



ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Кызыл
2019

ФГБОУ ВО «Тувинский государственный университет»

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие

Кызыл
2019

Технология и комплексная механизация открытых горных работ: учебно-методическое пособие / сост. Чооду О.А., Ондар Э.-Д.В. – Кызыл: Изд-во ТувГУ, 2019. – 96 с.

Дисциплина «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» является основным курсом, обеспечивающим необходимый объем знаний студентов в области открытой разработки рудных, угольных и нерудных месторождений полезных ископаемых.

Цель изучения дисциплины – получение и усвоение студентами знаний по технологии, комплексной механизации и организации открытых горных работ на современных карьерах, приобретение общих навыков по расчету параметров карьерных полей, технологических схем систем открытой разработки и вскрытия рабочих горизонтов карьеров.

В данном издании даны темы, цели, приведен краткий теоретический материал, тесты, контрольные вопросы для самоконтроля и примерные темы для докладов. Также рассматриваются вопросы для самостоятельного изучения и конспектирования.

Предназначены для студентов, обучающихся по программе специальности: 21.05.04 Горное дело, специализации Открытые горные работы.

Рецензенты:

- 1) Чылбак А.А. канд. техн. наук, доцент кафедры ПГС ТувГУ
- 2) Кужугет Р.В. канд. геол.-минер. наук, старший научный сотрудник ТуВИКОПР СО РАН

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	5
РАЗДЕЛ 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ. ВВЕДЕНИЕ В ДИСЦИПЛИНУ	6
1.1. Горные породы и полезные ископаемые	6
1.2. Характеристика горных пород как объекта разработки	7
1.3. Способы разработки месторождений полезных ископаемых	8
СЕМИНАР 1	10
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ	12
РАЗДЕЛ 2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	14
2.1. Особенности открытых горных работ	14
2.2 Место и роль открытых горных работ в горнодобывающих отраслях промышленности	14
2.3 Объекты и условия открытых горных работ	15
2.4 Основные понятия и термины	17
2.5. Этапы и периоды открытой разработки	19
2.6. Понятие о коэффициентах вскрыши	20
2.7. Параметры карьера. Общие сведения об оконтуривании карьеров	21
СЕМИНАР 2	22
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ	26
РАЗДЕЛ 3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ	27
3.1. Способы подготовки горных пород к выемке	27
3.2. Механические способы подготовки горных пород к выемке	29
3.3. Параметры взрывных скважин	34
3.4. Технология буровых работ	34
3.5. Производительность буровых станков	37
3.6. Организация взрывных работ на карьерах	38
СЕМИНАР 3	40
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ	42
РАЗДЕЛ 4. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ	44
4.1. Технологические схемы выемки и погрузки. Виды забоев	44
4.2. Средства механизации выемочно-погрузочных работ	44
4.3. Выемка и погрузка одноковшовыми экскаваторами. Типы одноковшовых экскаваторов.	45
4.4. Технологические параметры и забои механических лопат и драглайнов	50
4.5. Особенности отработки сложных забоев	52

4.6. Выемка и погрузка многоковшовыми экскаваторами	53
СЕМИНАР 4.....	55
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.....	58
РАЗДЕЛ 5. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ.....	60
5.1. Особенности работы карьерного транспорта. Грузооборот и грузопотоки карьера.....	60
5.2. Технологическая оценка основных видов карьерного транспорта.....	60
5.3. Характеристика пути и подвижного состава железнодорожного транспорта.....	62
5.4. Схемы развития путей и обмен составов на уступах	64
5.5. Принципы расчета полезной массы поезда, пропускной и провозной способности коммуникаций.....	66
5.6. Экологические проблемы при эксплуатации транспортных машин	68
5.7. Основные требования правил безопасности при работе транспорта	69
СЕМИНАР 5.....	71
ТЕСТ К РАЗДЕЛУ 5.....	72
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.....	74
ЗАДАНИЯ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО ИЗУЧЕНИЯ И КОНСПЕКТИРОВАНИЯ	76
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	95

Введение

Целью преподавания дисциплины «Основы горного дела (Открытые горные работы)» является обучение студентов основным методам открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, обеспечивающих достижение высоких технико-экономических показателей горных предприятий, безопасные и комфортные условия труда, охрану недр и окружающей природной среды.

В результате изучения дисциплины студенты должны овладеть горной терминологией, получить представление о структуре мировой добычи полезных ископаемых, современном состоянии минерально-сырьевой базы России и горного производства, способах разработки месторождений, особенностях и основных научно-технических проблемах открытых горных работ.

Должны быть получены знания о свойствах горных пород – объектах разработки, о методах расчета параметров и показателей технологических процессов, основах комплектации комплексов оборудования, основных характеристиках современного и перспективного горнотранспортного оборудования, об особенностях вскрытия карьерных полей и обоснования систем разработки.

Для студентов специальности «Открытые горные работы» полученный комплекс знаний является лишь необходимой базой для изучения основных специальных дисциплин «Процессы открытых горных работ», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ», «Проектирование карьеров», «Планирование открытых горных работ», в ходе которых будут приобретены соответствующие умения и навыки.

Перед студентами смежных специальностей стоит несколько иная задача. Именно в ходе изучения данной дисциплины они должны получить навыки эксплуатационных расчетов горных и транспортных машин в различных технологических схемах, обоснования их выбора для конкретных горно-геологических условий; формирования технологических грузопотоков, схемы вскрытия и конструирования систем разработки, практического анализа технологических процессов как объектов управления; обоснования принимаемых решений. Полученные умения и навыки будут закреплены в ходе курсового проектирования.

РАЗДЕЛ 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ. ВВЕДЕНИЕ В ДИСЦИПЛИНУ

1.1. Горные породы и полезные ископаемые

В развитии человеческого общества непреходящее значение имеют горное дело и сельское хозяйство, являющиеся источниками естественного сырья. Комплекс технологических процессов по его переработке направлен на приспособление природных богатств к потребностям человека.

Природные химические соединения встречаются в земной коре (литосфере) в виде образований (минералов), приблизительно однородных по своему составу, внутреннему строению и физическим свойствам. Подавляющее число минералов – твердые кристаллические вещества.

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.).

Магматические горные породы возникают при остывании и отвердении магмы и лавы; осадочные образуются посредством накопления (осаждения) продуктов разрушения земной коры на дне водоемов и водотоков; метаморфические представляют собой глубоко измененные осадочные и магматические породы под влиянием высоких давлений и температур.

Природные минеральные вещества, которые могут быть использованы человеком для его нужд, называют полезными ископаемыми (минеральным сырьем). Породы, имеющие полезные ископаемые, заключенные в их толще в виде прослоев, прожилков и не используемые в народном хозяйстве, считают пустыми породами.

Полезные ископаемые бывают газообразными (природный газ), жидкими (нефть) и твердыми. Настоящая дисциплина рассматривает только вопросы добычи твердых полезных ископаемых.

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

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

Естественные скопления полезных ископаемых в земной коре называют месторождениями. Месторождение будет промышленным, если его разработка целесообразна в данных экономических и географических условиях при современном уровне техники и технологии. 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 – неперенное условие высоких темпов его развития и национальной безопасности государства.

1.2. Характеристика горных пород как объекта разработки

Объектами горных работ являются разнообразные горные породы. Коренные (магматические, метаморфические и осадочные) залегают в толще земная кора на месте своего образования. Их покрывают наносы – рыхлые, вторичные породы, образованные в результате разрушения и переотложения коренных.

Для количественной оценки свойств горных пород в их естественном состоянии используют различные характеристики.

Профессор М.М. Протодяконов предложил классифицировать породы по крепости, принимая ее пропорциональной временному сопротивлению сжатию, под которым понимают напряжение, предшествующее разрушению образца. За единицу коэффициента крепости принята одна сотая временного сопротивления сжатию.

По этой классификации все породы разделены на десять категорий, а коэффициенты крепости изменяются от 0,3 (X категория) до 20 (I категория).

По прочностным характеристикам все горные породы в их естественном состоянии целесообразно разделить на группы:

- плотные, мягкие сыпучие – с временным сопротивлением сжатию до 20 МПа (с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова до $f=2$);
- полускальные – с временным сопротивлением сжатию от 20 до 50 МПа ($f=2-5$);
- скальные – с пределом прочности на одноосное сжатие более 50 МПа (f более 5).

Выемку плотных, мягких и сыпучих пород из массива можно производить непосредственно рабочими органами горных машин, а для разработки полускальных и скальных пород необходимо их предварительное разрушение.

За счет тектонических явлений и процессов горные породы разбиты трещинами на отдельные блоки, поэтому прочность пород в массиве во много раз ниже, чем в отдельном монолитном образце (куске). Снижение прочности пород за счет трещиноватости оценивают коэффициентом структурного ослабления, равным отношению сцепления отдельного куса породы при отрыве от массива к сцеплению ее в образце (куске). Сцепление по трещинам и тектоническим нарушениям изверженных и метаморфических пород, а также по контактам слоев осадочных пород часто не превышает 0,05–0,10 МПа. У чрезвычайно трещиноватых пород коэффициент структурного ослабления составляет 0,01–0,065, у практически монолитных – 0,60–0,98.

Под воздействием отрицательных температур мягкие и сыпучие породы смерзаются. При этом прочность их становится близка к прочности плотных и полускальных пород, и появляется необходимость их предварительного разрушения.

В результате искусственного или естественного разрушающего воздействия скальные, полускальные и мерзлые мягкие, сыпучие породы переходят в разрушенное состояние и становятся пригодными для погрузки и перемещения обычными техническими средствами. Разрушенные породы различают по степени связности и кусковатости.

Степень связности характеризуют величиной коэффициента разрыхления, представляющего собой отношение объема породы в разрыхленном виде к ее объему в массиве. По степени связности разрушенные породы подразделяют на три категории [2].

категория – сыпучие разрушенные породы. Характеризуются наличием многочисленных воздушных промежутков между кусками. Породы склонны к осыпанию и образованию четко выраженных откосов. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,40-1,65$ и более.

категория – связно-сыпучие разрушенные породы. Характеризуются наличием небольших воздушных промежутков и зацеплением между кусками. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,2-1,3$. Насыпь не имеет четко выраженных откосов.

категория – связно-разрушенные породы. Представлены природными отдельностями массива, не полностью разделенными между собой. Сохраняется сцепление между блоками. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,05-1,10$.

Кусковатость оценивают по среднему линейному размеру куска d_{cp} . При этом выделяют пять категорий.

категория – очень мелкоразрушенные породы с размером наиболее крупных кусков до 0,4-0,6 м; $d_{cp} \leq 0,1$ м.

категория – мелкоразрушенные породы с размером кусков до 0,6–1,0 м; $d_{cp} = 0,15-0,25$ м.

категория – среднеразрушенные породы с размером кусков до 1,0–1,4 м; $d_{cp} = 0,25-0,35$ м.

категория – крупноразрушенные породы с наиболее крупным размером кусков 1,5–2,0 м; $d_{cp} = 0,4–0,6$ м.

категория – весьма крупноразрушенные породы содержат отдельные куски размером 2,5–3,0 м и более; $d_{cp} = 0,7–0,9$ м.

1.3. Способы разработки месторождений полезных ископаемых

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

Различают следующие способы добычи твердых полезных ископаемых: подземный, открытый, подводный, физико-химические (геотехнологические), комбинированные.

При подземном способе все процессы, связанные с добычей полезных ископаемых, протекают под землей. Для производства горных работ проходят систему горных выработок, обеспечивающих отделение минерального сырья от массива и его доставку на поверхность.

Открытый способ предусматривает добычу полезных ископаемых непосредственно с дневной поверхности.

При подводном способе минералы добывают из-под воды – со дна ручьев, рек, озер, морей и океанов.

В основу большой группы физико-химических (геотехнологических) способов положено химическое, физическое, физико-химическое, биохимическое воздействие на твердое минеральное сырье с целью превращения его в жидкое или газообразное состояние и выдачи по скважинам на поверхность. Распространены методы: растворения, расплавления, подземной газификации угля, выщелачивания, скважинной гидродобычи.

Основная доля полезных ископаемых добывается подземным и открытым способами. Открытые горные работы – более 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.

Несмотря на то, что удельный вес подземного способа неуклонно сокращается, абсолютные объемы добываемых этим способом полезных ископаемых растут.

Объектами подземной разработки являются месторождения, отрабатывать которые иными способами технически трудно и экономически нецелесообразно, например, маломощные пласты и рудные зоны на больших глубинах.

К недостаткам подземного способа добычи следует отнести вредные условия труда, большие затраты на проведение, проветривание и поддержание горных выработок, значительные потери полезного ископаемого.

Несмотря на большие запасы минерального сырья в земной коре, ежегодно возрастает дефицит целого ряда полезных ископаемых. Между тем технический прогресс требует не только поддержания достигнутого уровня добычи минерального сырья, но и постоянного его наращивания. Поэтому взоры геологов и горняков обращены к Мировому океану.

Минеральные ресурсы морей и океанов громадны. Один кубический километр воды содержит в растворенном виде около 30 млн. т твердого вещества, из них более 20 млн. т поваренной соли. Из оставшихся 7–9 млн. т можно извлечь почти любой элемент Менделеевской таблицы, в том числе 1 млн. т магния, 60 тыс. т серы, 2,9 тыс. т бора, 40 т алюминия, по 7,3 т марганца и меди, 1 т урана, 400 кг молибдена, 200 кг серебра [3]. В промышленных масштабах из морских вод извлекают магний, бром, калий, поваренную соль.

Но основные минеральные богатства океана сосредоточены на его дне, в материковых отмелях (шельфах) и в прибрежных россыпях. Всемирно известны морские россыпи Австралии, протянувшиеся более чем на 1000 км. Здесь добывают золото, платину, циркон, монацит, ильменит. С 1970 г. ведут разработку морских оловоносных песков в Таиланде, с 1961 г. – добычу алмазов у берегов Юго-Западной Африки. На континентальных шельфах разведано около 30 млрд. т промышленных запасов фосфоритов. В США ежегодно добывают на шельфе 0,5 млрд. т песка и гравия.

Дно океана усеяно железомарганцевыми конкрециями размерами от зерен, измеряемых долями миллиметра, до шаров с поперечниками в 20 см и более. В них обнаружили также медь, кобальт, никель. Американский геолог Д. Мери оценивает их запасы только в Тихом океане в $1,7 \cdot 10^{12}$ т.

Запасы подводного минерального сырья непрерывно возрастают. На дне морей и океанов ежегодно осаждается около 10 млрд. т. металла в виде минеральных агрегатов, минералов и в коллоидном состоянии.

Специалисты считают, что подводная добыча будет намного дешевле, чем добыча из недр Земли. Например, 1 карат (0,2 г) «морских алмазов» в ЮАР обходится в 4 раза дешевле, чем при подземном способе. Стоимость получения железа из магнетитовых песков, добываемых у берегов Японии с глубины 27–30 м, вдвое меньше, чем из железной руды на суше.

Сейчас доля подводного способа разработки составляет около 1,2–1,5 % от общей мировой добычи полезных ископаемых. Предполагают, что в ближайшие 10–15 лет она возрастет в 20–30 раз. Ресурсы Мирового океана – это, безусловно, будущее горной добычи в мире.

Рост потребностей в сырье вызывает необходимость ввода в эксплуатацию более бедных, глубоко залегающих месторождений со сложными горно-геологическими условиями. Разработка их обычными способами нерентабельна. Выход из создавшегося положения можно найти, всемерно развивая геотехнологические методы добычи.

В настоящее время методом растворения через скважины ежегодно получают до 25–30 млн. т соли. Сравнительно недавно начали добывать таким же способом калийные соли. Опыт работы рассолоприемников показывает, что затраты на 1 м³ рассола при подземном растворении примерно в 3–4 раза ниже, чем при шахтном способе добычи.

Одним из перспективных и высокопроизводительных физических методов является подземная выплавка серы (ПВС) [1, 4].

Этот метод, разработанный впервые в России инженером К. Паткановым в XIX в., непрерывно совершенствовался и в настоящее время получил широкое распространение. Две трети мирового производства серы добывают через скважины. Сущность метода состоит в том, что на участке месторождения бурят скважины диаметром 250–300 мм на расстоянии 30–60 м одна от другой. Каждую скважину оборудуют тремя concentрическими колоннами труб. По внешней трубе в скважину под давлением 1,8 МПа подают воду, нагретую до температуры 170 °С, которая через перфорированную часть трубы попадает в продуктивную толщу пород, нагревает их до 120–140 °С, вызывая плавление серы. Расплавленная сера в два с лишним раза тяжелее воды, поэтому собирается в нижней части продуктивного слоя и в самой скважине. Для подъема расплава на поверхность по внутренней трубе диаметром 32 мм. поступает пар или горячий воздух под давлением 2,8 МПа. Образующаяся в расплавленной сере легкая пористая масса поднимается по кольцевому пространству между центральными трубами на поверхность. При этом получают серу высокого качества, примеси составляют лишь 0,1–0,5 %. Метод ПВС с 1912 г. занял доминирующее положение в мировой серной промышленности.

СЕМИНАР 1

Технологические процессы

План:

1. Горные породы и полезные ископаемые
2. Характеристика горных пород как объекта разработки
3. Способы разработки месторождений полезных ископаемых

Термины и понятия: минералы, горные породы, магматические породы, объекты горных работ, карьерное поле, горное предприятие карьер, разрез, промплощадка, уступ, откос уступа, рабочий и нерабочие углы откосов уступов, верхняя и нижняя бровка, вскрышные и добычные работы, селективная выемка, осадочные, магматические и метаморфические горные породы, физико-механические свойства пород, залежь полезного ископаемого, угол падения пласта.

Задача 1. Определить углы откосов бортов карьера: нерабочего β и рабочего γ .

Дано: глубина карьера $H_k = 90$ м; система разработки продольная однобортная; высота уступа $H_y = 15$ м; угол откоса борта рабочего уступа $\alpha_p = 75^\circ$; транспорт железнодорожный; ширина рабочей площадки $Ш_{рп} = 60$ м; на каждом уступе нерабочего борта карьера транспортная берма $b_t = 12$ м; угол откоса борта нерабочего уступа $\alpha_u = 60^\circ$.

Решение

Количество разрабатываемых уступов (рис. 1):

$$N = H_k / H_y = 90 / 15 = 6.$$

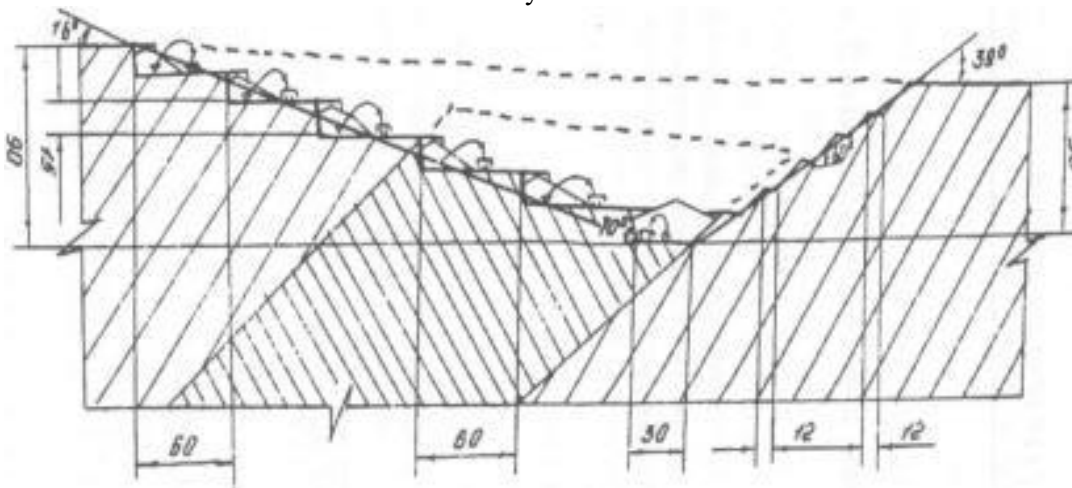


Рис. 1. Схема конструкций рабочего и нерабочего бортов карьера

2. Угол откоса рабочего борта карьера:

$$\operatorname{tg} \gamma = \frac{H_k}{(n-1)Ш_{р.п.} + nH_y \operatorname{ctg} \alpha_p} = \frac{90}{(6-1)60 + 6 \cdot 15 \operatorname{ctg} 75^\circ} = 0,28; \gamma = 16^\circ$$

Угол откоса нерабочего борта карьера:

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{H_k}{(n-1)b_m + nH_y \operatorname{ctg} \alpha_u} = \frac{90}{(6-1)12 + 6 \cdot 15 \operatorname{ctg} 60^\circ} = 0,8; \beta = 39^\circ$$

Тест к разделу 1

1. Залежи П.И. по форме могут быть:

- А. Изометрические—развитые более или менее одинаково во всех направлениях (штоки, гнезда).
- В. Плитообразные— вытянутые преимущественно в двух направлениях (пласты и пластообразные залежи).
- С. Трубообразные и столбообразные— вытянутые преимущественно в одном направлении
- Д. Промежуточные между данными формами.

