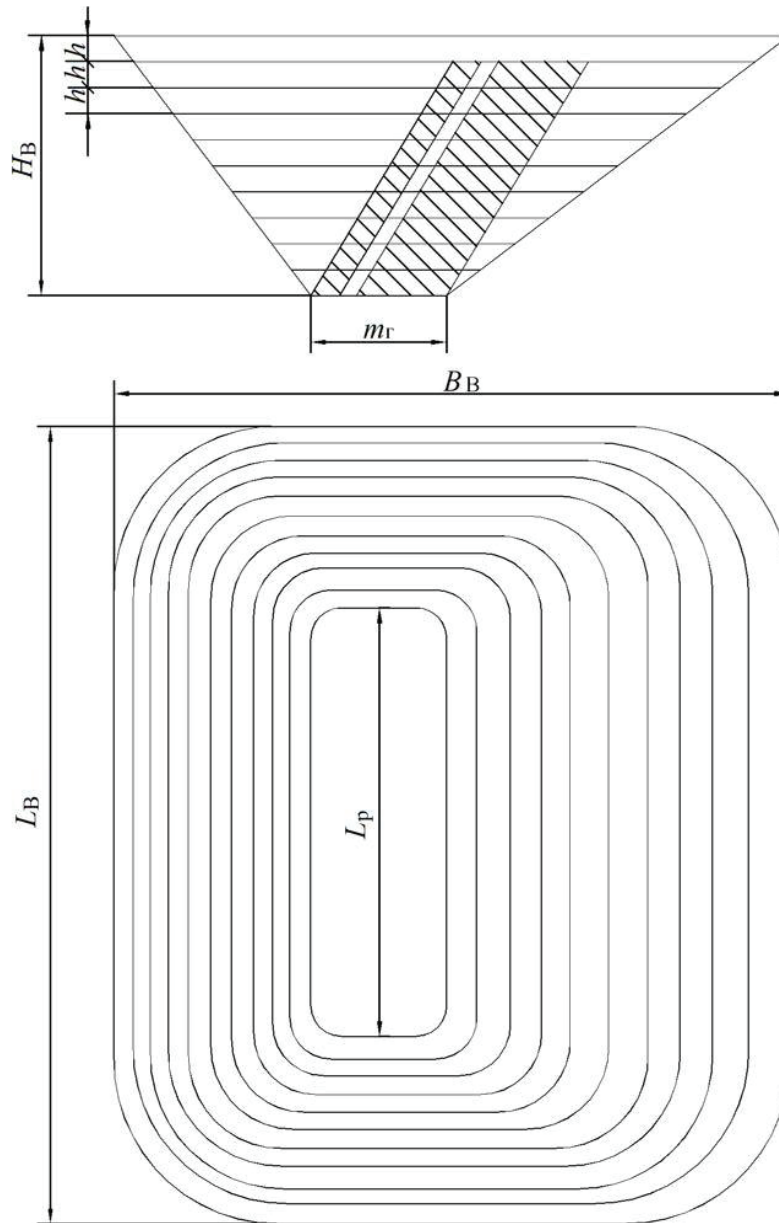


Рис. 3.8. План и поперечный разрез карьера, с положением нижних бровок уступов

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

$$l_{\text{в}} = \frac{100 \cdot h}{i_{\text{р}}} + l_{\text{п}} + l_{\text{к}} + l_{\text{с}}, \quad (3.78)$$

где h – высота уступа, м; $l_{\text{п}}$ – длина горизонтальной площадки примыкания (при автомобильном транспорте $l_{\text{п}} = 40\text{--}50$ м, при железнодорожном транспорте $l_{\text{п}} = 200\text{--}250$ м), м; $l_{\text{к}}$ – увеличение длины трассы за счет криволинейных участков (учитывается при спиральной форме трассы), м; $l_{\text{с}}$ – приращение дли-

ны трассы за счет смягчения уклона (l_c составляет 200–250 м, учитывается только в случае примыкания на смягченном уклоне, при этом $l_{\pi} = 0$), м.