2. Рельеф поверхности может быть:

- A. Равнинный;
- B. Склон возвышенности;
- C. Возвышенность;
- D. Холмистый;
- E. Различные варианты рельефа под водой.

3. В зависимости от положения господствующего уровня поверхности и глубины залегания различают:

- A. Поверхностного типа – выходящие на поверхность или расположенные под наносами мощностью 20-30 м.
- B. Глубинного типа – расположенные значительно ниже господствующего уровня поверхности, мощность толщи пустых пород 40-250 м (разработка осуществляется как подземным так и открытым способом, что обосновывается экономически).
- C. Высотного типа – расположенные выше господствующего уровня поверхности.
- D. Высотно-глубинного типа – частично расположенные выше и ниже господствующей поверхности.

4. От положения залежи относительно земной поверхности зависят размеры карьера по глубине и в плане, а также выбор технических средств, особенно транспортные. По углу падения различают залежи:

- A. Пологие (8-10 градусов)
- B. Наклонные от (8-10) до (25-30)
- C. Крутопадающие (25-30 и выше)
- D. Сложного залегания.

5. По мощности различают залежи:

- A. Весьма маломощные
- B. Маломощные
- C. Малой мощности
- D. Средней мощности
- E. Мощные.

6. По строению различают залежи:

- A. Простые
- B. Сложные
- C. Рассредоточенные.

7. Способ разработки – это совокупность технических средств и технологических процессов по извлечению П.И. Различают:

- A. Подземный;
- B. Открытый;
- C. Подводный;
- D. Физико-химические;
- E. Комбинированные.

8. Каким фактором определяется конечная глубина открытой разработки месторождений?

- A. Ценностью полезного ископаемого.
- B. Текущим коэффициентом вскрыши.
- C. Дальностью транспортирования.
- D. Граничным коэффициентом вскрыши.
- E. Условиями залегания залежи.

9. Какие работы производят в период освоения месторождения?

- A. Проведение вскрывающих выработок.
- B. Добычные работы.
- C. Подготовку поверхности.
- D. Вскрышные работы.

Е. Обогащение П.И..

10. Элементарный грузопоток характеризуется?

- а. Одинаковым типом транспортных средств.
- б. Грузоподъемностью транспортных средств.
- в. Плотностью транспортных средств в потоке.
- г. Типом транспортных коммуникаций.
- д. Поток грузов определенного качества, направления и объема.

11. Период от сдачи карьера в эксплуатацию до достижения им проектной мощности называется?

- А. Эксплуатационный период.
- В. Период освоения проектной мощности.
- С. Подготовительный период.
- Д. Горно-подготовительный период.
- Е. Период реконструкции.

12. Карьерным полем называют?

- А. Месторождение или его часть, разрабатываемую одним карьером.
- В. Земельный отвод горного предприятия.
- С. Границы залежи полезного ископаемого.
- Д. Внешние отвалы.
- Е. Совокупность поверхностных коммуникаций.

13. Какие работы не производят в период освоения месторождения?

- А. Работы по отводу рек, ручьев.
- В. Вырубка леса и корчевка пней.
- С. Добычные работы.
- Д. Удаление и складирование почвенного слоя.
- Е. Сооружение первичных подъездных путей.

14. Какой из факторов не оказывает влияние на производственную мощность карьера?

- А. Полное использование средств производства.
- В. Рациональный режим работы.
- С. Эффективная технология.
- Д. Величина амортизационных отчислений.
- Е. Организация производства.

15. Отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к общему объему полезного ископаемого в этих же контурах называется?

- А. Граничный коэффициент вскрыши.
- В. Средний коэффициент вскрыши.
- С. Контурный коэффициент вскрыши.
- Д. Текущий коэффициент вскрыши.
- Е. Слоевой коэффициент вскрыши.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

- 1. Поясните, что называют минералами, горными породами, полезными ископаемыми.
- 2. Дайте классификацию горных пород по происхождению.
- 3. Опишите виды полезных ископаемых по физическому состоянию и назначению.
- 4. Охарактеризуйте минерально-сырьевую базу России.
- 5. Поясните, что называют месторождениями полезных ископаемых. Укажите их формы залегания.
- 6. Перечислите элементы залегания месторождений полезных ископаемых.
- 7. Сформулируйте разновидности нарушений первоначального залегания горных пород.
- 8. Дайте характеристику горных пород как объекта разработки по прочности, трещиноватости.

9. Укажите показатели, характеризующие кусковатость и степень связности разрушенных пород.
10. Сформулируйте основные отличия горных предприятий от заводов и фабрик.
11. Перечислите способы разработки твердых полезных ископаемых.
12. Опишите сущность физико-химических (геотехнологических) способов добычи минерального сырья, их достоинства и недостатки.
13. Охарактеризуйте минеральные ресурсы морей и океанов. Поясните целесообразность подводной добычи полезных ископаемых.

Литература:

Основная литература:

1. Городниченко, В.И. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2008. – 464 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
2. Егоров, П.В. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / П.В. Егоров, Е.А. Бобер. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2006. – 408 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
3. Колесников, В. Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учеб. пособие / В. Ф. Колесников; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 139 с.
4. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород [Электронный ресурс]: учебник для вузов / 3-е изд., стереотип. – М.: Горная книга, 2009. – 623 с. Гриф (Минобр.). – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Дополнительная литература:

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Серия 3. Вып. 14. – М.: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.

РАЗДЕЛ 2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1. Особенности открытых горных работ

Открытый способ добычи полезных ископаемых представляет собой совокупность горных работ, при которой все процессы, связанные с извлечением полезного ископаемого из недр, совершают на дневной поверхности. Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения полезных ископаемых открытым способом, называют карьером, а в угольной промышленности – разрезом.

Одной из характерных особенностей открытых горных работ является необходимость удаления значительных масс покрывающих и вмещающих пород. Объем удаляемых пустых пород (вскрыши) обычно в 3-5 раз превосходит объем извлекаемого из недр полезного ископаемого, а при добыче весьма ценных полезных ископаемых – в 10 раз. Вскрышу укладывают в специальные насыпи – отвалы. Совокупность объемов полезного ископаемого и пустых пород называют горной массой.

Размеры открытых горных выработок по всем направлениям значительны и позволяют применять высокопроизводительное оборудование большой единичной мощности с увеличенными рабочими параметрами, обеспечивая высокую степень механизации и автоматизации производственных процессов.

Для современного этапа развития открытого способа разработки характерно существенное увеличение глубины карьеров до 200 м и более. При этом резко растут объемы вскрыши. Кроме того, уменьшается возможность естественного проветривания карьеров и возникает проблема разработки способов обмена огромных масс воздуха с целью удаления опасных скоплений газа и пыли. С повышением глубины отработки требуется принимать также дополнительные меры по осушению карьерных полей и предотвращению оползней и обрушений горных пород.

2.2 Место и роль открытых горных работ в горнодобывающих отраслях промышленности

Открытый способ разработки с полным основанием можно считать детищем научно-технической революции, так, как только благодаря созданию мощной землеройной и транспортной техники выявились его несомненные достоинства.

Преимущества открытого способа добычи:

- лучшие экономические показатели – производительность труда в 4-7 раз выше, а затраты на 1 т полезного ископаемого в 2-4 раза ниже, чем на шахтах;
- более высокие темпы роста производительности труда и снижения затрат на добычные работы;
- меньшие сроки строительства горных предприятий при снижении затрат на их сооружение;
- лучшие условия труда и высокая безопасность работ;
- более высокая степень извлечения полезных ископаемых из недр.

Вместе с тем открытым разработкам свойственны и недостатки. Для размещения карьеров и отвалов пустых пород необходимо отчуждение земельных площадей, измеряемых сотнями гектаров

Работа оборудования в карьерах сопровождается значительными выбросами в атмосферу вредных газов и пыли, особенно при производстве взрывов. Наносимый ущерб может быть сведен к минимуму за счет восстановления нарушенных земель и эффективных методов борьбы с выбросами. Однако внедрение комплекса таких мероприятий ведет к удорожанию полезного ископаемого, что уменьшает конкурентоспособность открытых горных разработок.

Следующий недостаток – зависимость от климатических условий. Резкие колебания температур, вечная мерзлота, лавин опасность, снежные заносы, повышенная сейсмичность в горных районах снижают надежность оборудования, усложняют и удорожают добычу полезных ископаемых.

Как правило, преимущества открытого способа разработки преобладают, благодаря чему этот способ является ведущим в мировой горнодобывающей промышленности и превалирует в России.

В 2001 году открытым способом в России добыты 41 % угля, 54 % сырья для производства глинозема, 48,3 % полиметаллических руд, 25 % фосфорного сырья, 84 % сырой железной руды, около 60 % золота, практически 100 % нерудного минерального сырья и нерудных строительных материалов. По всей видимости, эта тенденции сохранится до 2010 г.

Интенсификация открытого способа разработки в России тесно связана со становлением и развитием отечественной научной школы. основополагающими явились работы Е.Н. Барбот-де-Марни, Е.Ф. Шешко, Б.П. Боголюбова. Дальнейшему качественному росту этой научной отрасли способствовали труды академиков Н.В. Мельникова и В.В. Ржевского, чл.-кор. АН СССР А.О. Спиваковского, профессоров, докторов технических наук А.И. Арсентьева, Б.П. Юматова, М.Г. Новожилова, П.Э. Зуркова, П.И. Томакова, В.С. Хохрякова, М.В. Васильева и др.

2.3 Объекты и условия открытых горных работ

Месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые открытым способом, 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 (рис. 2.1):

- изометрические – развитые примерно одинаково во всех направлениях: массивные залежи, штоки, гнезда, и т. п. (схемы в, з);
- плитообразные – вытянутые преимущественно в двух направлениях при относительно небольшой мощности: пласты, пластообразные залежи, линзы (схемы а, г, ж):

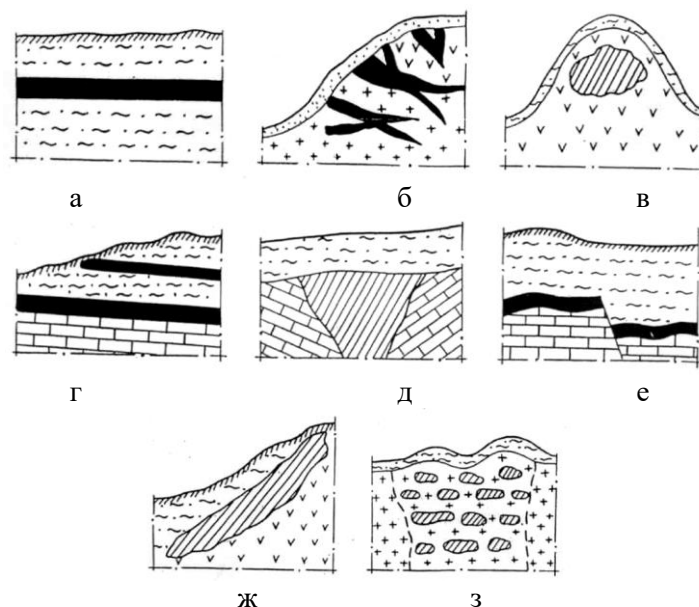


Рис. 2.1. Типы месторождений, разрабатываемых открытым способом

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

- 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 (схема б).

От формы залежи зависит форма карьерного поля.

Рельеф поверхности может быть равнинным, (схема а); холмистым (схемы г, з), представлен возвышенностью (схема в) или ее склоном (схема б), наконец, залежь может находиться под водой. Рельеф поверхности влияет на порядок разработки и выбор возможных средств механизации.

По строению различают [3]: простые залежи с однородным строением без существенных прослоев и включений (схемы а, д, ж); сложные залежи, содержащие прослои, пропластки, включения пустых пород и некондиционного полезного ископаемого, (схемы б, г, з); рассредоточенные залежи, имеющие сложное строение, при котором кондиционное, некондиционное полезное ископаемое и пустые породы распределены в толще земной коры без определенной закономерности и четко выраженных контактов.

При разработке простых месторождений применяют валовый способ выемки. На сложных залежах необходима раздельная (селективная) разработка различных типов, сортов полезного ископаемого и пустых пород. Выбор валового или раздельного способа выемки на рассредоточенных залежах производят после детальной эксплуатационной разведки.

По углу падения выделяют залежи: пологие, которые характеризуются горизонтальным или слабонаклонным (до 8–10°) залеганием (схемы а, г), наклонные – с углами падения от 8–10 до 25–30° (схема ж), крутые (крутопадающие) – с углами падения более 30° (схемы д, з), сложного залегания – с переменным направлением падения, характерным для складок и разрывных тектонических нарушений (схемы б, е).

При разработке горизонтальных и пологих залежей возможно складирование пустых пород в выработанном пространстве. В условиях наклонных залежей обычно не требуется выемка вскрышных пород со стороны лежачего бока залежи. При крутом падении необходимо производить разработку вмещающих пород как висячего, так и лежачего боков.

Мощность залежи определяет способ ее выемки. Условия и порядок разработки этих месторождений неодинаковы, поэтому численно различны и показатели одних и тех же классов мощности.

Горизонтальные и пологие месторождения классифицируют по вертикальной мощности залежи h_v :

- весьма малой мощности – h_v до 3–5 м;
- малой мощности – h_v от 5 до 10–20 м;
- средней мощности – h_v от 20 до 30–40 м.;
- большой мощности – h_v более 40 м.

Наклонные и крутые месторождения классифицируют по горизонтальной мощности залежи m_g :

- весьма малой мощности – m_g менее 15–25 м;
- малой мощности – m_g от 25 до 50–75 м;
- средней мощности – m_g от 75 до 100–150 м;
- большой мощности – m_g более 150 м.

На работу горнотранспортного оборудования, как уже отмечалось, существенно влияют климатические условия. Почти две трети территории нашей страны, занимают области с суровым климатом: Заполярье, Центральная и Восточная Сибирь, Якутия, Магаданская обл. и др. Обильные снегопады и метели, что особенно характерно для северных районов нашей страны, где снежный покров сохраняется до 290–300 дней в году, в значительной степени затрудняют работу транспорта. В пределах карьера скапливается большое количество снега. Смешиваясь с рудой, снег повышает ее слеживаемость и смерзаемость. При низких температурах возрастает число отказов в гидро- и пневмосистемах оборудования, возникают дополнительные напряжения в механических конструкциях, металл становится хрупким. Вследствие сильных ветров выходят из строя линии электропередач и связи. Сочетание низких температур и сильных ветров неблагоприятно сказывается на работоспособности человека. Поэтому оценку суровости (жесткости) погоды в баллах ведут на основании эмпирических формул, учитывающих температуру воздуха и скорость ветра.

Для карьеров, находящихся в суровых климатических условиях, уменьшают число рабочих дней в году (табл. 2.1), составляя специальные графики работы на открытом воздухе, предусматривающие обогрев людей через определенные промежутки времени. При неблагоприятной погоде (учитываются температура воздуха, скорость ветра и метельный перенос снега) рабочий день сокращают на 1-2 часа или работы прекращают совсем. В таких климатических зонах следует использовать машины и механизмы в северном исполнении с утепленными герметизированными кабинами, повышенной надежностью изоляции электродвигателей, токоприемников, генераторов, усиленной теплоизоляцией дизельных двигателей.

Таблица 2.1. Число рабочих дней в году (по данным «Гипроруды»), ед.

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

Примечание:

К северным следует относить районы, расположенные севернее линии: Кемь – Сыктывкар – Свердловск – Омск – Новосибирск – Минусинск – Черемхово – Благовещенск – Петропавловск-Камчатский;

К южным – расположенные южнее линии: Клайпеда – Вильнюс – Брянск – Орел – Харьков – Волгоград – Гурьев – Аральск.

Отрицательно влияет на работу горнотранспортного оборудования туман, особенно на высокогорных карьерах, где ежегодное число туманных дней достигает 200.

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

Обводненность месторождений, хотя и не является препятствием для организации открытой добычи полезного ископаемого, но обуславливает принятие специальных мер по осушению рабочих мест,

укреплению горных выработок, повышению устойчивости горных пород. Ее характеризует совокупность гидрогеологических факторов: величина притока и химический состав воды, водоотдача пород, устойчивость пород к размывающему и растворяющему действию воды.

Наиболее распространенной, хотя и условной характеристикой обводненности месторождения является коэффициент водообильности – отношение количества откачанной воды к количеству добытого за тот же срок полезного ископаемого.

Для сильно обводненных месторождений он достигает 10–15 м³/т.

2.4 Основные понятия и термины

При производстве открытых горных работ в земной коре образуются выемки – котлованы. Они представляют собой совокупность открытых горных выработок, называемых карьером. Таким образом, понятие «карьер» имеет два значения – техническое и административно-хозяйственное (горное предприятие с открытым способом разработки). Месторождение или часть его, разрабатываемую карьером, называют карьерным полем. Размеры карьерного поля определяют общие объемы горных работ и возможную производственную мощность карьера. В процессе извлечения полезного ископаемого и удаления пустых пород (вскрыши) образуется открытое выработанное пространство.

Выемку полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород ведут слоями, начиная с верхних слоев. В результате разрабатываемый массив горных пород приобретает форму уступов. Между смежными слоями оставляют площадки для размещения оборудования, транспортных и энергосиловых коммуникаций и других производственных целей. Обычно слои горизонтальны (рис. 2.2), но иногда пологую залежь отрабатывают наклонными слоями, а крутопадающую – крутыми.

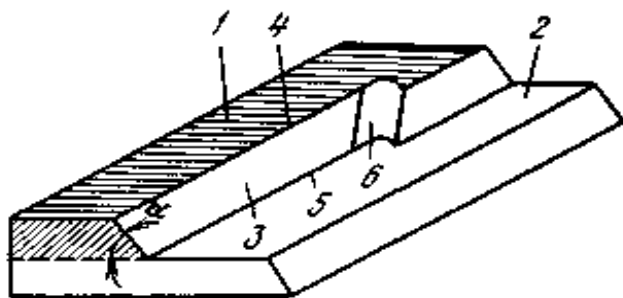


Рис. 2.2. Уступ и его элементы:

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

Разделение массива горных пород на отдельные слои обусловлено ограниченными технологическими параметрами выемочно-погрузочных машин, наличием прослоев с различными физико-механическими и качественными характеристиками, повышенной опасностью обрушения обнаженного массива пород значительной высоты. Слой является более широким понятием, чем уступ.

Уступ – это часть слоя горных пород, имеющая форму ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, выемки и транспорта. Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах ведут отработку массива полезного ископаемого и вскрыши. Рабочий уступ иногда подразделяют по высоте на подступы, которые разрабатывают последовательно или одновременно разными (теми же) выемочно-погрузочными машинами, но обслуживают общим транспортным горизонтом.

Поверхности, ограничивающие уступ сверху и снизу, именуют верхней и нижней площадками, а наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства – откосом уступа. Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называют верхней и нижней бровками (рис. 2.2).

ГОСТ 2.855-75 устанавливает определенные требования к изображению уступов в профиле и плане (рис. 2.3).

Измерив расстояние по вертикали между верхней и нижней площадками, находят высоту уступа. Ее величина зависит от рабочих размеров применяемого выемочно-погрузочного оборудования и физико-механических свойств пород.

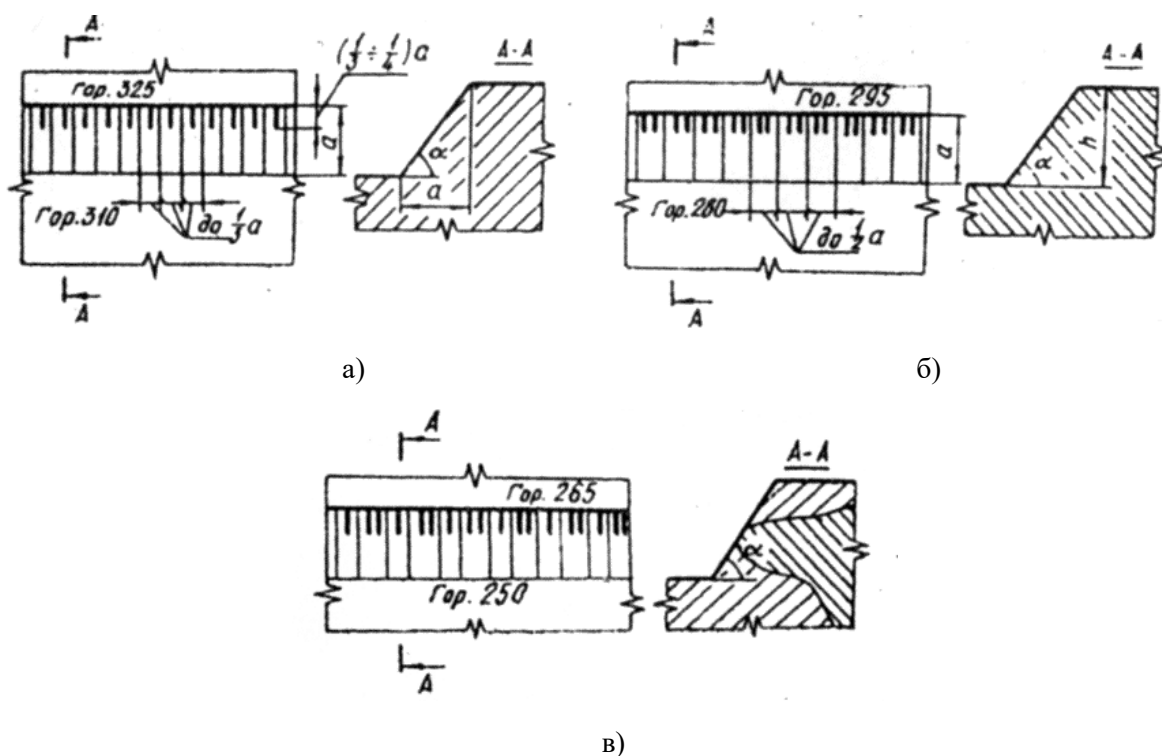


Рис. 2.3. Графическое изображение вскрышного (а), добычного (б) и смешанного (в) уступов

Угол, образованный откосом уступа и его проекцией на горизонтальную плоскость, называют углом откоса уступа. На рабочих, постоянно перемещающихся, уступах его величину устанавливают с таким расчетом, чтобы сохранить устойчивое положение откоса уступа на сравнительно короткий срок (несколько месяцев). Углы откосов нерабочих уступов, достигающих при разработке месторождения своего предельного положения, должны обеспечивать длительную устойчивость пород практически на весь срок существования карьера. Часть откоса уступа, служащая объектом воздействия горного оборудования при его разработке, является забоем.

Нижняя поверхность карьера – это его дно (подошва). Вертикальное расстояние между дном карьера и усредненной отметкой дневной поверхности называют глубиной карьера. Линии пересечения бортов карьера с поверхностью и дном образуют верхний и нижний контуры карьера. Контуры, соответствующие моменту окончания горных работ, называют конечными. Условную поверхность, проходящую через верхний и нижний контуры, именуют откосом борта карьера, а угол, образованный откосом борта и его проекцией на горизонтальную плоскость, – углом откоса борта карьера.

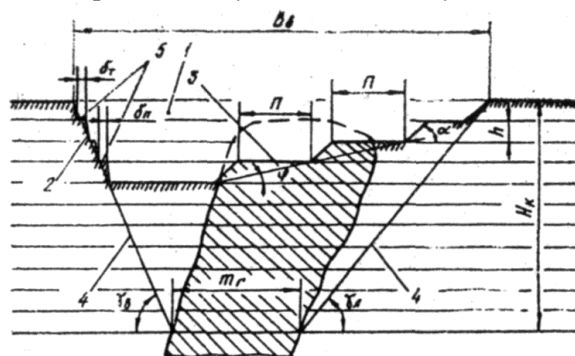


Рис. 2.4. Элементы и параметры карьера:

1 – выработанное пространство; 2 – нерабочий борт; 3 – рабочий борт; 4 – конечный контур карьера; 5 – бермы; α – угол откоса уступа; φ – угол откоса рабочего борта; $\gamma_{\text{в}}$ – угол откоса нерабочего борта со стороны висячего бока залежи; $\gamma_{\text{л}}$ – угол откоса нерабочего борта со стороны лежащего бока залежи; $m_{\text{Г}}$ – горизонтальная мощность залежи; Π – ширина рабочей площадки; h – высота уступа; $Н_{\text{К}}$ – глубина карьера; $ВВ$ – ширина карьера по верхнему контуру; $\delta_{\text{Т}}$ – ширина транспортной бермы; $\delta_{\text{П}}$ – ширина предохранительной бермы

Углы откосов бортов карьера на момент погашения горных работ зависят от конструкции борта и должны обеспечивать устойчивое равновесие слагающих его пород. Уменьшение угла наклона борта карьера в его конечных контурах на 2–3° приводит к значительному увеличению вынимаемых объемов вскрыши и затрат на разработку месторождения. Максимально возможные углы откосов бортов карьера зависят от физико-механических свойств и обводненности слагающих их пород, наличия и характера расположенных в борту поверхностей ослабления (плоскостей напластований, тектонических нарушений и т. п.), глубины карьера и формы борта в плане. Вогнутый борт более устойчив, чем плоский или выпуклый. Как правило, угол откоса, определенный на основе теоретических расчетов или по нормативам, является ориентировочным. Его уточняют в процессе производства горных работ.

Угол откоса рабочего борта карьера не превышает 20 градусов и зависит от высоты уступа и ширины рабочей площадки:

$$\varphi = \operatorname{arctg} \left(\frac{h}{\Pi + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha} \right), \quad (2.1)$$

где φ – угол откоса рабочего борта карьера, град; h – высота уступа, м; α – угол откоса уступа, град; Π – ширина рабочей площадки, м.

За счет увеличения угла откоса рабочего борта можно регулировать годовые объемы вскрыши.

2.5. Этапы и периоды открытой разработки

По технологическому назначению и организационно-экономическим признакам выделяют несколько этапов и периодов разработки месторождения.

На первом этапе ведут подготовку поверхности карьерного поля: вырубает лес и кустарники, осушают болота и озера, отводят реки и ручьи, протекающие вблизи карьерного поля или пересекающие его, сносят здания, сооружения и т. п.; производят осушение месторождения, то есть удаляют воду, поступающую из водоносных горизонтов или в результате выпадения атмосферных осадков. За пределами карьера проводят нагорную канаву, которая служит для перехвата и удаления вод поверхностного стока.

На втором этапе осуществляют вскрытие месторождения – проведение систем горных выработок, обеспечивающих транспортную связь горизонтов карьера с поверхностью.

На третьем этапе проводят вскрышные работы – удаляют пустые породы, создавая условия для доступа к полезному ископаемому.

На четвертом этапе ведут добычные работы – планомерное извлечение полезного ископаемого.

В течение пятого этапа восстанавливают (рекультивируют) нарушенную горными работами территорию.

Перечисленные работы вначале выполняют последовательно, а затем продолжают параллельно, с некоторым опережением. Например, проходка вскрывающих выработок опережает вскрышные работы, а те, в свою очередь, добычные.

По организационно-экономическим признакам выделяют: строительный период; период освоения проектной мощности; период работы карьера с полной производственной мощностью (период нормальной эксплуатации карьера); период погашения горных работ, или период доработки.

В течение строительного периода осуществляют подготовку поверхности, ведут осушение месторождения, прокладывают необходимые коммуникации, производят строительные и монтажные работы на всех объектах. Проходят также комплекс горных выработок и удаляют из карьера определенные объемы горной массы с целью создания начального фронта добычных и вскрышных работ, обеспечивающего планомерную и безопасную отработку месторождения. Объемы всех горных работ этого периода относят к горнокапитальным и финансируют за счет инвестиций. От них зависят сроки и затраты на строительство карьера.

После завершения работ строительного периода карьер сдают в эксплуатацию, и он начинает функционировать как хозрасчетное предприятие.

В последующий период увеличивают протяженность фронта работ, вводят в эксплуатацию дальнейшие очереди карьера, постепенно наращивая его производственную мощность до проектного уровня. На этом этапе продолжается вложение инвестиций, но ежегодный объем их постепенно снижается.

Основные задачи наиболее длительного периода нормальной эксплуатации карьера: поддержание, а при необходимости и расширение фронта горных работ с целью удовлетворения возрастающей потребности в сырье. Зачастую производят реконструкцию карьерного хозяйства с заменой

горнотранспортного оборудования, изменением производственной мощности. Техническое перевооружение предприятия и работы по реконструкции ведутся по специальным проектам, финансирование их осуществляется за счет инвестиций.

В период доработки карьера происходит постепенное уменьшение протяженности фронта работ карьера – «затухание» (погашение) горных работ. Этот период завершается переходом на подземный способ разработки. В случае же полной отработки балансовых запасов происходит ликвидация горнодобывающего предприятия.

Учитывая особенности закона, описываемого длинными волнами (ДВ), экономической конъюнктуры (см. параграф 1.3) А.Г. Шапарь рекомендует планировать разработку месторождения таким образом, чтобы период освоения проектной мощности совпал с началом подъема ДВ. В этом случае будет обеспечена максимальная эффективность использования вложенных инвестиций. Тогда период работы карьера с полной проектной производительностью придется на период фазы роста. Если срок службы горного предприятия превышает продолжительность ДВ, то на спаде экологической конъюнктуры необходимо предусмотреть частичную консервацию мощностей.

2.6. Понятие о коэффициентах вскрыши

Соотношение объемов вскрыши и полезного ископаемого характеризуют специальным показателем – коэффициентом вскрыши. Под ним понимают объемное или весовое количество пустых пород, приходящееся на единицу объема или массы полезного ископаемого.

Коэффициент вскрыши показывает, сколько единиц вскрыши необходимо удалить из карьера, чтобы добыть 1 м³ или 1 т полезного ископаемого. Его размерности: весового – т/т; объемного – м³/м³; смешанного – м³/т.

Для перевода коэффициента вскрыши из одной размерности в другую необходимо вскрышу и полезное ископаемое выразить в соответствующих единицах массы или объема.

Например, при разработке месторождения с плотностью пород $\gamma_v = 2,5$ т/м³ и полезного ископаемого $\gamma_r = 3,0$ т/м³ требуется перевести объемный коэффициент вскрыши 7,5 м³/м³ в смешанный и весовой.

В первом случае его исходную величину делят на γ_r , т. е. $K_v = 7,5/3,0 = 2,5$ м³/т, во втором – умножают на отношение γ_v/γ_r , т. е. $K_v = (7,5 \times 2,5/3,0) = 6,25$ т/т.

Различают несколько видов коэффициентов вскрыши (рис. 2.5).

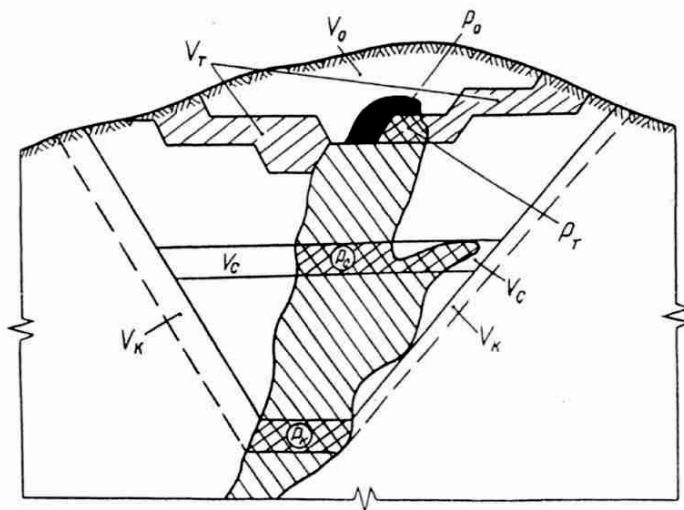


Рис. 2.5. Схема к установлению коэффициента вскрыши

Первоначальный K_0 (м³/м³) – отношение первоначального объема вскрыши, вынимаемого из карьера за период строительства V_0 (м³), к общему объему извлекаемого полезного ископаемого P (м³):

$$K_0 = V_0 / P. \quad (2.10)$$

Средний $K_{ср}$ (м³/м³) – отношение общего объема породы в контурах карьера V (м³) к запасам полезного ископаемого P (м³) в этих же контурах:

$$K_{ср} = V / P. \quad (2.11)$$

Среднеэксплуатационный $K_{ср.э}$ ($\text{м}^3/\text{м}^3$) – отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за период эксплуатации карьера:

$$K_{ср.э} = (V - V_0) / (P - P_0), \quad (2.12)$$

здесь P_0 – объем полезного ископаемого, добываемого в строительный период, м^3 .

Слоевой K_c ($\text{м}^3/\text{м}^3$) – отношение объема вскрыши в пределах слоя V_c (м^3) к запасам полезного ископаемого в этом же слое P_c (м^3):

$$K_c = V_c / P_c. \quad (2.13)$$

Контурный K_k ($\text{м}^3/\text{м}^3$) – отношение объема пород V_k (м^3) к объему полезного ископаемого P_k (м^3), извлекаемым при изменении конечных контуров карьера:

$$K_k = V_k / P_k. \quad (2.14)$$

Эксплуатационный (текущий) K_t ($\text{м}^3/\text{м}^3$) – отношение объема породы V_t (м^3), перемещаемой в отвалы за определенный промежуток времени (месяц, квартал, год, несколько лет), к добываемому за этот же период объему полезного ископаемого P_t (м^3):

$$K_t = V_t / P_t. \quad (2.15)$$

Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр}$ ($\text{м}^3/\text{м}^3$) определяет максимально допустимое соотношение объемов пустой породы и полезного ископаемого, при котором открытая разработка месторождения экономически целесообразна. Его используют для установления предельных контуров (границ) карьера.

Себестоимость полезного ископаемого при открытом способе разработки можно определить по формуле:

$$C_p = C_d + K_v \cdot C_v, \quad (2.16)$$

где C_p – себестоимость 1 м^3 полезного ископаемого, руб.; C_d – затраты на добычу 1 м^3 полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышу), руб.; C_v – затраты на выемку 1 м^3 вскрыши, руб.; K_v – коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Разработка месторождения открытым способом рентабельна, когда себестоимость полезного ископаемого не превышает какой-то допустимой величины C_d (руб./ м^3).

В качестве допустимой себестоимости чаще всего принимают оптовую цену 1 м^3 полезного ископаемого или себестоимость его добычи подземным способом. Граничное условие $C_p = C_i$, тогда

$$K_v = K_{гр} = (C_i - C_d) / C_v. \quad (2.17)$$

2.7. Параметры карьера. Общие сведения об оконтуривании карьеров

К главным параметрам карьера относят: конечную глубину, размеры по дну и на поверхности, углы откоса бортов, общий объем горной массы и запасы полезного ископаемого в его контурах. Процесс установления границ карьера на плане и геологических сечениях называют оконтуриванием карьеров. Методы определения конечных контуров карьеров детально разработаны в трудах акад. В. В. Ржевского, профессоров А.И. Арсентьева, П. И. Городецкого, А. С. Фиделева, П. Э. Зуркова и др.

Наиболее универсальным является метод технико-экономического сравнения вариантов (метод вариантов). В этом случае задают несколько значений глубины карьера, под углом погашения бортов отстраивают контуры карьера, подсчитывают запасы полезного ископаемого в контуре. Выбирают технологическую схему и схему вскрытия. Определяют высоту уступов, ширину рабочих площадок, длину блоков. Рассчитывают объемы горнокапитальных работ и размеры инвестиций. Производят необходимые экономические расчеты, устанавливая себестоимость полезного ископаемого и вскрыши, а также другие технико-экономические показатели.

Используя динамические критерии оценки (п. 2.5.), выбирают наиболее предпочтительный вариант.

В проектной практике, для упрощения расчетов, зачастую границы карьера устанавливают, сопоставляя граничный коэффициент вскрыши со средним, текущим или контурным коэффициентами вскрыши. Наиболее универсальным является при этом метод вариантов. Рассмотрим в качестве примера общий порядок установления конечных контуров карьеров с использованием принципа $K_{ср} \leq K_{гр}$.

При разработке горизонтальных и пологих залежей оконтуривание карьера сводят к определению его размеров в плане по дну и на поверхности, так как глубина его соответствует разнице абсолютных отметок поверхности и почвы пласта полезного ископаемого. Определение границ карьера лучше всего производить на поперечных геологических разрезах. При этом отстраивают несколько положений бортов под углами их погашения (рис. 2.6, а).

Длину карьера по дну принимают равной длине залежи по простиранию, ширину b_d (м) для каждого варианта измеряют на разрезе.

Рассчитывают запасы полезного ископаемого и объем горной массы в каждом контуре (m^3):

$$P_i = h_i \cdot L_p \cdot b_{di}; \quad (2.18)$$

$$V_{gi} = b_{di} \cdot L_p \cdot (H_i + h_i) + (L_p + b_{di}) \cdot (H_i + h_i)^2 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{cp} + 1,05 \cdot (H_i + h_i)^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{cp}, \quad (2.19)$$

где P_i – запасы полезного ископаемого в i -м контуре карьера, m^3 ; h_i – средняя вертикальная мощность пласта полезного ископаемого в i -м контуре карьера, м.; L_p – длина рудного тела по простиранию, м.; b_{di} – ширина карьера по дну в i -м контуре карьера, м.; V_{gi} – объем горной массы в i -м контуре карьера, m^3 ; H_i – средняя мощность вскрыши в i -м контуре, м; γ_{cp} – средний угол откоса бортов карьера, град.

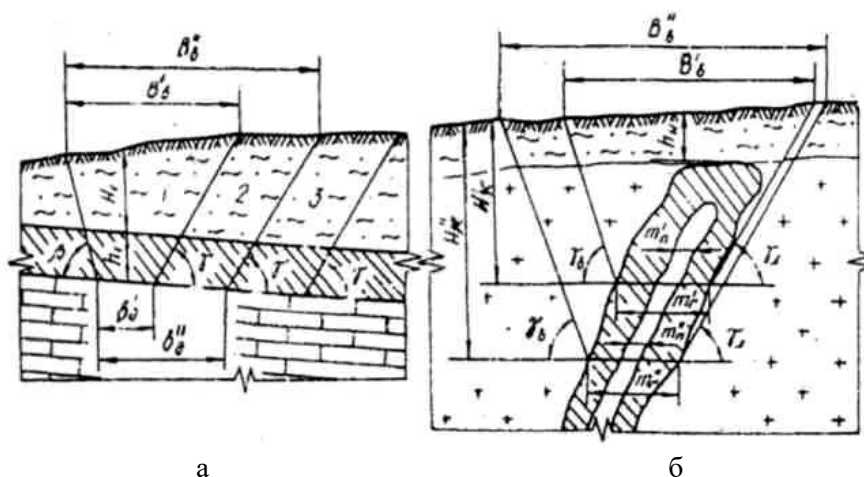


Рис. 2.6. Схемы к установлению границ карьера: а – при разработке горизонтальных и пологих залежей; б – при разработке наклонных и крутопадающих залежей

Вычисляют средний коэффициент вскрыши и сравнивают с граничным:

$$K_{cp} = (V_{gi} - P_i) / P_i \leq K_{гр}. \quad (2.20)$$

Оптимальным будет контур карьера, для которого $K_{cp} \approx K_{гр}$.