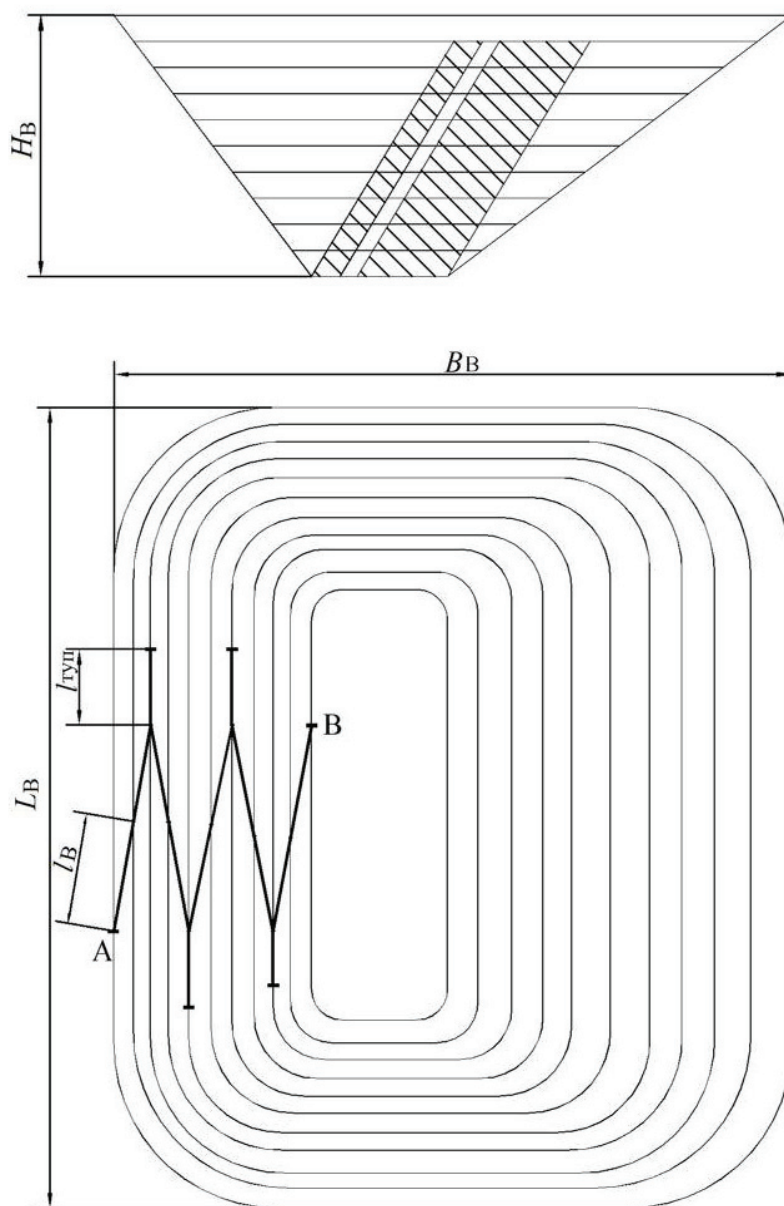


Рис. 3.9. Система внутренних траншей с тупиковой формой трассы

С учетом формы залежи выбрать форму трассы внутренних траншей (см. п. 2.4, рис. 2.25).

На построенном плана карьера (рис. 3.8) спроектировать трассу вскрывающих траншей (рис. 3.9). 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.

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. 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 академиков В.В. Ржевского (см. п. 2.5, табл. 2.9) и Н.В. Мельникова (см. п. 2.5, табл.2.8) и выполнить расчет ее основных параметров.

Параметры рабочего уступа определены в практической работе №2.

Ширина рабочей площадки $Ш_{рп}$, м, рассчитывается по следующим формулам (рис. 2.26):

при разработке мягких пород (наносов) без БВР (рис. 2.26, а):

$$Ш_{рп} = A + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{п}; \quad (3.79)$$

при использовании буровзрывных работ (рис 2.26, б):

$$Ш_{рп} = B + C_1 + T + m + d_b + Л + \delta_{п}; \quad (3.80)$$

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; $\delta_{п}$ – 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

$$Л = \frac{\mu \cdot A_p}{12 \cdot L_{п.у} \cdot n_o \cdot h \cdot \gamma}, \quad (3.81)$$

где μ – норматив обеспеченности запасами полезного ископаемого, мес. (табл. 3.33); A_p – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, т; $L_{п.у}$ – длина добычного фронта на уступе, м ($L_{п.у} = L_p$); 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:

$$n_o = \frac{m_{г} - b_{пт}}{[Ш_{\min} + h \cdot (\text{ctg}\alpha \pm \text{ctg}\delta)]}, \quad (3.82)$$