При отработке наклонных и крутопадающих месторождений можно использовать этот же принцип, задавая различную глубину открытых разработок (рис. 2.6, б). Ширина карьера по дну в этих условиях, как правило, равна горизонтальной мощности залежи, а длина – ее длине по простиранию. Минимальные размеры дна карьера (важные для залежей весьма малой мощности) определяют по условиям безопасной выемки и погрузки горной массы (ширина должна быть не менее 20 м, длина – не менее 50–100 м). Для каждого варианта глубины карьера отстраивают конечные положения бортов со стороны висячего и лежащего боков под углами, обеспечивающими их устойчивость

СЕМИНАР 2

Общие сведения о технологии открытых горных работ

План:

1. Особенности открытых горных работ;
2. Место и роль открытых горных работ в горнодобывающих отраслях промышленности;
3. Объекты и условия открытых горных работ;
4. Этапы и периоды открытой разработки;
5. Понятие о коэффициентах вскрыши;
6. Параметры карьера. Общие сведения об оконтуривании карьеров.

Термины и понятия: открытый способ добычи полезных ископаемых, карьер, разрез, залежи, уступ, нижняя поверхность карьера, коэффициент вскрыши, объем вскрышных пород и полезного ископаемого в границах подсчета запасов, объем вскрышных пород и полезного ископаемого в

конечных контурах карьера, строительный и эксплуатационный периоды работы карьера, средний геологический и промышленный коэффициент вскрыши.

Задача. Определить текущую глубину карьера Н_т аналитическим методом для месторождения правильной формы (по В.В. Ржевскому).

Дано: транспорт железнодорожный; $M_x = 40$ м — мощность залежи; $m_x = 4$ м мощность породного прослойка; $C_n = 800$ руб — плановая себестоимость 1 м^3 полезного ископаемого открытым способом; $C_0 = 200$ руб себестоимость собственно добычи 1 м^3 полезного ископаемого; $C_v = 55$ руб — себестоимость 1 м^3 вскрышной породы; залежь крутопадающая; $h_n = 20$ м — мощность наносов.

Решение

Глубина карьера зависит от большого количества факторов, основными из которых являются: мощность и условия залегания полезного ископаемого; рельеф поверхности; способ вскрытия; направление развития горных работ; экономические показатели открытых и подземных способов добычи. Учесть все эти факты в одной аналитической зависимости невозможно. Поэтому аналитическую зависимость могут использовать только для отдельных частных случаев применительно к наиболее простым условиям (рис. 1).

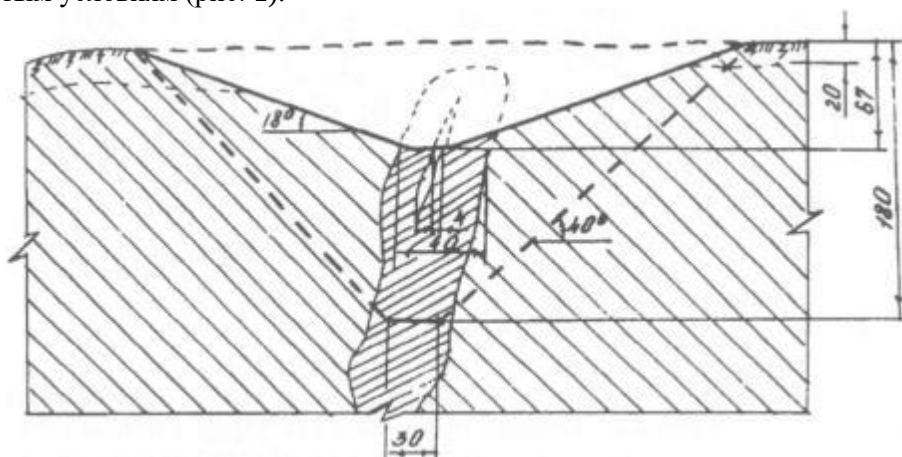


Рис. 1. Схема определения текущей Н_т и конечной Н_к глубины карьера аналитическим методом

Наиболее полное экономическое обоснование глубины карьера дает геометрический анализ карьерного поля.

Условие экономичности открытых горных работ:

$$K_t \leq K_{г.р} = \frac{C_n - C_0}{C_v} = \frac{800 - 200}{55} = 10,9; \approx 11 \text{ м}^3 / \text{м}^3$$

где K_t , $K_{г.р}$ — соответственно текущий и граничный коэффициенты вскрыши, $\text{м}^3 / \text{м}^3$.

Если поверхность ровная, то имеем:

$$K_{тх} = \frac{H^x_m (ctg \gamma^x_{с} + ctg \gamma^x_{л}) + m_x}{M_x - m_x}, \text{ м}^3 / \text{м}^3$$

где H^x_t — текущая глубина карьера на горизонте x ; M_x и m_x — соответственно горизонтальная мощность залежи и прослойка породы на горизонте x ; $\gamma^x_{св}$ и $\gamma^x_{сл}$ — соответственно угол откоса рабочего борта карьера при его глубине до горизонта $jс$ со стороны висячего и лежащего бока залежи; 18° — значение углов $\gamma^x_{св}$ и $\gamma^x_{сл}$ (эти значения могут меняться в пределах $14-20^\circ$).

Подставляя значение K_t и решая уравнение относительно $H_{тх}$, имеем:

$$H_t = \frac{(C_n - C_0) * (M_x - m_x) - C_v m_x}{C_v (ctg \gamma^x_{л} + ctg \gamma^x_{с})} = \frac{(800 - 200) * (40 - 4) - 55 * 4}{55(ctg 18^\circ + ctg 18^\circ)} = 67 \text{ м.}$$

Тест к разделу 2

- 1. Что является одним из главных параметров карьера?**
 - А. Количество разрабатываемых уступов.
 - В. Длина фронта работ.
 - С. Конечная глубина карьера.
 - Д. Режим горных работ.
 - Е. Производственная мощность карьера.
- 2. Какой из элементов не относится к параметрам уступа?**
 - А. Высота уступа.
 - В. Угол откоса уступа.
 - С. Ширина заходки.
 - Д. Ширина рабочей площадки.
 - Е. Высота забоя.
- 3. Что не влияет на угол устойчивости пород рабочего уступа?**
 - А. Свойства пород слагающих уступ.
 - В. Обводненность пород.
 - С. Высота уступа.
 - Д. Время отработки уступа.
 - Е. Система разработки.
- 4. Абсолютные высотные отметки горизонтов отсчитываются от?**
 - А. Кровли пласта П.И..
 - В. Почвы пласта П.И..
 - С. Среднего уровня поверхности.
 - Д. Уровня Балтийского моря.
 - Е. Отметок дна карьера.
- 5. Конечными контурами карьера называют?**
 - А. Борта карьера.
 - В. Линии соединения дна карьера с его поверхностью.
 - С. Контуры карьера на момент окончания горных работ.
 - Д. Рабочий и нерабочий борта карьера.
 - Е. Боковые границы рабочей зоны.
- 6. Что называется рабочей зоной карьера?**
 - А. Добычной забой.
 - В. Вскрышной забой.
 - С. Фронт отвальных работ.
 - Д. Подготовленные запасы П.И..
 - Е. Совокупность разрабатываемых уступов.
- 7. Что называется фронтом работ уступа?**
 - А. Часть заходки готовая к выемке.
 - В. Часть нерабочего уступа.
 - С. Высота забоя.
 - Д. Взорванный блок.
 - Е. Блок, на котором производятся буровые работы.
- 8. Чем определяется протяженность фронта работ карьера?**
 - А. Количеством выемочной техники.
 - В. Способом отвалообразования.
 - С. Производственной мощностью карьера.
 - Д. Схемой вскрытия карьера.

Е. Системой разработки.

9. В каких случаях применяют «узкие» по ширине заходки?

- А. При изменении направления фронта работ.
- В. При необходимости ускоренной отработки блоков.
- С. При неполной комплектации комплексов оборудования.
- Д. При несоответствии типов транспортных и выемочных машин.
- Е. Для резкого увеличения производительности комплексов.

10. Что оказывает влияние на интенсивность отработки месторождения и качество добываемого полезного ископаемого?

- А. Способ транспортирования горной массы.
- В. Способ подготовки пород к выемке.
- С. Ширина транспортных коммуникаций.
- Д. Способ установки выемочной техники на горизонте.
- Е. Высота уступа.

11. При каком расположении фронта работ уступа существуют резервы увеличения интенсивности разработки?

- А. Фронт работ расположен вдоль длинной оси карьерного поля.
- В. Фронт работ расположен концентрически.
- С. Фронт работ расположен вдоль короткой оси карьерного поля.
- Д. Фронт работ расположен по эллипсу.
- Е. Комбинированное расположение фронта.

12. Запасы, которые могут быть отработаны независимо от подвигания смежного уступа называются?

- А. Готовыми к выемке.
- В. Подготовленными к выемке.
- С. Вскрытыми.
- Д. Зачищенными от остатков покрывающих пород.
- Е. Взорванными.

13. Рабочие зоны при разработке каких залежей называются углубочными?

- А. Горизонтальных и пологих.
- В. Наклонных и крутопадающих.
- С. Всех залежей.
- Д. Штоков.
- Е. Россыпных месторождений.

14. В каких заходках, при любом типе забоев положение оси перемещения выемочных машин в плане характеризуется переменным положением?

- А. Узкие заходки.
- В. Широкие заходки.
- С. Продольные.
- Д. Поперечные.
- Е. Диагональные.

15. Зона в которой выполняются основные технологические процессы называется?

- А. Рабочая.
- В. Технологическая.
- С. Горно-транспортная.
- Д. Выемочно-погрузочная.
- Е. Подготовительная.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

1. Перечислите особенности открытых горных работ.
2. Сформулируйте достоинства и недостатки открытого способа разработки.
3. Дайте классификацию месторождений полезных ископаемых, разрабатываемых открытым способом, по форме, рельефу поверхности, строению, мощности, углу падения.
4. Охарактеризуйте особенности работы карьеров в районах с суровыми климатическими условиями.
5. Поясните, что называют уступом. Опишите элементы уступа.
6. Дайте характеристику элементов и параметров карьера: глубины, размеров по дну и верхнему контуру, углов откоса бортов.
7. Поясните, что понимают под капитальными вложениями и эксплуатационными затратами.
8. Приведите структуру себестоимости продукции по элементам затрат.
9. Расшифруйте понятия: стоимость продукции, прибыль, уровень рентабельности, приведенные затраты.
10. Укажите этапы и периоды открытой разработки по техническому назначению и организационно-экономическим признакам.
11. Охарактеризуйте коэффициенты вскрыши.
12. Сформулируйте особенности оконтуривания карьеров при разработке горизонтальных (пологих) и наклонных (крутопадающих) залежей.
13. Перечислите основные и вспомогательные технологические процессы.

Литература:

Основная литература:

1. Городниченко, В.И. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2008. – 464 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
2. Егоров, П.В. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / П.В. Егоров, Е.А. Бобер. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2006. – 408 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
3. Колесников, В. Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учеб. пособие / В. Ф. Колесников; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 139 с.
4. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород [Электронный ресурс]: учебник для вузов / 3-е изд., стереотип. – М.: Горная книга, 2009. – 623 с. Гриф (Минобр.). – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Дополнительная литература:

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Серия 3. Вып. 14. – М.: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.
4. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений [Электронный ресурс]: Учебник для вузов. – М.: Издательство: Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – 922 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>
5. Открытые горные работы при строительстве [Электронный ресурс]: учебное пособие. – М.: Издательство "Горная книга", 2014. – 384 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
6. Исмаилов, Т. Т. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник для вузов / Голик В. И., Исмаилов Т. Т., Дольников Е. Б. – М.: Московский государственный горный университет 2008. – 334 с. – Режим доступа: www.knigafund.ru

РАЗДЕЛ 3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

3.1. Способы подготовки горных пород к выемке

Процесс подготовки пород к выемке является начальным в единой технологической цепи на карьерах. От него зависят производительность комплекса оборудования и технико-экономические показатели разработки месторождения. Он включает широкий перечень работ, направленных на изменение естественного состояния горных пород с целью создания благоприятных условий для успешного протекания последующих производственных процессов (выемка и погрузка, транспортирование, отвалообразование), обеспечения безопасности производства и выдачи сырья определенного качества.

Подготовка горных пород к выемке включает: осушение горных пород, вовлекаемых в разработку; предохранение их от промерзания; повышение устойчивости откосов уступов; разупрочнение, изменение агрегатного состояния породного массива (оттайка мерзлых пород); его разрушение (рыхление) и другие виды воздействия.

Разработку мягких, сыпучих и выветрелых пород в их обычном состоянии ведут всеми видами погрузочного оборудования без предварительной подготовки к выемке.

Для выемки из массива плотных и наименее прочных полускальных пород используют машины с повышенными усилиями копания. Однако чаще всего необходимо механическое рыхление такого грунта тракторными агрегатами или взрывное разрушение его.

Скальные и полускальные породы нуждаются в предварительном разрушении, как правило, с использованием энергии взрыва.

При отрицательных температурах мягкие, сыпучие и рыхлые породы переходят в мерзлое (криогенное) состояние с резким увеличением прочностных характеристик. Поэтому их невозможно или нерационально разрабатывать без предварительной подготовки к выемке, включающей комплекс мер по защите от промерзания, оттаиванию, гидравлическому разупрочнению, взрывному или механическому разрушению.

Для предохранения массива от промерзания площадки и откосы уступов утепляют теплоизоляционными материалами: мхом, опилками, шлаком, минеральной ватой и др. С этой же целью применяют пенопласты, пенолед и замороженную водовоздушную пену, наносимые пеногенераторными установками, проводят вспашку и рыхление поверхностного слоя на глубину до 0,3–0,4 м, боронование – на глубину до 0,2 м, иногда глубокое (1,0–1,8 м и более) рыхление экскаваторами, что уменьшает в 2–3 раза промерзание пород.

Производят снегозадержание с периодическим дождеванием поверхности снега, улучшающим его теплоизоляционные свойства. Россыпные месторождения защищают от промерзания затоплением водой.

В районах с длительным периодом низких отрицательных температур ведут оттайку мерзлых пород паром, водой через забивные паро- и гидроиглы. Используют также поверхностный или глубинный электрообогрев. Поверхностный обогрев токами высокой частоты осуществляют через полосовые электроды в виде сеток из тонкой медной проволоки, укладываемые на откосы уступа. При глубинном электрообогреве переменным током промышленной частоты напряжением 12–380 В электроды размещают в полостях, пробуренных на глубину промерзания породы по квадратной или шахматной сетке на расстоянии 0,5–0,7 м один от другого. В результате нагрева такой породы и передачи тепла вышележащим слоям происходит их постепенное оттаивание снизу вверх. Расход электроэнергии при этом составляет до 70 МДж/м³. Использование усовершенствованных электроигл с напряжением 1–2 В и током 2 А снижает расход электроэнергии до 30 МДж/м³ [1].

В ряде случаев эффективен поверхностный пожар – сжигание слоя угля толщиной 0,2–0,35 м на поверхности слоя мерзлых пород. Расход топлива на 1 м³ породы составляет: дров – 0,11–0,17 м³, угля – 30–60 кг, торфа – 120–140 кг. [1, 2].

Обводненность забоев и большая влажность пород усложняют функционирование выемочно-погрузочного и транспортного оборудования вследствие налипания, намерзания горной массы к транспортным сосудам и рабочим органам машин, снижения несущей способности грунта, проведения специальных мероприятий по защите токоприемников и электрооборудования от попадания влаги. Помимо предварительного осушения карьерного поля и защиты его от вод поверхностного стока (см. п. 2.6) может возникнуть необходимость в создании локальных систем осушения, например в дренировании горизонтальными скважинами, пробуренными в основании уступа. Возможно также использование электроосмоса – движения воды в грунтах под влиянием постоянного электрического тока, вызывающего осушение грунта в зоне положительного электрода и скопление воды у

отрицательного. Для экранирования водотоков создают барражные завесы при помощи шпунтового ограждения, вливания в траншеи, щели или нагнетания через скважины цементных растворов и твердеющих составов.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых очень важно обеспечить устойчивость уступов и не допускать их деформаций в течение всего срока существования карьера. Основой специальной технологии управления состоянием массива является искусственное укрепление неустойчивых участков и упрочнение горных пород (табл. 3.1).

Искусственное укрепление во многих случаях предпочтительнее разноса бортов и дает значительный экономический эффект. Использование специальной технологии заоткоски уступов при погашении бортов карьеров экономически оправдано, начиная с глубины 10–20 м, т. е. практически со второго уступа от поверхности [3].

Таблица 3.1. Способы искусственного укрепления откосов (по В. В. Ржевскому)

Группы способов	Средства укрепления	Условия применения
Механическое укрепление	Железобетонные сваи	Массивы со слабо развитой трещиноватостью, подсеченные поверхностями ослабления, с падением в сторону выработанного пространства под углами 20°-50°
	Анкеры, шпоны и гибкие тросовые тяжи	Крупноблочные маловыветрелые массивы, сланцевые, слоистые твердые породы с падением в сторону выемки под углами 40°-60°
	Подпорные и защитные стенки, контрфорсы	Слаботрещиноватые, легко выветривающиеся полускальные породы
	Железобетонные и подпорные стенки и контрфорсы	Нарушенные массивы сложной структуры с пересслаиванием пород
Упрочнение пород	Цементация, нагнетание укрепляющих растворов из полимерных материалов, смолизация	Трещиноватые скальные породы, склонные к интенсивному выветриванию или выщелачиванию
Изолирующие защитные покрытия	Набрызг бетона по металлической сетке, смолизация, битумизация	Сильнотрещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию или выщелачиванию
Комбинированное укрепление пород	Сочетание механического укрепления с упрочнением или изоляцией пород	Сложные инженерно-геологические условия

Подготовку пород к выемке ведут следующими способами: механическими (исполнительными органами 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 свойства пород, мощность предприятия, требования к качеству добываемого сырья, а также климатические условия.

Гидравлические способы основаны на использовании энергии высоконапорных водяных струй (импульсных водометов), напорного или безнапорного водонасыщения.

Область применения физических и химических способов подготовки горных пород к выемке ограничена, чаще всего из-за отсутствия мобильных, экономичных установок, наличия жестких требований к свойствам разрушаемых пород (электропроводность, термобуримость и т. п.), большого расхода энергии, топлива, химических реагентов и вредного воздействия последних на окружающую среду. Эти способы нашли применение при вторичном дроблении некондиционных по размерам кусков породы (см. п. 3.13).

Наиболее универсально и эффективно взрывное разрушение – основной способ подготовки к выемке на месторождениях с полускальными и скальными породами. Если применение взрывчатых веществ нежелательно (при отделении блоков облицовочного камня) или недостаточно экономично, успешно используют механические способы подготовки пород к выемке.

3.2. Механические способы подготовки горных пород к выемке

Большинство современных выемочно-погрузочных машин не развивают усилий, достаточных для отделения от массива плотных, мерзлых, скальных и полускальных пород. Поэтому одно из направлений научно-технического прогресса в горной промышленности СССР было связано с созданием активных рабочих органов экскаваторов. Исследования в этом направлении успешно вел и продолжает вести Институт горного дела СО РАН.

Отличительная особенность такого рабочего оборудования – ковш, в передней стенке которого смонтированы пневмо- и гидро- молоты, приводящие в действие ударные зубья. При работе на лезвии ударного зуба развивается усилие до 3500–4000 кН., что позволяет успешно разрабатывать породы с пределом прочности на одноосное сжатие до 60–80 МПа без предварительного разупрочнения.