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

Таблица 3.33

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

$$n_o = \frac{L_p - b_{рк}}{Ш_{п} + h \cdot ctg\alpha}, \quad (3.83)$$

где $b_{рк}$ – ширина разрезного котлована ($b_{рк} = 40–100$ м) в скальных породах; $Ш_{п}$ – ширина рабочей площадки по простиранию, м,

$$Ш_{п} = Ш_{мин} + \mu \cdot Q_{э.г} \cdot n_б / 12 \cdot m_{г} \cdot h, \quad (3.84)$$

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. 3.34, 3.35).

Таблица 3.34

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 3.35

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.

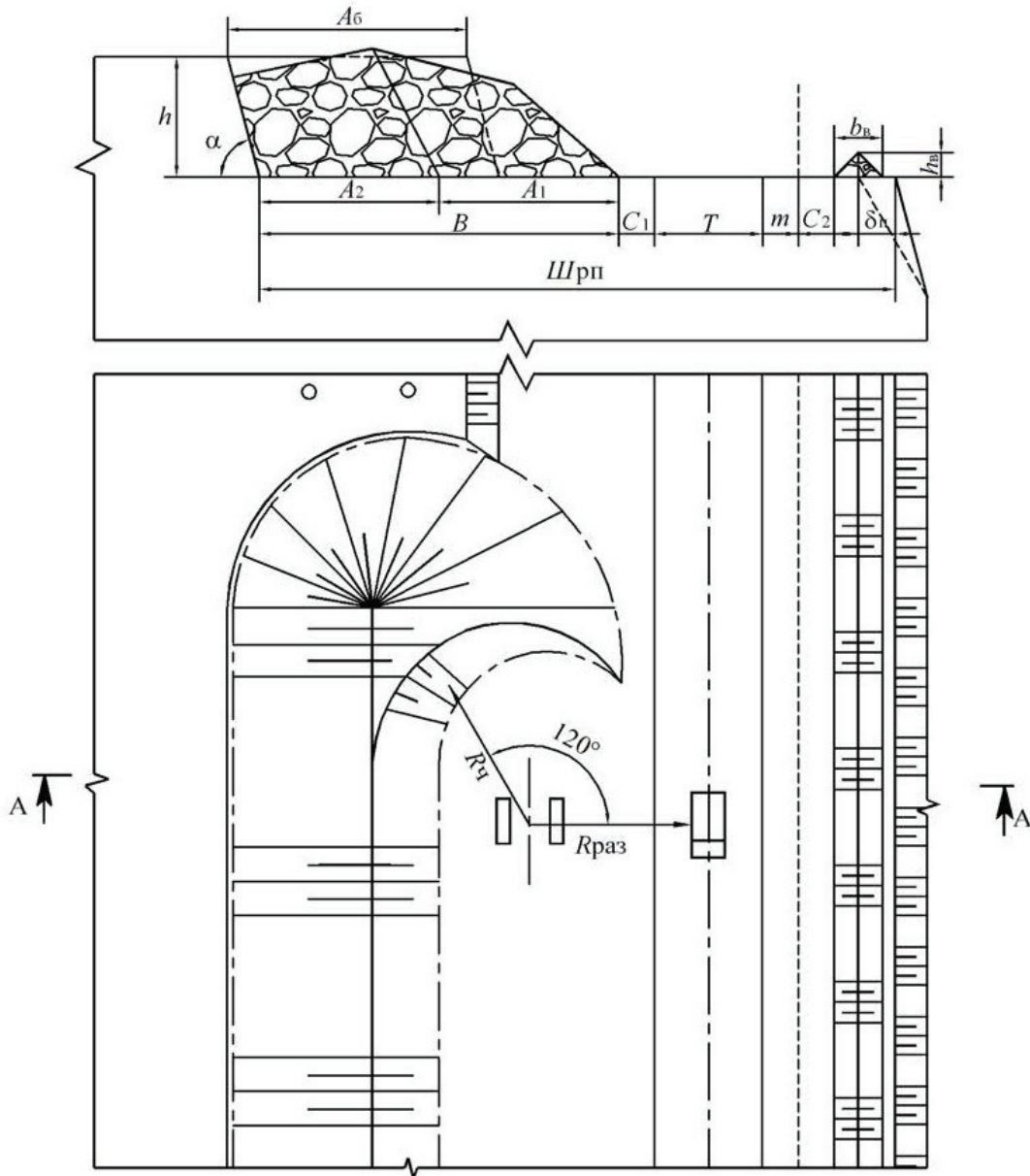


Рис. 3.10. Схема забоя экскаватора

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

$$\varphi = \text{arctg} \left(\frac{h}{\text{Ш} + h \cdot \text{ctg}\alpha} \right). \quad (3.85)$$

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

Выполнить в масштабе схему забоя экскаватора (рис. 3.10).

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. Что положено в основу классификаций систем разработки академиком В.В. Ржевского и 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. Анистратов, Ю. И. Технология открытых горных работ : учеб. для вузов / Ю. И. Анистратов. – М. : Недра, 1995. – 216 с.
2. Безопасность при взрывных работах : сборник документов. Сер. 13. Вып. 1 – 2-е изд., испр. и доп. – М. : Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 252 с.
3. Вокин, В. Н. Основы горного дела : учеб. пособие / В. Н. Вокин, В.Н. Морозов, Б. А. Ахпашев. – Красноярск : ГУЦМиЗ, 2004. – 208 с.
4. Городниченко, В. И. Основы горного дела : учеб. для вузов / В. И. Городниченко. – М. : Издательство «Горная книга», 2008 – 464 с.
5. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498–02). Сер. 03. Вып. 22. – М. : Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 152 с.
6. Основы горного дела : учеб. для вузов / П. В. Егоров, Е. А. Бобер, Ю.Н. Кузнецов и др. – М. : Издательство МГГУ, 2000. – 408 с.
7. Открытые горные работы : справочник / К. Н.Трубецкой, М. Г. Потапов, К.Е. Виноцкий, Н. Н. Мельников и др. – М. : Горное бюро, 1994. – 590 с.
8. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2. – М. : Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 80 с.
9. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619–03). Сер. 05. Вып. 3. – М. : Государственное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 144 с.
10. Ржевский, В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы : учеб. / В. В. Ржевский. – Изд. 5-е – М. : Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с.
11. Ржевский, В. В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация : учеб. / В. В. Ржевский. – Изд. 5-е. – М. : Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 552 с.
12. Синьковский, В. Н. Открытые горные работы : практикум / В. Н. Синьковский, В. Н. Вокин, И. В. Черникова. – Красноярск : СФУ, 2010. –172 с.

13. Синьчковский, В. Н. Процессы открытые горные работы : практикум / В. Н. Синьчковский, Ю. В. Ромашкин. – Красноярск : ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», 2006. – 156 с.
14. Синьчковский, В. Н. Технология открытые горные работы : учеб. пособие / В. Н. Синьчковский, В. Н. Вокин, Е. В. Синьчковская. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – 508 с.
15. 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.
16. СТО 4.2–07–2012 Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной деятельности. Красноярск : СФУ, 2012. – 57 с.
17. СТП ГАЦМиЗ 11-98. Правила оформления горно-графической документации. Красноярск : ГАЦМиЗ, 1999. – 48 с.
18. Чирков, А. С. Добыча и переработка строительных горных пород : учеб. для вузов / А. С. Чирков. – М. : Изд-во МГГУ, 2001. – 623 с.
19. 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.
20. Подэрни, Р. Ю. Механическое оборудование карьеров : учеб. для вузов / Р. Ю. Подэрни. – 5-е изд., перераб. и доп. – М. : Изд-во МГГУ, 2003. – 606 с.
21. Ялтанец, И. М. Практикум по открытым горным работам : учеб. пособие для вузов / И. М. Ялтанец, М. И. Щадов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Изд-во МГГУ, 2003. – 429 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Техническая характеристика станков вращательного и ударно-вращательного бурения

Параметры	Вращательное бурение резанием					Ударно-вращательное бурение (пневмоударное)				
	2СБР-125-30	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	СВБК-200-50	СБУ-100Г-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-52	СБУ-160-32	СБУ-200-32
Диаметр долота, мм	118; 125	160	160	160; 190	190; 214	105; 125	100; 125	125; 160	160	200
Глубина скважины, м	30	24	32	24	До50	35	32	52	32	32
Направление бурения к вертикали, град	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0–45	0–30	0–30
Частота вращения, с ⁻¹	5,7	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 2,3	0,7; 1,4; 2,1	3,0	0,76	0,36; 0,76	0,5–2,2	1,0	0,80
Тип пневмоударника	–	–	–	–	–	П-105, П-125	П-125	П-160А	П-160А	П-200
Энергия единичного удара, Дж	–	–	–	–	–	95/140	190	280,9	280,0	420,0
Частота ударов, с ⁻¹	–	–	–	–	–	26/21	21	21	21	19
Масса станка, т	12	25	35	18	48,2	5	9	13,5	16,5	36,0

Примечание: Для станков СБУ-160-32 и СБУ-200-32 приведены типовые параметры.