Достоинства экскаваторов с ковшами активного действия (по данным А.Р. Маттиса):

- обеспечение сравнительно низкой удельной энергоемкости процесса экскавации благодаря меньшей степени дробления породы, чем при использовании экскавационных органов статического действия;

- траектория движения ковша обеспечивает отдельную отработку контактных зон с минимальной величиной зоны перемешивания, что снижает величину качественных и количественных потерь при отработке залежей сложного строения;

- экскаватор эффективно работает при длине фронта 30–40 м.;

- внедрение таких экскаваторов не требует изменения высоты уступа, а ширина рабочих площадок уменьшается, так как отсутствует развал предварительно разрушенных (взорванных) пород;

- экскаваторы с ковшами активного действия сравнительно просты в эксплуатации, обслуживании и ремонт их не требует особой подготовки технического персонала и наличия специализированной ремонтной базы;

- данные машины создаются в основном из узлов и комплектующих изделий, изготавливаемых на отечественных заводах, вследствие чего их стоимость в 5–6 раз ниже стоимости машин, поставляемых из стран дальнего зарубежья.

Первые образцы экскаваторов ЭКГ-5В успешно работают на карьерах с плотностью пород 2,2–2,7 т/м³ и коэффициентом крепости 4–16 по шкале М.М. Протодяконова. Раньше на этих карьерах доля затрат на буровзрывные работы составляла до 66 %. Между тем производительность таких экскаваторов составляет 0,55–0,60 от номинальной у экскаваторов с ковшами статического действия. Основная причина: высокая доля энергетических затрат на обрушение и разрушение породы в забое (от 12 до 48 %).

Для карьеров, использующих на транспортировании полезного ископаемого и вскрыши автосамосвалы грузоподъемностью 80–120 т. требуется экскаватор с большей вместимостью ковша, поэтому ОАО «Уралмашзавод» сконструирован экскаватор ЭКГ-12В, который должен стать базовой моделью.

Ковшами активного действия наиболее успешно разрабатывают грунты, обладающие повышенной хрупкостью, слоистостью и трещиноватостью. Себестоимость вскрыши в этом случае в 1,5–2 раза ниже, чем при взрывных работах. Существенно сокращаются и технологические простои машин, вследствие совмещения во времени подготовки к выемке и выемочно-погрузочных работ.

Исключение комплекса буровзрывных работ из технологического процесса кроме повышения безопасности открытой разработки, позволяет в 3–5 раз уменьшить размеры санитарно-защитной зоны, пересмотреть границы действующих карьеров там, где насыщенность инженерными коммуникациями, близость населенных пунктов затрудняет или не позволяет использовать взрывные технологии. При этом кроме снижения экологической нагрузки на природную среду возможно снижение себестоимости добываемого минерального сырья на 18–20 %.

Для послойного разрушения мерзлоты и пород с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова до 8 нашли широкое применение навесные рыхлители тяжелого типа на тракторах мощностью более 184 кВт, оборудованных гидравлической системой изменения глубины рыхления. Рабочим органом рыхлителя является зуб, снабженный износостойким наконечником. Для рыхления полускальных и трещиноватых скальных пород используют однозубые рыхлители. При опускании рыхлителя в процессе движения трактора происходит заглубление зуба, а при последующем его перемещении – послойное рыхление (рис. 3.1). Величина заглубления зависит от физико-механических свойств пород и мощности базового тягача, достигая 1,2 м в легкорыхлимых породах с $f = 1–1,5$. Разрушение породы идет путем сжатия и сдвига – перед лобовой гранью зуба, отрыва и сдвига в

боковых расширениях прорези и среза – у боковых ребер зуба. Затупленная режущая кромка или изношенный наконечник производят смятие породы [4].

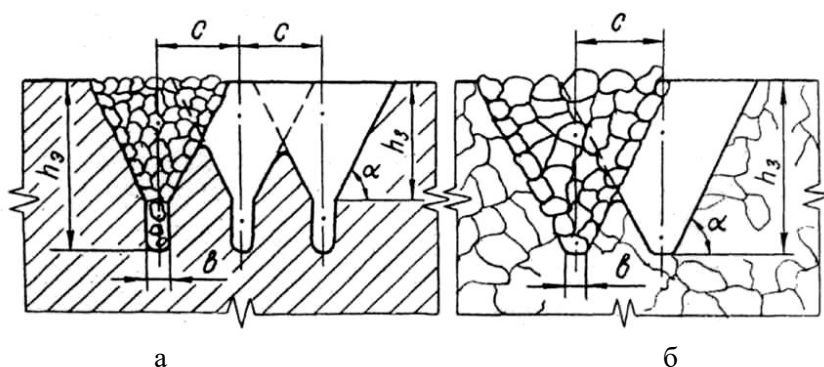


Рис. 3.1. Сечение борозд при параллельных проходах рыхлителя в монолитных (а) и трещиноватых (б) породах

При рыхлении монолитного массива в нижней части борозды образуется щель, ширина которой соответствует ширине наконечника, а глубина составляет 15–20 % от величины заглубления зуба (рис. 3.1, а). Угол наклона боковых стенок изменяется от 30° до 80°, возрастаая по мере повышения прочности пород. В трещиноватом массиве разрушение происходит по плоскостям ослабления его трещинами с интенсивным разрушением стенок по всей глубине борозды (рис. 3.1, б).

В настоящее время наиболее полные структурные ряды базовых моделей гусеничных бульдозеров – рыхлителей зарубежного производства созданы и производятся компаниями Komatsu, Caterpillar, Dressta, Liebherr.

Компании – лидеры Komatsu и Caterpillar выпускают бульдозеры – рыхлители, охватывающие диапазоны мощностей от 29-52 кВт до 634-784 кВт, равномерно распределенных по количеству моделей между легкой, средней и тяжелой категориями. Типоразмерные ряды компаний Dressta и Liebherr смещены в зону бульдозеров легкой и средней категории.

На российских горнодобывающих предприятиях находят применение в основном бульдозеры средней и тяжелой категории. Ведущим отечественным производителем карьерных бульдозеров – рыхлителей является ОАО «Промтрактор» (г. Челябинск), все модели которого прошли приемочные испытания на карьерах Урала, Сибири и Дальнего Востока. По техническим характеристикам и производительности они практически равноценны зарубежным аналогам. Однако, по данным В.Д. Ковригина, в реальных производственных условиях зарубежные бульдозеры превосходят отечественные аналоги по годовой наработке (мотор.-ч) и среднегодовой эксплуатационной производительности на 15 % и на 30–35 % соответственно. Это объясняется более высоким уровнем безотказности и коэффициентом технического использования.

Расстояние между двумя смежными проходами рыхлителя C выбирают из условия обеспечения требуемой кусковатости и глубины разрушения массива. Обычно $C = 1,1–1,6$ м. Так как глубина эффективного рыхления $h_3 = (0,5 \div 0,7) h^3$, в нижней части борозды остаются целики. Их разрушают за счет дополнительных перекрестных проходов, расстояние между которыми $C' = (1,2 \div 1,5) \cdot C$.

Производительность рыхлителей в плотных породах достигает 1000–1500 м³/ч при длине параллельных ходов 100–300 м.

В комплексе с рыхлителями работают бульдозеры, скреперы и одноковшовые погрузчики, осуществляющие выемку разрыхленной горной массы.

Механическое рыхление позволяет облегчить разработку маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов, повысить ее безопасность и эффективность (себестоимость рыхления в 2–5 раз меньше, чем при использовании энергии взрыва), обеспечить регулирование кусковатости горной массы, минимальное переизмельчение и перемешивание пород, снижение потерь и разубоживания. Рыхлители можно использовать на вспомогательных работах (проведение дренажных канав, корчевание пней и др.), для разрушения мерзлых пород. Их существенные недостатки – малая мощность разрыхленного слоя и большой расход жидкого топлива.

Для повышения глубины рыхления в 1,5–2,0 раза ведут активизацию рабочих органов путем приложения различного рода импульсных нагрузок. Наиболее перспективен вариант статико-ударного рыхлителя на базе трактора ДЭТ-250 с двумя гидropневмомолотами СП-71 (энергия удара 4–3 КДж),

устанавливаемыми за качающимся зубом. Он может обеспечить производительность до 600 м³/ч на сезонномёрзлых и до 400 м³/ч на вечномерзлых грунтах [4].

Подготовку к выемке на месторождениях облицовочного камня осуществляют различными механическими способами, обеспечивающими сохранность физико-механических свойств и декоративных качеств продукции, а также определенных размеров и формы камня. Область применения конкретного способа ограничена интенсивностью распределения трещин, прочностными свойствами пород (табл. 3.2). В ряде случаев возникает необходимость предварительного создания в породах цилиндрических полостей – шпуров, глубиной до 5 м и диаметром до 75 мм.

Буроклиновой способ чаще всего предусматривает размещение клиньев с углом заострения 10–12,5° и длиной 120–250 мм в шпурах, предварительно пробуренных по линии раскола (табл. 3.3).

Таблица 3.2. Способы отделения облицовочного камня от массива

Наименование способа и его разновидности	Условия применения
Буровой	Уникальные по размерам и ценности монолиты из труднораскалываемых пород группы гранита
Буроклиновой:	
размещение клиньев в трещинах	Гранитные породы с ясно выраженными горизонтальными трещинами отдельности
размещение клиньев в гнездах	Породы группы гранитов, обладающие хорошей способностью раскалываться по сравнительно ровным плоскостям, высота монолита не более 1,0 м
размещение клиньев (гидроклиньев) в шпурах	Любые породы, но в зависимости от их способности раскалываться изменяют глубину шпуров и расстояние между ними
размещение в шпурах невзрывчатых разрушающих средств типа НРС-1	То же, но предпочтительно в монолитных породах
Камнерезными машинами:	
с кольцевой фрезой	Мраморы с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} \leq 180$ МПа и небольшим коэффициентом интенсивности трещин
с тонким баром	Мраморы с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} \leq 90$ МПа. Монолитные породы с углом падения слоев не более 15°
с канатной пилой со свободным абразивом или оснащенной алмазными резцами	Мощные месторождения мрамора с гористым рельефом в любых климатических зонах. Различная интенсивность трещин. В зависимости от прочности пород и наличия твердых включений можно применять различные виды порошковых абразивных материалов (кварцевый лесок, карборунд, карбид кремния, их смеси)
с алмазными отрезными кругами	Любые монолитные породы. Отделение камня только в вертикальной плоскости при высоте блоков не более 1,40 м. Районы с мягким климатом и возможностью снабжения водой до 12 м ³ /ч на одну работающую машину
с ударно-врубовым органом (ченнелеры)	Твердые монолитные породы, карьеры небольшой мощности
с термоинструментом	Породы группы гранитов, поддающиеся термическому разрушению (содержание кварца не менее 15%), с малой интенсивностью трещин
Комбинированный:	
сочетание различных типов камнерезных машин с буроклиновым способом	Крутопадающие месторождения мрамора большой трещиноватости, в которых камнерезные машины выполняют один – два пропила вместо трех
сочетание камнерезных машин с алмазными отрезными кругами и ударно-врубовым органом с буроклиновым способом	Крутопадающие месторождения гранитных пород большой трещиноватости, в которых камнерезные машины выполняют один – два пропила вместо трех
сочетание машин с термоинструментом с буроклиновым способом	В условиях, не позволяющих полностью применять терморезание

Наибольший эффект обеспечивают сложные клинья со щечками, создающие хорошую направленность раскола (рис. 3.2, а).

Несмотря на простоту, мобильность и возможность получения блоков любых размеров из пород любой прочности, для этого способа характерны: использование ручного труда; низкая производительность (2–3 м³/ч по отколу); высокая себестоимость камня и трудоемкость работ.

Таблица 3.3. Параметры буроклиновых работ, мм

Наименование	Высота монолита, м	
	до 1	более 1
Глубина шпуров	70–90	равна высоте монолита
Расстояние между шпурами	150–200	150–200
Диаметр шпура:		
простые клинья	20–25	25–30
сложные клинья	до 32	26–32

Примечание. При отделении камня высотой более 1000 мм и раскалывании косослойного камня шпуры бурят насквозь.

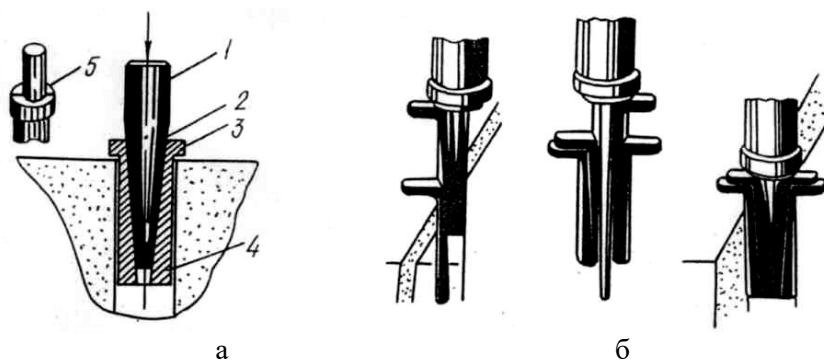


Рис. 3.2. Клин для раскалывания камня (а) и вспомогательные щечки для расширения трещин отрыва (б): 1 – цилиндрическая часть; 2 – коническая часть; 3 – закраины; 4 – щечки; 5 – лыски

Значительно облегчают условия труда рабочих гидроклиновые установки, используемые для отделения камня высотой не более 1,5 м. Сначала в намечаемой плоскости раскола пробуривают шпуры под гидроклинья, расстояние между которыми в 1,5–2 раза больше, чем при буроклиновом способе, и зависит от диаметра шпуров, прочности, трещиноватости пород и распорного усилия, создаваемого гидроклином. Глубина шпуров равна высоте отделяемого камня. Направленный откол обеспечивают за счет синхронной работы нескольких гидроклиньев. Так как развод щек гидроклина невелик, для расширения первоначальной трещины раскола в шпур вводят вспомогательные щечки (рис. 3.2, б). Эту операцию повторяют несколько раз, последовательно используя более толстые щечки.

При употреблении невзрывчатых разрушающих средств (НРС) также необходимо предварительно пробурить шпуры по линии раскола, ориентированной по слоистости. Глубина их составляет 0,9 от высоты или ширины отделяемого камня, а расстояние между шпурами зависит от его параметров, прочностных свойств и диаметра шпуров. Порошок НРС смешивают с 30–32 % воды (от массы НРС) и полученную смесь заливают во все шпуры. В результате взаимодействия НРС с водой происходит увеличение объема смеси, и развитие давления на стенки шпура до 30 МПа за 6–12 ч при температуре разрушаемой породы более 5°C. При этом в массиве возникает трещина откола, по которой бурят шпуры и размещают гидроклинья для отодвигания отделенного объема камня.

Расчетный удельный расход НРС (кг/ м³) для отделения двух граней камня можно найти [1] по формуле:

$$q_n = (L_{ш} + A) \cdot p / a_{ш} \cdot A \cdot H, \quad (3.1)$$

где A – ширина отделяемого камня, м; $L_{ш}$ – глубина шпура, м; p – вместимость шпура, кг/м; $a_{ш}$ – расстояние между шпурами, м; H – высота отделяемого камня, м.

При расколе по одной грани камня для расчета q_n из числителя формулы (3.1) исключают A . На основании промышленных экспериментов удельный расход НРС при отколе блоков гранита составил 5 кг/ м³, мрамора – 3,5 кг/ м³.

Для успешного применения НРС необходимо механизировать зарядку, особенно горизонтальных шпуров, и обеспечить круглогодичное использование вещества в любых климатических зонах.

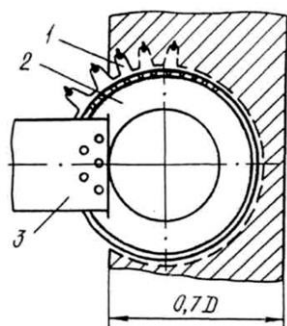


Рис. 3.3. Кольцевая фреза:

- 1 – зубья фрезы; 2 – неподвижный диск;
3 – корпус машины

Камнерезные машины с кольцевыми фрезами имеют оригинальный режущий орган, сконструированный А.М. Столяровым (рис. 3.3) [1].

Наиболее распространены машины СМР-028 и СМР-029 с фрезами диаметром 1380 мм. Максимальная глубина вруба составляет 0,7–0,75 от диаметра фрезы. Толщина вруба 36–40 мм.

Машина СМР-028 оборудована двумя фрезами и предназначена для резки мрамора с пределом прочности на одноосное сжатие до 180 МПа. Она может осуществлять горизонтальные и вертикальные пропилов. Размеры вырезаемых блоков имеют сечение 1,0×1,0 м², длина же может быть любой, от одного метра и более. Перемещение машин с уступа на уступ осуществляют по специальным салазкам или кранами большой грузоподъемности.

Машина СМР-029 оборудована одной фрезой, которую можно устанавливать для создания горизонтального и резе – вертикального пропилов. Опыт эксплуатации СМР-029 показал, что чаще всего ее используют для подрезки выветрелых пород в горизонтальной плоскости. Техническая производительность машин с кольцевыми фрезами зависит от прочности пород, изменяясь от 14 м²/см в породах с $\sigma_{сж}$ = 40–60 МПа до 9 м² в породах, у которых $\sigma_{сж}$ = 100–120 МПа.

В камнерезных машинах с тонким баром в качестве режущего органа используется цепь, армированная твердосплавными резцами. Она перемещается по направляющим бара, который может вращаться вокруг своей оси. Наибольшее распространение получили универсальные однobarовые машины (табл. 3.4).

Таблица 3.4. Основные технические данные баровых машин (по Ю. И. Сычеву)

Показатели	Модель машины, страна				
	КМХ-2 (Болгария)	ST-VH (Германия)	ST-320 (Германия)	HR-70VK (Франция)	SE-FAMA (Франция)
Глубина вруба, мм	2000	2000	3200	3300	1850
Ширина вруба, мм	40	40	40	40	28
Установленная мощность, кВт	42,2	25,2	39,2	30	ИД
Масса машины, т	4,9	2,6	4,5	–	0,75
Эксплуатационная производительность на белом мраморе, м ² /см	35	40	45	40	30

Они перемещаются вдоль забоя по рельсовому пути. Движение перпендикулярно забюю осуществляется за счет переукладки рельсового пути консольным краном. Вначале нарезают поперечные пропилов, а затем продольные. Подрезкой в горизонтальной плоскости отделяют камень от массива.

Преимущество баровых машин по сравнению с другими видами камнерезных машин – повышенный коэффициент использования длины рабочего инструмента (до 85%) при относительно небольшой его толщине. Им можно выполнять глубокие пропилов и тем самым добывать блоки больших размеров при невысоких потерях сырья.

Камнерезные машины с алмазными отрезными кругами оснащены алмазными дисками толщиной 9–13 мм и диаметром от 2,5 до 3,5 м. Мощность привода 75–100 кВт. Работоспособность диска примерно 5000 м² вруба. Расход воды 200 л/мин, поэтому машина должна быть подключена к водопроводу. Производительность её от 5 до 8 м²/ч. Глубина пропила от 1,0 до 1,4 м. Добыча блоков включает проходку вертикальных продольных и поперечных резов. В дальнейшем их отделяют от подошвы с помощью горизонтального резания или буроклиновой отбойкой.

Ударно-врубковые машины состоят из стальной рамы, установленной на самоходном шасси, по которой перемещается каретка, несущая пневматический бурильный молоток без поворотного устройства. Сплошную щель в твердых породах создают при непрерывном перемещении машины вдоль намечаемой плоскости отделения монолита от массива с погружением ударного инструмента при каждом проходе на заданную глубину. Глубина щели, создаваемой долотчатыми лезвиями, составляет от 1,5 до 3,6 (реже до 6) м, а ширина – 60 мм. При выполнении глубокого вруба комплект долот меняют несколько раз. Оконтурированный камень краном опрокидывают на подошву уступа, а затем разделяют на товарные блоки. Производительность ударно-врубковой машины составляет около $0,5 \text{ м}^2/\text{ч}$ в гранитах с низким содержанием кварца и до $1,0 \text{ м}^2/\text{ч}$ в цветных мраморах. К достоинству машин этого типа следует отнести незначительную зависимость их производительности от прочности камня, к недостаткам – высокую энергоемкость разрушения, возможное нарушение камня из-за большой энергии удара.

3.3. Параметры взрывных скважин

К эксплуатационным параметрам скважин относят: диаметр d_c , длину L_c и угол наклона β_c .

Диаметр скважины зависит от физико-механических свойств пород, диаметра бурового инструмента, требуемой степени дробления пород, масштаба и организации горных работ. Скважины малого диаметра применяют в трудно взрывающихся породах, большого – при использовании мощного погрузочного оборудования.

Для выбранного бурового станка:

$$d_c = K_{pc} \cdot d_d, \quad (3.2)$$

где d_c – диаметр долота (коронки), мм; $K_{pc}=1,05\text{--}1,2$ – коэффициент расширения скважин при бурении. Меньшее значение соответствует монолитным породам, большее – трещиноватым.

В зависимости от угла наклона к горизонтальной плоскости различают вертикальные ($\beta_c = 90^\circ$), горизонтальные ($\beta_c = 0^\circ$) и наклонные ($90^\circ > \beta_c > 0^\circ$) скважины (рис. 3.7).

На карьерах широко распространены вертикальные скважины (б, в). Горизонтальные скважины

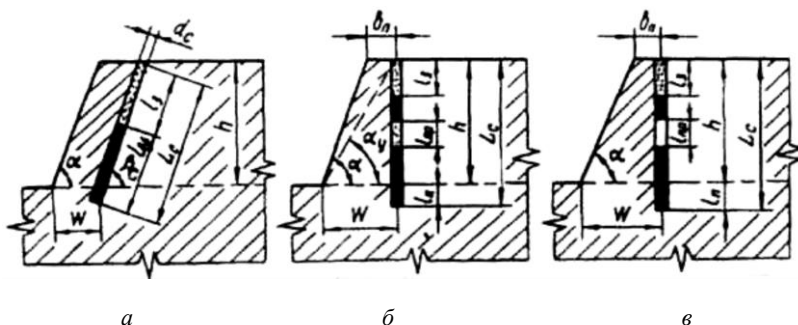


Рис. 3.7. Параметры сплошного (а) и рассредоточенных (б, в) скважинных зарядов

используют изредка и, как правило, в сочетании с вертикальными, для взрывания высоких уступов или их выполаживания (заоткоски) при подходе к предельному контуру. Наклонные скважины, пробуренные параллельно откосу уступа (а), обеспечивают отрыв пород по линии скважин, высокую степень дробления и хорошую проработку подошвы, так как сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа. Часть отечественных буровых станков обеспечивает

строго фиксированные углы наклона скважин – 90° , 75° , 60° .

Длина скважины L_c зависит от высоты уступа h (м), угла наклона скважины и величины перебура l_n (м) (рис.3.7, а):

$$L_c = h/\sin \beta_c + l_n \quad (3.3)$$

Перебур обеспечивает качественное разрушение пород в подошве уступа и должен составлять:

$$l_n = (10\div 15) \cdot d_c \quad \text{или} \quad l_n \approx 0,2 \cdot h, \quad (3.4)$$

Если ниже лежащий уступ представлен полезным ископаемым или пластичными породами, то надобность в перебуре отпадает.

3.4. Технология буровых работ

Бурение взрывных скважин на карьерах производят агрегатами различных типов.

Выделяют три группы буровых агрегатов: с механическим воздействием бурового инструмента на забой скважины, с физическими методами воздействия (термического, ультразвукового, плазменного, магнитострикционного, электроимпульсного, лазерного бурения и др.) и комбинированного воздействия (термомеханические, режущие – шарошечные и др.).

Наибольшее распространение в мире получили станки с механическим воздействием на забой скважины. ГОСТ 26698-85 рекомендует три типа таких буровых станков: СБР – вращательного бурения резцовыми коронками, 2 типоразмера с условным диаметром бурения 160 и 200 мм (приложение 15); СБШ – шарошечного бурения, 5-ти типоразмеров с условным диаметром бурения от 160 до 400 мм (приложение 16); СБУ – ударно-вращательного бурения с погружными пневмударниками, 3 типоразмера с условным диаметром скважин 100, 125, 160 мм (приложение 15). Все станки обеспечивают бурение скважин под углами наклона к вертикали 0° , 15° и 30° (90° , 75° , 60° к горизонтали).

Из агрегатов с физическими методами воздействия на забой скважины наиболее удачно сконструированы и промышленно освоены лишь станки термического бурения. В стадии промышленных экспериментов находятся буровые агрегаты ультразвукового, взрывного, гидравлического, плазменного и лазерного бурения.

Освоены также агрегаты комбинированного – термомеханического бурения СБТМ-20-20, станки шарошечного бурения с терморасширителем СБШ-250 МНР и режуще-шарошечные СБШК-200-50 и СБШК-400-60.

Продолжается выпуск ограниченных партий станков ударно-канатного бурения (СБК).

Область применения станков различных типов зависит от свойств массива объема буровых работ, вида применяемого выемочно-погрузочного оборудования (см. п. 8.7).

Большинство буровых станков скомпонованы по общей конструктивной схеме (рис.3.8): гусеничная ходовая тележка (1), платформа (2), на которой смонтированы все исполнительные системы станка (мачта, стойки, рабочий орган, электродвигатели, компрессоры).

компрессоры).

Перед бурением платформу станка устанавливают в горизонтальное положение с помощью домкратов (3). Перевод мачты в рабочее и транспортное положение осуществляется гидродомкратами. Электроэнергию подают к станкам от передвижных комплектных трансформаторных подстанций (КТП) с помощью гибкого кабеля.

Вращательное бурение (20–25 % объема буровых работ) применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 2–6$. Разрушение массива при бурении скважины происходит за счет смятия, раздавливания и скалывания породы под влиянием вращения резцов (коронки) и принудительной подачи их на забой. Передачу рабочему инструменту крутящего момента и усилия подачи, а также удаление буровой мелочи из забоя обеспечивают шнековые штанги с ребрами винтовой формы. Режим бурения характеризуют: усилие подачи, частота вращения и эффективность удаления продуктов разрушения. При увеличении крепости пород осевое давление должно возрастать, а частота вращения уменьшаться.

Шарошечное бурение (70 % объема буровых работ) осуществляют долотами, имеющими конусообразные шарошки с фрезерованными зубьями или штырями, армированными твердым сплавом. При выборе типа долота учитывают прочность пород [2]. Под действием осевого давления, передаваемого через буровой став, зубья шарошки внедряются в породу на определенную глубину. При вращении става нагруженные шарошки перекатываются по забою, а зубья ударяют по породе, скалывая ее. Удаление буровой мелочи из скважины производится сжатым воздухом или водовоздушной смесью, для чего на платформе станка установлены мощные винтовые компрессоры.

Для бурения пород с $f = 6–8$ используют шарошечные станки легкого типа (СБШ-160), в породах – с $f = 8–14$ – среднего типа (2СБШ-200-32, 3СБШ-200-60, СБШ-250МНА-32), а при коэффициенте крепости пород более 14 – станки тяжелого типа (СБШ-320-36, СБШ-400-55).

Режим бурения характеризуется определенным сочетанием усилия подачи на долото, частоты его вращения, расхода воздуха для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота. В

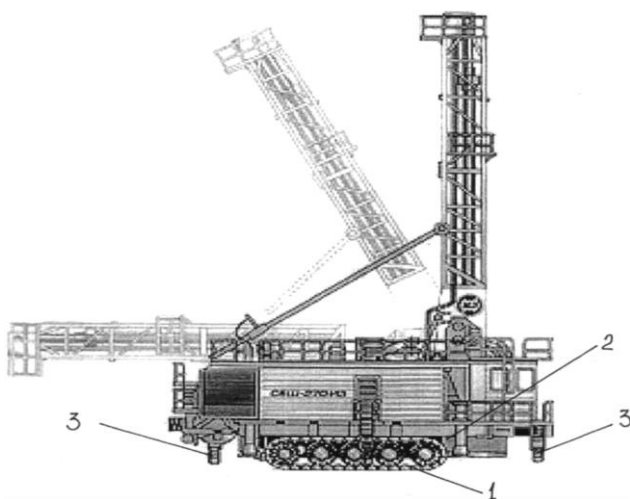


Рис. 3.8. Схема бурового станка:
1 – ходовая тележка; 2 – платформа;
3 – упорные домкраты

породах с меньшей крепостью, увеличивают частоту вращения и снижают осевое усилие. С ростом прочности пород поступают наоборот.

Станки шарошечного бурения отличаются высокой производительностью и экономичностью.

Ведущими мировыми фирмами, выпускающими станки шарошечного бурения, являются:

– «Ингерсол-Рэнд» (США) – 8 типоразмеров с диаметром бурения от 89 мм до 311 мм., осевым усилием – 113–598 кН, частотой вращения – 0–200 мин-1;

– «Бьюсайрус-Ири» (США) – станки с диаметром бурения 229–455 мм, осевым усилием 191–725 кН, частотой вращения – 0–145 мин-1;

– «Гарднер Денвер» и «Гарднер Денвер-Харнишфрегер» (США) – станки с диаметром бурения 171–559 мм, осевым усилием 227–680 кН;

– «Дрилтекс» (США), «Тамрок» (Финляндия) – станки с диаметром бурения 127–311 мм, осевым усилием 128–408 кН, частотой вращения – 0–154 мин-1.

Анализ эксплуатации станков шарошечного бурения показал, что в их конструкции преобладал, в основном так называемый «силовой подход» – значительные осевые усилия при ограниченной частоте вращения из-за вибраций бурового става вследствие трения о стенки скважин.

Увеличение частоты вращения до 300–360 мин-1 стало возможным при установке по ставу центраторов на подшипниках. При этом стойкость шарошечных долот при частоте вращения 360 мин-1 оказалось вдвое выше, чем при частоте 150 мин-1, а износ буровых штанг вообще не был отмечен.

В России выпущены опытные буровые агрегаты подобного типа (табл.3.5).

Таблица 3.5. Техническая характеристика высокочастотных станков шарошечного бурения

Наименование показателей	Модели станков		
	БТС-150м	СБШ -160	БТС-150К
Диаметр скважины, мм	150	160	160,190
Глубина бурения, м	32	32	32
Угол наклона скважин к вертикали, град.	0–30	0–30	0, 15, 30
Максимальные усилия подачи кН	120	150	180
Частота вращения бурового става, мин-1	130, 360	0–200	0–350
База	Трактор Т-170 М.01	Трактор Т-170 М.01	Тележка экскаватора ЭО-4225
Масса, т	21	25	35

Опытная эксплуатация указанных установок показала, что с увеличением частоты вращения, производительность буровых станков возрастает в 1,5–2,0 раза. Повышаются также ресурсные показатели бурового инструмента, основных приводов и станка в целом. В принципе скорость вращения может быть повышена до 450–500 мин-1, что позволит перейти на взрывную отбойку скважинными зарядами среднего диаметра (150–160 мм).

Ударно-вращательное бурение применяют в крепких и очень крепких, труднобуримых породах с $f > 10$. Станки этого типа легки, маневренны, просты в обслуживании, но производительность их в 2–3 раза ниже, а затраты на обустройство в 1,5–2,5 раза выше, чем у шарошечных станков. На их долю приходится 6–8 % общего объема буровых работ. Рабочим органом станка является погружной пневмоударник. С помощью клапанного устройства сжатый воздух, поступающий по буровым штангам, приводит в возвратно-поступательное движение поршень с бойком, наносящим удары по хвостовику буровой коронки (долота) с частотой 28–42 удара в секунду. Общая энергия удара серийно выпускаемых пневмоударников составляет 95–147 Дж, у перспективных – 74–410 Дж. Вращение бурового става осуществляет вращатель, расположенный на матце. Массив разрушается за счет внедрения лезвия долота (коронки) в забой после каждого удара и скалывания породы в результате его вращения.

Режим пневмоударного бурения характеризуют: энергия единичного удара, усилие подачи, частота вращения бурового става, число ударов поршня-ударника. Оказывают существенное влияние также давление сжатого воздуха и полнота удаления буровой мелочи из забоя.

Принцип работы станков ударно-канатного бурения состоит в том, что буровой снаряд массой 0,8–3,0 т, подвешенный на канате, ритмично поднимается и свободно падает на забой скважины, нанося удары. После каждого удара посредством канатного замка снаряд поворачивается на некоторый угол, обеспечивая разрушение породы по всей площади забоя. В скважину постепенно подливают воду, образующийся шлам периодически вычерпывают желонкой. Бурение в этот момент прекращают. Производительность таких станков невысока. Их применяют на карьерах небольшой производительности или для бурения разведочных и вспомогательных скважин.

В комплексных системах автоматического управления буровым станком предусмотрены устройства диагностирования неисправностей в комплекте приводов и автоматическое регулирование производительности мощных компрессорных станций.

В последние годы отечественные машиностроительные предприятия предлагают потребителям новое буровое оборудование: станки СБШ-250/270-60 (РД-10), СБШ-190/250-32, СБШ-160/200-40, СБТ-400 МНР.

Станок СБШ-250/270-60 позволяет бурить вертикальные и наклонные скважины в породах $f = 9-20$ под углом наклона к вертикали $0-30^\circ$ (с интервалом через 5°) с производительностью в породах с $f = 12-14-20$ м/ч.

Буровой агрегат СБШ-190/250-32 предназначен для бурения контурных скважин под углом наклона к вертикали $0^\circ-45^\circ$.

Станок СБШ-160/200-40 имеет гидравлический привод и позволяет бурить скважины условным диаметром 100, 171 и 215 мм, под углом наклона к вертикали 0, 15, 30 градусов с технической производительностью 25 м/ч в породах с $f = 12-14$.

Станок СБТ-400МНР предназначен для термического расширения вертикальных взрывных скважин в породах с $f > 12$. Диаметр котлового расширения – до 450 мм.

3.5. Производительность буровых станков

Буровые станки являются машинами цикличного действия. Цикл работ включает собственно бурение и вспомогательные операции: опускание, наращивание, подъем, разборку бурового става (поскольку длина буровых штанг обычно меньше, чем глубина скважины), замену инструмента, переезд на новую скважину, центровку и установку на домкраты. Длительность вспомогательных операций устанавливают с помощью хронометражных наблюдений. Можно считать, что суммарное время выполнения всех основных и вспомогательных операций на 1 м пробуренной скважины является постоянным для принятой модели бурового станка и определенной буримости пород.

Неизбежны также внутрисменные простои оборудования вследствие аварийных остановок и ремонтов, отключения электроэнергии и других организационных неурядиц. Их длительность фиксируют в журналах учета работы буровых бригад и диспетчерских сменных рапортах.

При расчете сменной эксплуатационной производительности учитывают продолжительность подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов. Сменную эксплуатационную производительность станка Q_6 (м) можно рассчитать по формуле:

$$Q_6 = (T_c - T_{пз} - T_p - T_{пр}) / \left(\frac{1}{V_6} + t_v \right), \quad (3.5)$$

где T_c , $T_{пз}$, T_p , $T_{пр}$ – продолжительность, соответственно, смены, подготовительно-заключительных операций, регламентированных перерывов и внутрисменных простоев, ч; V_6 – техническая скорость бурения, устанавливаемая по принятым параметрам режима бурения [2], м/ч; t_v – вспомогательное время на бурение 1 м скважины, ч.

Таблица 3.6. Техническая скорость бурения (по П.И. Томакову и И.К. Наумову), м/ч

Буровой станок	Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	V_6	Буровой станок	Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	V_6
2СБР-125-30	2–3	18–22	СБШ-250МНА-32	8–10	14–15
	3–4	15–18		10–12	11–12
	4–5	8–12		12–14	12–14
СБР-160А-24	2–3	25–30	СБШ-320-36	10–12	12–13
	3–4	20–25		12–14	10–11
	4–5	14–16		14–16	7–8
	5–6	10–11		16–18	6–7
2СБШ-200-32	6–8	16–18	СБУ 125-24	12–4	6–7
	8–10	13–15		14–16	5–6
	10–12	8–12	СБУ-160-19	14–16	6–7
				16–18	5–6

Для учебных расчетов можно принимать: $(T_{пз}+T_{р})=0,5\div 1$ ч, $T_{р}=0,9\div 1,3$ ч, значение V_6 – по табл. 3.6. Длительность вспомогательных операций для станков шнекового бурения $t_v = 0,03-0,08$ ч/м, шарошечного – $t_v = 0,03-0,07$ ч/м, ударно-вращательного – $t_v = 0,07-0,13$ ч/м.

Годовую производительность буровых станков $Q_{б.г}$, (м) можно определить по формуле:

$$Q_{б.г} = Q_б \cdot (N_k - N_{р.б.}) \cdot n_{см}, \quad (3.6)$$

где N_k – количество рабочих дней карьера в течение года, сут.; $N_{р.б.}$ – простой бурового станка в ремонтах год, сут. По нормам Гипроруды для СБР и СБУ (кроме СБУ-200) при бурении скальных пород $N_{р.б.}=13,8$ сут.; для станков СБШ и СБУ-200 $N_{р.б.}= 40,7$ сут.

Инвентарный парк бурстанков $N_{б.и}$ (ед.) устанавливают с учетом годового объема буровых работ:

$$N_{б.и} = \frac{1,15 \cdot A_k}{\varphi \cdot Q_{б.г}}, \quad (3.7)$$

где A_k – годовая производительность карьера, $м^3$; φ – выход горной массы с 1 м скважины (формула 3.20), $м^3$.

Контроль за обеспечением проектной глубины скважин осуществляет машинист, выборочно – горный мастер, взрывники – после обурирования блока. После заключительного контроля принимается решение о необходимости перебурирования скважин.

3.6. Организация взрывных работ на карьерах

Взрывные работы обладают повышенной опасностью, могут сопровождаться тяжелыми и смертельными травмами персонала карьеров, вследствие распространения воздушной ударной волны, разлета кусков породы, сейсмического действия и выделения большого количества ядовитых газов.

Поэтому вопросы организации взрывных работ на карьерах жестко регламентированы «Едиными правилами безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01)» и «Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности» (Москва, 2004г.).

Руководство взрывными работами на предприятиях возлагается на руководителя.

К техническому руководству взрывными работами (работами с ВМ) допускаются лица, имеющие законченное высшее или среднее горнотехническое образование (по специальностям «Подземная разработка месторождений», «Открытые горные работы», «Шахтное и подземное строительство» с присвоением квалификации горного техника или горного инженера), либо окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие соответствующее право, а также получившие «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)».

Что касается других лиц, окончивших ВУЗы по специальностям «Технология и техника разведки», «Горные машины и комплексы», «Электрификация и автоматизация горных работ», «Обогащение полезных ископаемых», то право руководства горными, буровыми и взрывными работами может быть им предоставлено только после прохождения дополнительного обучения по программе, согласованной с Ростехнадзором после сдачи экзамена в комиссии под председательством представителя территориальных органов Ростехнадзора.

ИТР, руководящие взрывными работами, а также другие лица технического надзора, связанные с хранением, перевозкой ВМ, изготовлением и использованием ВМ в НИИ и учебных заведениях, обязаны при назначении и утверждении на должность и далее не реже одного раза в 3 года проходить в установленном порядке аттестацию на знание ПБ 13-407-01, инструкций и других нормативных материалов по безопасности взрывного дела по вопросам, входящим в их обязанности.

Взрывные работы должны выполняться взрывниками под руководством лица технического надзора по письменным нарядам с ознакомлением под роспись и соответствующим наряд-путевкам и проводиться только в местах, отвечающих требованиям правил и инструкций по безопасности работ.