Техническая характеристика станков шарошечного бурения

Параметры	СБШ-160/200-40	СБШ-190/250-60	3СБШ-200-60	СБШ-250МНА-32	СБШ-250МНА-32КП	СБШ-250/270 (РД10)-60	СБШ-320М	СБШ-400-55 (проект)	СБШ-160-32
Диаметр скважины условный, мм	160; 171; 215	190; 215,9; 244,5	215; 250	250; 270	250; 270	250; 270	320	320; 400	160
Глубина бурения вертикальных скважин, м	40	61,5; 32 (долото 244,5 мм)	60	32	32	60	36	55	32
Угол наклона скважин к вертикали, град	0; 15; 30	0–45	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 10; 15; 20; 25; 30	0; 15; 30	0; 15; 22; 30	0; 15; 30
Техническая характеристика в породах с коэффициентом крепости 14, м/ч	25	25	15	15	20	20	20	25	20
Установленная мощность, кВт	420	380	268	409	550	н.д.	712	700	180
Скорость передвижения, км/ч	1,2	1,2	1,2	0,77	до 1,3	1,3	1,3	1,3	1,2
Масса, т	50	75	32	85	100	90	140	150	35
Частота вращения долота, с ⁻¹	до 2,5	до 2,17	0,2–2,5	0,2–2,5	0,2–2,5	до 2,5	0–2,1	0–2,1	3,3
Усилие подачи, кН	0–150	до 350	300	300	300	до 450	500	0-600	150

Примечание: Для станка СБШ-160 приведены типовые параметры.

**Техническая характеристика одноковшовых гусеничных
экскаваторов (прямых мехлопат отечественного производства)**

Модель	Максимальная высота, м		Максимальный радиус, м		Радиус черпания на уровне стояния, м	Радиус вращения кузова, м	Вместимость ковша, м ³
	черпания	разгрузки	черпания	разгрузки			
ЭКГ-5УС	12,9	5,9	15,5	13,2	9,5	5,0	4,6
ЭКГ-5А	10,3	6,7	14,5	12,3	9,04	5,0	4,6-6,3
ЭКГ-5В	10,2	6,5	14,5	12,3	9,04	5,0	5,0
ЭКГ-5у	22,2	17,5	23,7	22,1	14,5	7,8	5,0
ЭКГ-8и	13,5	8,6	18,4	16,3	12,2	7,3	6,3-10
ЭКГ-8у	30,0	24,5	34,0	32,0	20,2	10,02	8,0
ЭКГ-8УС	17,6	12,5	19,8	17,9	13,5	7,8	8,0
ЭКГ-10Р	13,5	8,6	17,9	12,0	12,2	7,3	8,0
ЭКГ-9УС	20,0	14,3	23,5	17,5	14,5	10	9,0
ЭКГ-10	13,5	8,6	11,8	9,8	12,2	7,3	10-12,5
ЭКГ-10М	14,5	10,2	19,0	13,0	12,2	7,3	11,5
ЭКГ-12	15,0	9,3	21,0	19,8	14,8	10	9,2
ЭКГ-12В	15,0	9,3	20,5	19,3	15,0	10	12,0
ЭКГ-12УС	22,3	14,9	28,0	15,6	17,5	10,02	12,0
ЭКГ-12,5	15,1	10,0	22,5	19,9	14,8	10,0	12,5
ЭКГ-15	16,6	9,9	22,6	19,9	14,8	10,0	15,0
ЭКГ-15(18)	15,6	10,0	22,6	20,0	15,6	10,0	15(18)
ЭКГ-20А	17,0	10,0	23,4	20,0	13,7	8	16-25

**Техническая характеристика одноковшовых гусеничных
экскаваторов (прямых мехлопат зарубежного производства)**

Модель	Максимальная высота, м	Максимальный радиус, м	Максимальный радиус, м	Максимальный радиус, м	Вместимость ковша, м ³
Классические мехлопаты					
Бьюсайрус-Ири					
195-ВП	12,5	7,06	16,30	14,48	13,0
290-ВП	14,15	8,86	19,20	17,22	16,72
295-ВП	14,86	8,91	19,60	17,60	22,80
395-ВП	16,15	9,60	22,42	20,42	32,68
495-В	16,15	9,45	22,42	20,42	40,28
Харнишфрегер					
1900AL	14,63	9,75	18,10	16,15	10,64
2100BL	14,43	9,65	19,40	17,53	13,68
2100BLE	14,73	9,65	19,40	17,53	15,20
2300ХРА	15,39	9,91	20,60	18,70	20,52
2800ХРА	16,36	10,46	21,40	19,50	34,96
4100	16,94	10,44	22,00	20,02	42,56
5700ХР	20,73	13,26	27,20	25,48	53,20
Марион-Дрессер					
151-М	10,74	6,78	15,20	13,26	7,6
182-М	13,03	8,08	16,60	14,88	9,88
191-М	14,86	8,66	18,35	16,46	12,92
192-МП	14,86	8,66	18,35	16,46	15,20
201-М	15,95	9,52	19,43	17,63	20,52
204-М	15,24	13,31	18,62	16,76	25,84
301-М	17,50	10,06	21,72	19,84	41,04

**Техническая характеристика карьерных электровозов
и тяговых агрегатов**

Модель	Номинальное напряжение, кВ	Сцепная масса, т	Грузоподъемность моторного думпкара, т	Нагрузка на ось, кН	Длина по осям автосцепок, мм	Мощность тягового двигателя, кВт	Поставщик
Электровозы							
EL1	1.5	150	–	245.3	21320	350	Германия
EL2	1.5	100	–	245.3	13770	350	то же
26E	1.5	180	–	294.3	21470	425	Чехия
D-94	10.0	94	–	230.5	16400	412.5	Украина
Тяговые агрегаты							
ПЭ-2у (ЭУ+2МД)	3,0/1,5	368	45,5	310	51306	н.д.	Украина
ПЭ-2м (ЭУ+2МД)	3,0/1,5	368	44,0	310	51306	455	то же
ПЭ-3т (ЭУ+ДС+МД)	3,0/1,5	372	44,0	310	51306	455	то же
ОПЭ-1 (ЭУ+ДС+МД)	10,0	360	45,0	300	51306	575	Россия
ОПЭ-1А (ЭУ+ДС+МД)	10,0	372	44,0	310	51300	445	Украина
ОПЭ-1Б (ЭУ+ДС+МД)	10,0	372	44,0	310	51300	445	то же
ОПЭ-2 (ЭУ+ДС+МД)	10,0	372	44,0	310	51300	445	то же
EL-10 (20) (ЭУ+ДС+МД)	10,0	366	55,0	300	52300	410	Германия

Примечание: ДС – дизельная секция, МД – моторный думпкар.

Техническая характеристика тепловозов

Модель	Сцепная масса, т	Эффективная мощность двигателя, кВт	Длин по осям автоцепок, мм	Радиус проходимых кривых (не менее), м	Поставщик
С гидромеханической передачей					
ТГМ-3А	68	550	12600	40	Россия
ТГМ-4	80	550	12600	40	Россия
ТГМ-6А	90	890	14600	40	Россия
ТУ-6А	14	93,5	18490	40	Россия
ТУ-7	24	294,4	9200	40	Россия
С электромеханической передачей					
ТЭМ-1	120	735/87	16970	н.д.	Россия
ТЭМ-2	122,4	880/112	16970	н.д.	Россия
ТЭМ-3	120,0	880/112	16900	н.д.	Россия
ТЭМ-7	180,0	1470/135	21500	н.д.	Россия
ТЭ-3м (1 секция)	127	1470/206	16970	н.д.	Россия
ТЭ-10м (1 секция)	138	2208/305	16060	н.д.	Россия

Примечание: 1. У тепловозов с электромеханической передачей в знаменателе указаны мощность тягового электродвигателя, кВт.

2. Сокращение н.д. – нет данных.