Взрывные работы на карьерах должны вести лица мужского пола, имеющие среднее образование, возраст не моложе 18 лет и стаж работы не менее 1 года по специальности, соответствующей характеру работы организации, имеющие «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)» (далее ЕКВ).

Квалификация взрывника и ЕКВ может быть присвоена лицам, прошедшим обучение по специальной программе, сдавшим экзамен квалификационной комиссии под председательством представителя территориального органа Ростехнадзора. Взрывник (мастер – взрывник) допускается к самостоятельному производству взрывных работ только после работы стажером в течение одного месяца под руководством опытного взрывника.

Не реже одного раза в два года знания взрывниками требований по безопасности взрывных работ должны проверяться комиссией под председательством представителя территориального органа Ростехнадзора. Возможны и внеочередные проверки.

Взрывники, не сдавшие экзамен, лишаются права производства взрывных работ и могут быть допущены к повторной проверке знаний только после переподготовки, о чем должен быть издан приказ руководителя организации.

Взрывание зарядов ВВ должно проводиться по оформленной в установленном порядке технической документации (проектам, паспортам и т.д.).

На каждом предприятии разрабатывают документ, регламентирующий дату и время производства взрывов, который подлежит утверждению техническим руководителем после согласования с заинтересованными организациями.

Взрывные работы, как правило, выполняются взрывным или буровзрывным участком (цехом) либо производственным подразделением специализированной подрядной организации.

После бурения взрывных скважин проводят маркшейдерскую съемку обуренного блока и составляют его план с указанием фактического положения уступов и скважин.

На план наносят (или составляют в виде самостоятельного документа) таблицу параметров взрывных работ, в которой указывают расчетные данные. В ходе заряжания в таблице должны быть проставлены фактические параметры.

Взрывание скважинных, котловых и камерных зарядов проводят по оформленным в установленном порядке проектам на массовые взрывы.

Массовым взрывом на открытых горных работах считают взрыв смонтированных в общую сеть двух и более зарядов, независимо от протяженности заряженной выработки.

Проект на массовый взрыв включает: технический расчет со схемой расположения скважин и графическими материалами, таблицу параметров взрывных работ, распорядок проведения массового взрыва.

На каждом предприятии (организации), ведущем взрывные работы с применением массовых взрывов, необходимо иметь типовой проект взрывных работ, являющийся базовым документом для разработки проектов массовых взрывов, выполненных в конкретных условиях.

Подготовленный блок после маркшейдерской съемки передается по акту взрывному участку (цеху), или производственному подразделению подрядной организации для дальнейшего выполнения работ. Если буровзрывные работы выполняют одним участком (цехом), акт не составляется.

Составляют распорядок массового взрыва, который утверждает технический руководитель предприятия (организации). Порядок утверждения устанавливают приказом технического руководителя предприятия (организации) по согласованию с Ростехнадзором. В приказе указывают ответственного руководителя массового взрыва, который организует ознакомление инженерно-технических работников и рабочих с документами, доводит до них порядок его подготовки и проведения, необходимые меры безопасности.

На основе технического расчета массового взрыва выписывают наряд-путевку, по которой взрывники получают на складе необходимое количество взрывчатых материалов. После утверждения проекта и распорядка массового взрыва руководитель предприятия (организации) издает приказ о проведении взрыва, в котором указывает изменения в проекте его выполнения.

При ручной зарядке скважин доставленные на блок затаренные взрывчатые вещества размещают у заряжаемых скважин в количествах и наименованиях, определенных расчетом.

Доставку взрывчатых веществ и заряжание скважин механизированным способом проводят в соответствии с требованиями действующих на предприятиях инструкций.

Находящиеся на блоке ВМ и заряженные скважины должны охраняться вооруженной охраной или проинструктированным рабочим при обязательном освещении в темное время суток. В необходимых случаях ВМ должны быть защищены от атмосферных осадков.

Перед началом взрывных работ устанавливают границы взрывоопасной зоны, которые отмечают условными знаками на местности. Перед началом заряжания на границах опасной зоны выставляют посты, обеспечивающие ее охрану, а людей, не занятых заряжением, выводят в безопасные места лицом технического надзора или по его поручению взрывником.

В опасную зону разрешен проход лиц технического надзора предприятия и работников контролирующих органов при наличии связи с руководителем взрывных работ и только через пост, к которому выходит сопровождающий взрывник.

Вывод людей за пределы опасной зоны при производстве массовых взрывов осуществляют:

- при электрическом способе инициирования зарядов – перед началом укладки в заряды боевиков с электродетонаторами;
- при взрывании с применением ДШ – до начала установки в сеть пиротехнических реле;

– при использовании неэлектрических систем инициирования с использованием низкоэнергетических волноводов – с момента присоединения взрывной сети участков к магистральной.

По окончании монтажа взрывной сети ответственный руководитель массового взрыва проверяет соответствие монтажа проектным схемам коммутации, надежность узлов и соединений, правильность установки замедлителей, устраняет обнаруженные дефекты.

Ответственный руководитель массового взрыва, получив письменные донесения лиц, ответственных за подготовку и зарядание к взрыву блоков, за охрану и выставление постов, а также за вывоз людей с территории опасной зоны, ознакомившись с заполненной таблицей параметров взрывных работ и убедившись в выполнении мероприятий, перечисленных в распоряжке проведения массового взрыва, дает указание о подаче боевого сигнала.

Не ранее чем через 15 мин. после взрыва ответственный руководитель организует осмотр взорванных блоков с принятием мер, предотвращающих отравление газами проверяемого персонала. При отсутствии отказов он дает указание о подаче сигнала «отбой». По этому сигналу снимают посты охраны взрывоопасной зоны.

Допуск людей в карьер и к месту взрыва проводят согласно порядку, принятому на предприятии и утвержденному техническим руководством.

Результаты выполненных массовых взрывов подлежат систематическому анализу на предприятиях (в организациях). При этом принимают решения по уточнению параметров и дальнейшему совершенствованию буровых и взрывных работ.

СЕМИНАР 3

Подготовка горных пород к выемке

План:

1. Способы подготовки горных пород к выемке;
2. Механические способы подготовки горных пород к выемке;
3. Параметры взрывных скважин;
4. Технология буровых работ;
5. Организация взрывных работ на карьерах

Термины и понятия: выемка, скважина, откосы, механическое укрепление откосов, эксплуатационные параметры скважин, буровые станки, бурение взрывных скважин, взрывные работы.

Цель: научиться обосновывать способы и схемы вскрытия месторождений полезных ископаемых; овладеть приемами расчета параметров и объемов вскрывающих выработок.

Задача. Определить скорость углубки горных работ Уг на карьере.

Дано: система разработки месторождения продольная двух- бортовая; средняя длина фронта горных работ на уступе $L_{\phi} = 3000$ м; на каждом уступе работают два экскаватора (n_{Σ}) с годовой производительностью $Q_{\Sigma.г.} = 2,0$ млн m^3 ; ширина дна разрезной траншеи $br.т = 30$ м; ширина рабочей площадки на уступе $Шр. п = 50$ м; высота разрабатываемого уступа $H_{\Sigma} = 15$ м; углы откосов бортов рабочих уступов со стороны висячего и лежащего боков залежи соответственно равны $\alpha_{в} = \alpha_{л} = 75^{\circ}$.

Решение:

Скорость углубки горных работ:

$$Y_{\Sigma} = \frac{Q_{\Sigma.г.}}{L_{\phi} [b_{p.т} + 2Ш_{p.л.} + 2H_{\Sigma} (ctg\alpha_{п.в} + ctg\alpha_{п.л.})]} = \frac{2000000}{1500 * [30 + 2 * 50 + 2 * 15 (ctg75^{\circ} + ctg75^{\circ})]} = 9,1 м$$

где L_{ϕ} — длина фронта работ около экскаватора на уступе, м; n_{Σ} — число работающих экскаваторов на уступе;

$$L_{\phi} = L_{\phi} / n_{\Sigma} = 3000 / 2 = 1500 м.$$

Тест к разделу 3

1. Под системой открытой разработки месторождения понимается:?

- А. Способы отвалообразования
- В. Способ вскрыши и добычи.
- С. Порядок и последовательность выполнения открытых горных работ.
- Д. Структура комплексной механизации основных и вспомогательных процессов.
- Е. Последовательность выполнения добычных работ.

2. При какой системе разработки вскрытые запасы полезного ископаемого почти не ограничиваются организацией работ?

- А. Транспортная.
- В. Бестранспортная.
- С. Независимая.
- Д. Комбинированная.
- Е. Углубочная.

3. Чему равна высота рабочей зоны карьера?

- А. Высоте вскрышного уступа.
- В. Глубине карьера.
- С. Расстоянию от верхней точки отвала до дна карьера.
- Д. Сумме высот разрабатываемых уступов.
- Е. Высоте добычного уступа.

4. Кольцевые системы разработки характеризуются?

- А. Направлением перемещения вскрышных пород.
- В. Направлением перемещения фронта работ карьера.
- С. Направлением движения транспорта.
- Д. Направлением перемещения добычи.
- Е. Направлением перемещения фронта работ уступа.

5. Обоснование систем разработки не предусматривает?

- А. Выбор и обоснование комплексов оборудования.
- В. Расчет параметров элементов системы разработки.
- С. Установление производственной мощности карьера.
- Д. Выбор системы вскрытия месторождения.
- Е. Качество извлекаемого П.И.

6. Какого варианта расположения вскрывающих выработок относительно контуров карьерного поля не существует?

- А. Фланговые траншеи.
- В. Центральными траншеями.
- С. Вскрытие вкрест простирания.
- Д. Вскрытие со стороны лежачего и висячего бока.
- Е. Вскрытие с торца карьера.

7. Схема вскрытия это?

- А. Совокупность грузопотоков карьера.
- В. Совокупность трасс траншей.
- С. Совокупность всех капитальных траншей.
- Д. Совокупность всех вскрывающих выработок.
- Е. Совокупность всех разрезных траншей.

8. Система вскрытия это?

- А. Совокупность всех вскрывающих выработок.
- В. Схема расположения автодорог.
- С. Порядок и последовательность развития схем вскрытия.

- D. Определенное расположение разрезных и капитальных траншей.
 - E. Совокупность трасс траншей.
- 9. Что из перечисленного не имеет решающего значения при выборе схем и системы вскрытия?**
- A. Рельеф поверхности.
 - B. Размеры карьера в плане и по глубине.
 - C. Система разработки и ее параметры.
 - D. Грузооборот карьера.
 - E. Способ примыкания карьерных коммуникаций к дорогам общественного назначения.
- 10. С какой целью проводят разрезные траншеи?**
- A. Для создания транспортного доступа к П.И.
 - B. Создать первоначальный фронт работ на уступе.
 - C. Для проветривания горных выработок.
 - D. С целью размещения проходческого оборудования.
 - E. Для размещения водоотводящих установок.
- 11. Что из перечисленного не является характерной особенностью схемы вскрытия?**
- A. Вид трасс вскрывающих выработок.
 - B. Число трасс вскрывающих выработок.
 - C. Пространственное положение трасс выработок.
 - D. Определенное положение выработок в любой период развития.
 - E. Сумма длин вскрывающих выработок.
- 12. Трассой капитальной траншеи называется?**
- A. Поперечный уклон трассы.
 - B. Ее продольная ось, положение которой установлено в пространстве.
 - C. Тип дорожного полотна.
 - D. Ширина транспортного пути.
 - E. Прямолинейный участок вскрывающей выработки.
- 13. С какой целью производят вскрытие рабочих горизонтов?**
- A. Для обеспечения грузопотоков транспортными коммуникациями.
 - B. Создать первоначальный фронт работ на уступе.
 - C. Для проветривания горных выработок.
 - D. С целью установки горно-выемочного оборудования.
 - E. Для размещения водоотводящих установок.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

1. Перечислите способы подготовки горных пород к выемке.
2. Укажите особенности подготовки к выемке мягких, рыхлых и плотных пород.
3. Назовите особенности подготовки к выемке полускальных и скальных пород.
4. Охарактеризуйте способы предохранения массива от промерзания.
5. Перечислите способы оттайки мерзлых горных пород.
6. Дайте характеристику способов искусственного укрепления откосов уступов.
7. Укажите особенности и область применения механического рыхления пород.
8. Охарактеризуйте основные способы отделения от массива блоков мрамора.
9. Перечислите основные способы отделения от массива гранитных блоков.
10. Поясните условия применения камнерезных машин различных типов.
11. В чем сущность процесса разрушения горных пород взрывом?
12. Назовите методы взрывных работ.
13. Укажите эксплуатационные параметры скважин.
14. Укажите типы буровых станков
15. Поясните характер разрушения массива горных пород при вращательном и шарошечном бурении скважин и укажите параметры режима бурения.

16. Дайте понятие о механизме разрушения массива горных пород при ударно-вращательном бурении скважин и параметрах режима бурения.
17. Охарактеризуйте разрушение массива горных пород при термическом бурении скважин.
18. Дайте классификацию взрывчатых веществ по физическому состоянию, скорости химического превращения, восприимчивости к внешнему воздействию.
19. Назовите средства и способы инициирования зарядов взрывчатых веществ.
20. Опишите устройство капсюля-детонатора и электродетонатора. Поясните назначение и конструктивные особенности детонирующего и огнепроводного шнуров. Сформулируйте особенности монтажа взрывной сети при использовании ДШ.

Литература:

Основная литература:

1. Городниченко, В.И. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2008. – 464 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
2. Егоров, П.В. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / П.В. Егоров, Е.А. Бобер. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2006. – 408 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
3. Колесников, В. Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учеб. пособие / В. Ф. Колесников; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 139 с.
4. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород [Электронный ресурс]: учебник для вузов / 3-е изд., стереотип. – М.: Горная книга, 2009. – 623 с. Гриф (Минобр.). – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Дополнительная литература:

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТИЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Серия 3. Вып. 14. – М.: ЗАО НТИЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М.: ГУП «НТИЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.
4. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений [Электронный ресурс]: Учебник для вузов. – М.: Издательство: Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – 922 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>
5. Открытые горные работы при строительстве [Электронный ресурс]: учебное пособие. – М.: Издательство "Горная книга", 2014. – 384 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
6. Исмаилов, Т. Т. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник для вузов / Голик В. И., Исмаилов Т. Т., Дольников Е. Б. – М.: Московский государственный горный университет 2008. – 334 с. – Режим доступа: www.knigafund.ru

РАЗДЕЛ 4. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

4.1. Технологические схемы выемки и погрузки. Виды забоев

Выемочно-погрузочные работы включают выемку горной массы из массива, развала, разрыхленного слоя, перемещение и разгрузку ее в средства транспорта или отвал. Их осуществляют в забоях, которыми служат торец уступа или развала (торцовый забой), продольный откос (фронтальный забой), площадка уступа (забой-площадка).

В зависимости от положения забоя относительно горизонта установки выемочно-погрузочной машины выделяют способы выемки верхним черпанием (забой находится выше уровня стояния машины), нижним и смешанным (нижним и верхним) черпанием. Если загружаемые транспортные средства расположены на горизонте установки машины или ниже его, то такую погрузку считают нижней, если они размещены выше – верхней. Возможна также смешанная погрузка. Преобладающее распространение получили выемочно-погрузочные работы с нижней погрузкой.

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала или массива уступа происходит последовательная отработка полос – заходок (рис. 4.2). По расположению относительно фронта работ выделяют заходки: продольные, когда они ориентированы вдоль него, поперечные – расположенные перпендикулярно фронту и диагональные – ориентированные под углом к нему. По ширине заходки подразделяют на нормальные, узкие и широкие. В нормальных заходках максимально используются рабочие параметры выемочных машин, а ось их перемещения занимает постоянное положение. Узкие заходки применяют при необходимости ускоренной отработки блоков. Например, в зоне неустойчивых пород или для исключения глубокого промерзания поверхности уступа зимой. В ряде случаев узкие заходки характерны при перевалке пород в выработанное пространство. При использовании широких заходок во всех типах забоев неизбежно переменное положение оси перемещения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки, так как при постоянном положении оси рабочие параметры машин не позволяют полностью отрабатывать заходку за один проход.

Однородные (простые) забои и заходки сложены породами со сравнительно одинаковыми свойствами, разнородные (сложные) представлены породами с различными свойствами, вскрышей и полезным ископаемым, или полезным ископаемым разных типов и сортов.

4.2. Средства механизации выемочно-погрузочных работ

Карьерные выемочные машины подразделяют на выемочно-погрузочные (экскаваторы разных типов), которые отгружают горную массу в транспортные средства или отвал, и выемочно-транспортирующие (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.

Различают выемочные машины циклического и непрерывного действия. Оборудование циклического действия имеет один рабочий орган – ковш: одноковшовые экскаваторы, скреперы, колесные погрузчики. У машин непрерывного действия несколько ковшей перемещаются по замкнутой траектории. Они могут быть расположены по окружности роторного колеса (роторные экскаваторы) или закреплены на цепи, которая движется по направляющим рамы (цепные многоковшовые экскаваторы).

Большинство выемочно-погрузочных машин выпускают с электрическим приводом. В последнее время в связи с широким внедрением мобильного выемочного оборудования получают распространение дизельный или дизель-электрический привод.

В зависимости от назначения и условий применения выемочные машины могут иметь гусеничное, шагающее, шагающе-рельсовое, реже рельсовое, рельсово-гусеничное или пневмоколесное ходовое устройство. Наибольшее распространение на карьерах получили машины на гусеничном ходу, обладающие хорошей проходимостью и маневренностью. Экскаваторы большой единичной мощности имеют многогусеничный, шагающий или шагающе-рельсовый ход.

Оборудование циклического действия наиболее универсально и позволяет вести выемку из массива мягких, плотных и предварительно разрушенных скальных и полускальных пород. Цепные многоковшовые и роторные экскаваторы эффективны при разработке мягких и плотных пород. На выбор типа машины решающее влияние оказывают производственная мощность, глубина карьера и горнотехнические свойства пород. Существует тенденция: чем мощнее и глубже карьер, тем крупнее и производительнее должно быть оборудование.

4.3. Выемка и погрузка одноковшовыми экскаваторами. Типы одноковшовых экскаваторов.

Конструктивно одноковшовые экскаваторы состоят из ходового устройства, поворотной платформы, на которой смонтированы кузов с механическим и силовым оборудованием, кабина и сети управления, рабочее оборудование (рис. 4.1).



Рис. 4.1. Погрузка гонной массы в автосамосвал экскаватором ЭКГ-8и

По типу рабочего оборудования выделяют механические лопаты и драглайны.

У механических лопат ковш жестко закреплен на конце рукояти, перемещаемой напорным механизмом в специальных подшипниках, расположенных на стреле. Подъем и опускание рукояти обеспечивают подъемные канаты (рис. 4.1). Гидравлические экскаваторы этого типа оснащены рукоятью, шарнирно сочлененной со стрелой. Мехлопаты развивают большие усилия внедрения ковша в забой. Основной их недостаток – цикличность рабочего процесса, в

ходе которого на собственно экскавацию расходуют 20–30 % времени цикла. Прямые мехлопаты работают с верхним черпанием. Обратные более универсальны и могут вести выемку пород как верхним, так и нижним черпанием.

У драглайнов ковш имеет гибкую подвеску, поэтому они развивают меньшие усилия черпания, чем мехлопаты. Перемещение и разгрузку ковша обеспечивают две независимые системы канатов: подъемные, с помощью которых производят его подъем и опускание, и тяговые, служащие для передвижения ковша по забою и его разгрузки. Драглайн может работать с нижним, верхним и смешанным черпанием.

Отечественная промышленность выпускает следующие типы одноковшовых экскаваторов: строительные, карьерные, гидравлические, вскрышные, шагающие.