Техническая характеристика полувагонов и думпкаров

Модель	Грузо-подъемность, т	Вместимость кузова, м ³	Масса тары вагона, т	Коэффициент тары	Длина по осям автоцепки, мм	Поставщик
ПС-63 (12-404)	63	73	22,4	0,36	13920	Россия
ПС-94	94	106	33,0	0,35	16400	Россия
ПС-125	125	140,3	46,0	0,33	20240	Россия
ПС-69 (12-119)	69	76	22,5	0,33	13920	Россия
ПС-71 (12-159Г)	71	83	21,3	0,30	13920	Украина
ПС-129	129	141	48,4	0,36	20500	Украина
ПС-75	75	85	25	0,33	13920	Россия
Специальные полувагоны						
Для перевозки угля	90,0	91,2	36,0	0,40	16400	Россия
Хоппер четырехосный	65,0	42,0	22,0	0,34	12000	Россия
Хоппер для угля (модель 22-4003)	90,0	86,0	30,0	0,58	17480	Украина
Думпкары						
6ВС-60	60,0	26,2	29,0	0,48	11830	Россия
ВС-66	66,0	35,2	27,5	0,42	12450	Россия
ВС-85	85,0	38,0	35,0	0,41	12170	Россия
2ВС-105	105,0	48,5	48,0	0,45	15020	Россия
ВС-145	145,0	68	78,0	0,54	17630	Россия
ВС-180	180,0	58	68,0	0,38	17580	Россия

Краткая характеристика карьерных автосамосвалов

Модель	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³		Габариты, мм		
		геометрическая	с «шапкой»	длина	ширина	высота
ПО «БелАЗ»						
БелАЗ 7540А, 7540В, 7540А, 7540Б	30,0	15	18,5	7100	44360	3430
БелАЗ 7540Д	30,0	15	19,0	7110	4360	3930
БелАЗ 7540Е	30,0	24,5	28,0	7110	4360	3930
БелАЗ 7528-10 (6×6)	30,0	16	21,0	11350	3700	3700
БелАЗ 7547, БелАЗ 75471	45,0	19	26,0	8090	4620	4390
БелАЗ 7555, БелАЗ 7555В	55,0	25,0	34,2	8840	5240	4610
то же углевозы	55,0	49,0	56,0	8890	5240	4610
БелАЗ 7555Е	55,0	32,0	37,5	900	5240	4610
то же углевоз	55,0	49,0	56,0	9000	5240	4610
БелАЗ 75491 БелАЗ 75492	80,0	35,0	46,0	10300	5420	5350
то же углевозы	80,0	59,7	74,0	10300	5120	5350
БелАЗ 7514-10 БелАЗ 75145	120,0	47,0	61,0	11380	6140	5580
то же углевозы	120,0	90,0	110	11380	6140	5580
БелАЗ 75131 БелАЗ 75132	130,0	46,0	71,0	11500	6900	5720
БелАЗ 75215	180,0	92,0	125	14580	7780	6460
БелАЗ 75216	190,0	84,0	110	14580	7780	6460
БелАЗ 75303	200,0	80,0	114	13400	7780	6520
Торговый дом «АвтоКрАЗ»						
КРАЗ-6510(6х4)	13,5	8,0	–	8920	2950	2800
КРАЗ-65055(6х4)	16,0 (18,0)	10,5	–	8285	2948	2700
КРАЗ-65032(6х6)	15,0 (17,0)	10,5(9,12)	–	8250	2948	2290
КРАЗ-65032-043(6×6)	18,0 (20,0)	12,0	–	8284	2948	2995
КРАЗ6130С4(6×4)	15,0 (17,0)	20,0	–	9455	2950	2940
МоАЗ						
МоАЗ-75051(4х4)	23,0	15,5	–	7520	3250	3400
CATERPILLAR						
769D	39,98	16,5	24,2	8260	5010	4080
760D	39,21	17,0	24,2	8260	5010	4050
771D	41,03	20,2	27,5	8440	5010	4450
773Е	57,82	26,6	35,5	9720	5080	4450
773Е	58,16	26,6	35,2	9720	5080	4350
775Е	63,19	31,4	41,5	9480	5080	4340
775Е	61,92	31,2	41,2	9480	5080	4400

Модель	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³		Габариты, мм		
		геометрическая	с «шапкой»	длина	ширина	высота
775E	66,55	32,7	41,2	9480	5080	4400
777D	95,996	42,0	60,2	10300	6100	5180
777D	96,816	42,1	60,1	10300	6100	4910
785C	140,0	н/д	78,0	11020	6640	5770
789C	180,0	н/д	105,0	12180	7670	6150
793C	223,0	110,0	147,6	12870	7410	6430
793C	218,0	96,0	129,0	12870	7410	6430
797B	345,0	173,0	220,0	14530	9760	7580
HITACHI						
EH650	36,3	17,0	23,5	8040	3760	3710
EH700-2	38,0	17,0	24,0	8660	4760	4320
EH750-2	40,0	20,8	27,7	8670	4760	4370
EH1000	59,9	25,0	36,0	9300	4240	4750
EH1100	65,0	27,5	39,0	9300	4750	4260
EH1600	89,7	35,4	57,1	11100	5890	5310
EH1700	98,4	38,6	60,3	10270	6050	5310
EH3000	159,6	72,2	101,9	11550	7450	6290
EH3500	193,3	79,9	115,1	12240	7700	6370
EH4000	228,0	92,9	131,9	13510	7870	6860
EH4500	279,0	105,4	147,6	14150	7850	7040
LIEBHERR						
T252	173-195	76,5	107,8	13300	7500	6400
T262	218,0	84,0	119,0	13300	7800	6700
T282B	363,0	122,0	183,5	14500	8800	7400
KOMATSU						
HD255-5(4×2)	25,0	17,7	–	7290	3690	5360
HD325-6(4×2,4×4)	36,5	24,0	–	8365	4120	4150
HD405-6(4×2)	41,0	27,3	–	8365	4120	4150
HD465-7(4×2)	55,0	34,2	–	9355	4650	4400
HD605-7(4×2)	63,0	40,0	–	9355	4660	4400
HD785-5(4×2)	91,0	60,0	–	10490	5710	5050
HD985-5(4×2)	105,0	64,0	–	10610	5560	5120
HD1500-5(4×2)	149,0	78,0	–	11370	6620	5850
630E(4×2)	172,0	103,0	–	11940	7010	6430
730E(4×2)	186,0	111,0	–	12830	7540	6250
830E(4×2)	231,0	147,0	–	13510	7320	6880
930E(4×x2)	290,0	211,0	–	15320	8690	7320
DAIMLER, CHRYSLERAG						
Антрос 3332(6×6)	21,0	13,5	–	8175	2475	3330
Антрос 3332(6×4)	20,0	13,0	–	7723	2475	3270
Антрос3332(6×4)	22,0	14,0	–	7723	2475	3270
Антрос 4036(6×4)	25,0	15,0	–	8175	2475	3330
Антрос 4141(8×4)	25,0	16,0	–	8954	2482	3527

Модель	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³		Габариты, мм		
		геометрическая	с «шапкой»	длина	ширина	высота
SCANIA						
P114CB9(6x4) HZ340	18,0	11,0	–	7330	2500	3300
T114CB(6x4) NZ380	25,0	16,0	–	8640	2500	3550
P114CB(6x4) HZ380	25,0	16,0	–	7735	2500	3300
TATRA						
T163-34ESK8	23,8	14,0	–	8475	2550	3390
T163-36ESK8	23,8	14,0	–	8475	2550	3390
T163-36ESK8	23,15	14,0	–	8475	2550	3391
T163-380SK4	19,22	12,0	–	7830	2550	3320
T163-280S84	25,8	16,0	–	8580	2550	3170
T163-290S84	25,8	16,0	–	8580	2550	3170

Учебное издание

Вокин Владимир Николаевич
Морозов Валентин Николаевич
Назарова Евгения Юрьевна
Кадеров Михаил Юрьевич

**ОТКРЫТАЯ
ГЕОТЕХНОЛОГИЯ**

Учебное пособие

Редактор Э. А. Королькова
Компьютерная верстка Н. Г. Дербенёвой

Подписано в печать 17.09.2013. Печать плоская. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Усл. печ. л. 9,75. Тираж 500 экз. Заказ № 857

Издательский центр
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 79
Тел/факс (391) 206-21-49, e-mail: rio@lan.kras.ru

Отпечатано Полиграфическим центром
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 82а
Тел/факс (391) 206-26-67, 206-26-49
E-mail: print_sfu@mail.ru; <http://lib.sfu-kras.ru>