Наибольшим разнообразием отличаются строительные экскаваторы с ковшами вместимостью от 0,15 м³ до 4,0 м³. Их оснащают дизельным, дизель-электрическим или электрическим приводом, сменным рабочим оборудованием прямой и обратной мехлопат, драглайна, крана, грейфера. Ходовое устройство гусеничное или пневмоколесное. Они имеют индекс ЭО и предназначены для производства земляных работ при сооружении различных объектов и вспомогательных работ в карьерах. В качестве выемочного оборудования их используют на карьерах по добыче строительных материалов с производственной мощностью 0,5–2,0 млн. м³/год. Группа цифр и букв после основного индекса указывает на размерную вместимость ковша, тип ходового устройства, исполнения рабочего оборудования, номер модели, очередную модификацию и климатическое использование. Например, индекс ЭО-7114АС расшифровывают следующим образом: экскаватор строительный одноковшовый с

ковшом вместимостью $2,5 \text{ м}^3$, на гусеничном ходу, с рабочим оборудованием драглайн, 4-ая модель модификации А в северном исполнении.

Карьерные экскаваторы (ЭКГ) выпускают с электрическим многодвигательным приводом только на гусеничном ходу и оснащают оборудованием прямой мехлопаты.

В типоразмерном ряду изначально были представлены 6 базовых моделей с вместимостью ковшей от $2,0$ до $20,0 \text{ м}^3$. Их индекс, например, ЭКГ-12,5, означает: экскаватор карьерный, прямая мехлопата, на гусеничном ходу с ковшом вместимостью $12,5 \text{ м}^3$.

Благодаря усилиям отечественных машиностроителей к началу 21 века базовые модели типоразмерного ряда дополнили карьерные мехлопаты с ковшами вместимостью $10,0$; $11,5$; $15,0$; $18,0$; и $25,0 \text{ м}^3$. (Приложение 1).

К экскаваторам с удлиненным рабочим оборудованием ЭКГ-4у, ЭКГ-6,3ус, ЭКГ-12,5у, добавочно рекламируют ЭКГ-5у, ЭКГ-5Аус, ЭКГ-8у, ЭКГ-9ус, ЭКГ-8ус, ЭКГ-12ус, позволяющие существенно повысить высоту обрабатываемых уступов.

Традиционными представителями прямых карьерных мехлопат являются (приложение 2) американские фирмы «Бьюсайрус-Ири» (5 моделей с вместимостью ковшей $13,0$; $16,72$; $22,8$; $32,7$; и $40,3 \text{ м}^3$), «Харнишфрегер» (7 моделей с вместимостью ковшей $10,6$; $13,7$; $15,2$; $20,5$; 35 ; $42,6$; $53,2 \text{ м}^3$), и «Марион-Дрессер» (7 моделей с вместимостью ковшей $7,6$; $9,9$; $12,9$; $15,2$; $20,5$; $25,8$; $41,0 \text{ м}^3$).

Отечественными машиностроительными фирмами не налажен выпуск обратных механических лопат. Напротив, ряд импортных производителей всерьез относится к этому вопросу. Ведущими являются (Приложение 2) американская фирма «Caterpillar» (14 моделей с вместимостью ковшей от $0,63$ до 27 м^3) и японская компания «Komatsu» (10 моделей с вместимостью ковшей от $1,25$ до $48,0 \text{ м}^3$).

При этом некоторые модели имеют широкий диапазон вместимости ковшей. Например, модель 5230 ME (фирма «Caterpillar») выпускается с ковшами вместимостью от $13,0$ до $27,0 \text{ м}^3$.

В ряду фирм, выпускающих обратные мехлопаты малых и средних моделей, есть и европейские компании «Volvo», «Orenstein und Koppel», а также корейская «Daewoo».

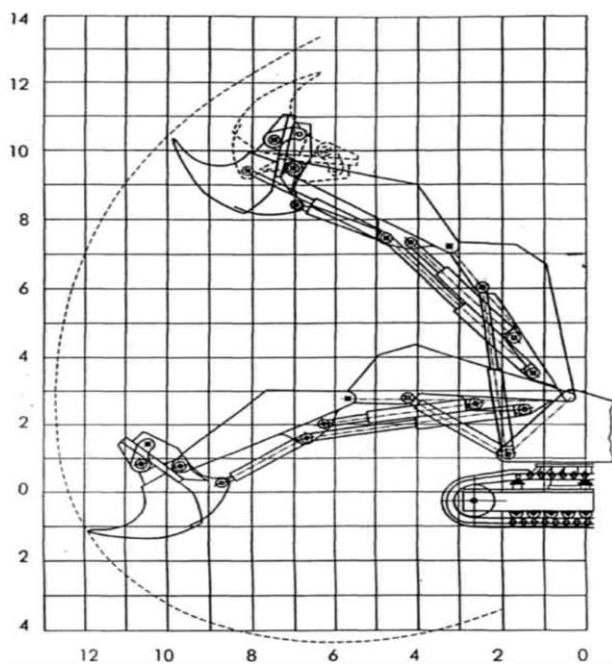


Рис. 4.2. Схема рабочего оборудования гидравлического экскаватора

У гидравлических экскаваторов (ЭГ) все виды рабочих органов шарнирно связаны с полноповоротной или частично поворотной платформой и перемещаются с помощью гидроцилиндров (рис. 4.2). Отечественный параметрический ряд карьерных гидравлических экскаваторов включает четыре базовые модели с вместимостью ковшей от 8 до 50 м^3 [2]. Их ходовое устройство – гусеничное, основное рабочее оборудование – прямая мехлопата, привод – электрический многодвигательный. Группа цифр, расположенная за буквенным индексом, указывает на вместимость ковша в кубометрах. Например, индекс ЭГ-12 означает: экскаватор гидравлический с вместимостью ковша 12 м^3 . Помимо карьерных, выпускают несколько моделей универсальных строительных гидравлических экскаваторов с вместимостью ковша до 4 м^3 и сменным рабочим оборудованием: обратная, реже прямая мехлопата, грейфер, зуб-рыхлитель, гидромолот, крановая подвеска и др. Ковш гидравлического экскаватора имеет три степени свободы (рис. 4.2), поэтому обладает разнообразной траекторией движения, обеспечивающей более эффективное использование энергии для внедрения и наполнения ковша, а также извлечения из забоя негабаритов.

К концу 20 века приоритетным стало новое поколение гидравлических экскаваторов с дизельным приводом.

Большой интерес к гидравлическим экскаваторам обусловлен их главным технологическим преимуществом перед канатными – значительным увеличением усилий на рабочем органе без нарастания массы машины. Например, экскаватор ЭГ-12 имеет массу $260\text{--}280 \text{ т}$ при напорном усилии

1100 кН, а ЭКГ-12,5 – 588 кН и массу 684,5 т. Кроме того, современные гидравлические экскаваторы обладают большей мобильностью, более простой и надежной передачей мощности, возможностью установки ковша над транспортным сосудом в оптимальном положении на любом вылете рукояти, что обеспечивает его быструю и полную разгрузку, сохранность транспортных средств.

В настоящее время ООО ОМЗ «Горное оборудование и технологии» рекламирует 4 модели прямых мехлопат и 3 модели обратных (приложение 3).

Оригинальные разработки гидравлических экскаваторов и погрузчиков рекламирует также «Красноярский завод тяжелого машиностроения» – «Крастяжмаш» (рис. 4.3).

Рабочее оборудование выполнено по запатентованной кинематической схеме, позволяющей



Рис. 4.3. Схема экскаватора КТМ-400

сохранять положение ковша относительно горизонта установки при выполнении различных эволюций, а также обеспечивающей высокую подвижность, маневренность, широкий диапазон траекторий движения ковша.

Рабочее оборудование смонтировано на оригинальной запатентованной универсальной транспортно-поворотной (УТПНП) несущей платформе, включающей кузов с расположенными в ней двигателями и редукторами поворота и хода, поворотное устройство,

гусеничные тележки. УТПНП позволяет монтировать различное рабочее оборудование – погрузчика, мехлопаты, драглайна, роторного экскаватора, перегружателя. Ковш неразъемный, разгрузка осуществляется плавным опрокидыванием. Вместимость ковша от 4 до 25 м³.

Зарубежные фирмы более динамичны, обеспечивая выпуск гидравлических экскаваторов прямых мехлопат с вместимостью ковша от 0,63 до 48 м³ и обратных лопат с ковшами от 0,14 до 36 м³. Ряд моделей имеет оборудование как прямой, так и обратной мехлопат. Ведущими фирмами являются: «Caterpillar», «Komatsu», «Liebherr», «KMG» (Komatsu Mining Germany).

Опыт эксплуатации импортных гидравлических экскаваторов с дизельными двигателями показал их высокий уровень надежности даже в условиях низких температур. По данным Б.В. Слесарева, средний коэффициент готовности на протяжении почти 5 лет составил 0,85, а с электрическим двигателем не превысил 0,7.

Вскрышные гусеничные экскаваторы (ЭВГ) так же, как и карьерные, оснащены рабочим оборудованием прямой мехлопаты и многодвигательным электроприводом. Они снабжены стрелой и рукоятью увеличенной длины и предназначены в основном для перемещения породы в отвал. Экскаваторы с ковшами вместимостью до 15 м³ применяют также для верхней погрузки в средства транспорта. Типоразмерный ряд отечественных машин представлен четырьмя базовыми моделями с ковшами вместимостью от 15 до 100 м³. 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, одна из которых (числитель) означает вместимость ковша (м³), а другая (знаменатель) – длину стрелы (м).

Шагающие экскаваторы (ЭШ) имеют рабочее оборудование драглайна. Параметрический ряд отечественных машин включает шесть базовых моделей с вместимостью ковша до 100 м³. Драглайны оснащены удлиненными стрелами в виде пространственных ферм или вантового типа и предназначены главным образом для перевалки породы в выработанное пространство. Их маркировка схожа с маркировкой вскрышных экскаваторов (например, ЭШ-25/100). С целью снижения удельного давления на грунт драглайны при работе опираются на круглое основание – базу. Их шагание происходит в процессе опускания на грунт (с помощью механического устройства или гидроцилиндров) лыж, прикрепленных к раме поворотной платформы, сопровождаясь отрывом от грунта всей или задней (по отношению к стреле) части базы. Затем экскаватор перемещается относительно лыж на величину шага (1,5–3,0 м) и опускается на базу. Для выполнения нового цикла шагания осуществляют подъем и перемещение лыж [3]. Среднее удельное давление драглайна на основание при работе составляет 0,06–0,17 МПа, что в 1,5–2,0 раза ниже, чем у мехлопат. а при шагании – 0,1–0,26 МПа.

В настоящее время диапазон выпускаемых моделей существенно увеличен (Приложение 4). Производители рекламируют выпуск драглайнов с ковшами от 6,5 до 130 м³, в том числе ЭШ-30/110,

ЭШ-65/100, ЭШ-40/130, ЭШ-100/125. Вновь намечен выпуск драглайнов на гусеничном ходу. Представлены 5 моделей с маркой ЭДГ и ковшами вместимостью от 3,2 до 8 м³.

В качестве альтернативы мехлопатам и драглайнам, используемым на карьерах, коллективами ИПКОН РАН и МНЦ ГП-ИГД им. А.А.Скочинского разработана конструкция нового типа экскаватора – кранлайна (драглайн шагающий погрузочный ДШП), сочетающего в себе преимущества традиционных шагающих драглайнов (отработка высоких уступов нижним и смешанным черпанием при малом удельном давлении на грунт оборудования) и одноковшовых карьерных мехлопат (точная безударная погрузка горной массы в транспортные средства).

Отличительной особенностью предложенного экскаватора от традиционных является возможность осуществления точной погрузки в железнодорожные вагоны и автосамосвалы. Это удалось решить за счет подвески в средней части укороченной стрелы двух дополнительных блоков под углом 7–8° друг к другу. Такая схема образует V-образную связку с ковшом, обеспечивая (за счет третьей лебедки, расположенной на поворотной платформе экскаватора) (рис. 4.4), избирательность установки ковша над транспортным средством.

Техническая характеристика базовых моделей кранлайнов приведена в таблице 4.1.

По данным авторов разработки И.А. Сидоренко и Н.П. Сеинова, использование на карьерах кранлайнов обеспечивает:

- сокращение количества уступов и транспортных горизонтов карьеров, вследствие чего уменьшается дальность перемещения горной массы внутри карьера при движении транспорта на подъем; снижаются объемы работ по созданию и поддержанию внутрикарьерных путей и автодорог;
- увеличение генерального угла откоса борта карьера на 6–9°, что позволяет уменьшить объем горно-капитальных работ и площадь отчуждаемых земель;
- повышение производительности кранлайнов за счет снижения продолжительности цикла и затрат времени на передвижение в забое;
- повышение высоты уступов и производительности буровых станков за счет уменьшения затрат времени на переезд от скважины к скважине;
- снижение на 20–30 % затрат на энергообеспечение горных работ за счет сокращения количества приключательных пунктов;
- увеличение выхода горной массы с 1 м. скважины и снижение на 15–20 % затрат на буровые и взрывные работы.

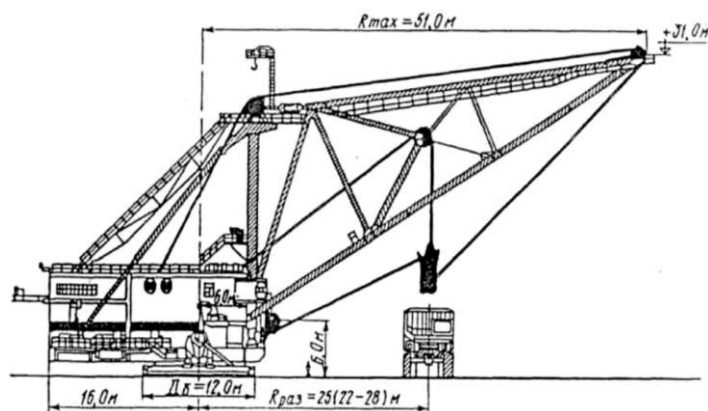


Рис. 4.4. Конструктивная схема кранлайна ДШП 20.50

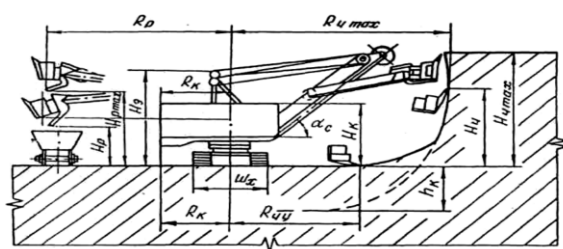
Выемка породы прямыми мехлопатами и драглайнами с нижним черпанием происходит за счет внедрения ковша в массив или развала при криволинейной траектории его перемещения от нижней части забоя к верхней (рис. 4.5, а). При верхнем черпании ковш драглайна движется по забою сверху вниз.

У гидравлических экскаваторов схемы черпания более разнообразны (рис. 4.5, б). При разработке мягких и хорошо взорванных пород траектория черпания 1 аналогична траектории

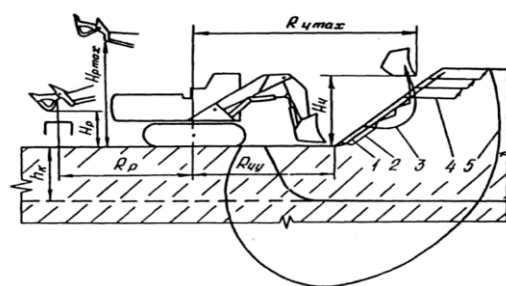
ковша машин с канатным напором. Во взорванном на сотрясении массиве черпание начинают с нижней части забоя (траектория 2), при этом создают как бы вруб для дополнительного разрыхления горной массы самообрушением. При разработке песчано-валунной горной массы или наличии негабаритных кусков гидравлический экскаватор может удалить крупное включение в любой зоне забоя черпанием с выкапывающей траекторией 3. В плотных и полускальных трещиноватых породах, разрабатываемых без предварительного рыхления, черпание начинают, как правило, в верхней части забоя с горизонтальным перемещением ковша (траектория 4). При оборудовании гидравлического экскаватора обратной лопатой он может обеспечить и нижнее черпание (траектория 5) [2].

Таблица 4.1. Техническая характеристика базовых моделей кранлайнов

Наименование параметров	Показатели по моделям			
	ДШП-10.38	ДШП-15.43	ДШП-20.50	ДШП-25.50
Вместимость ковша, м ³	10	15	20	25
Максимально допустимая статическая концевая нагрузка, кН	320	470	630	790
Длина стрелы, м	38	43	50	50
Наибольший радиус копания, м	36,4	41,9	50,6	50,6
Наибольшая эксплуатационная глубина копания, м	24	29	30	30
Радиус разгрузки, м	21	21	25	25
Высота разгрузки максимальная, м	8	8,9	11	11
Радиус вращения хвостовой части поворотной платформы, м	15	15	16	16
Диаметр базы экскаватора, м	9,7	9,7	12,3	12,3
Скорость вращения поворотной платформы, 1/мин	1,91	1,91	1,65	1,65
Скорость передвижения, м/ч	300	300	200	200
Среднее удельное давление на грунт при работе, МПа	0,061	0,081	0,067	0,076
при передвижении, МПа	0,122	0,162	0,135	0,152
Допустимый уклон при передвижении: продольный				
(без поперечного), град	10	10	10	10
поперечный				
(без продольного), град	5	5	5	5
Напряжение подводного тока, В	6000	6000	6000	6000
Продолжительность рабочего цикла в породах IV категории при угле поворота на разгрузку 90°, с	40	42	45	48
Интервал рабочих температур воздуха при эксплуатации, °С	40	42	45	48
Интервал рабочих температур воздуха при эксплуатации, °С	−40 + 40	−40 + 40	−40 + 40	−40 + 40
Конструктивная масса экскаватора, т	450	600	800	900



a



6

Рис. 4.5. Рабочие параметры канатных (а) и гидравлических (б) экскаваторов – мехлопат

Рабочий цикл одноковшовых экскаваторов включает четыре основные операции: черпание, поворот под разгрузку, разгрузка и поворот в забой. На повороты уходит до 55–60 % времени цикла. Поэтому при уменьшении угла поворота экскаватора продолжительность цикла уменьшается, а производительность возрастает.

4.4. Технологические параметры и забой механических лопат и драглайнов

Основные технологические параметры мехлопат и драглайнов: вместимость ковша, габариты, масса, удельное давление на грунт, преодолеваемый уклон, рабочие параметры, скорость перемещения. Рабочие параметры мехлопат включают радиусы и высоты черпания и разгрузки, которые зависят от длины рукояти, стрелы, угла наклона последней, а также положения мест черпания и разгрузки (рис. 4.5).

Радиус черпания $Rч$ – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Различают: максимальный радиус $Rч\ max$ – при максимально выдвинутой горизонтально расположенной рукояти, минимальный радиус $Rч\ min$ – при подтянутой к гусеницам рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора, радиус черпания экскаватора на уровне установки $Rчу$ – максимальный радиус черпания на уровне стояния. Радиус разгрузки RP – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до центра тяжести ковша при разгрузке; максимальный радиус разгрузки $Rр\ max$ соответствует горизонтальному положению максимально выдвинутой, рукояти. Высота черпания $Hч$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании; максимальная высота черпания $Hч\ max$ соответствует максимально поднятой рукояти. Различают также высоту черпания при максимальном его радиусе $Hчр$ и максимальную глубину черпания ниже горизонта установки экскаватора $hк$.

Высота разгрузки $Hр$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша (у экскаваторов с опрокидным ковшом – до нижней кромки откинутого ковша). Максимальная высота разгрузки $Hр\ max$ соответствует максимально поднятой рукояти.

Габаритные размеры включают: радиус вращения задней (хвостовой) части кузова $Rк$, ширину гусеничного хода $Шх$, высоту кузова экскаватора $Hк$, высоту экскаватора $Hэ$ – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей его части (двуногой стойки).

Рабочими параметрами драглайнов являются радиус черпания $Rч$, глубина черпания $Hч$, радиус разгрузки RP и высота разгрузки (рис. 4.6). Они зависят от длины стрелы и угла ее наклона. Различают радиус черпания без заброса и радиус черпания с забросом ковша $Rчз$. В последнем случае отклонение подъемного каната от вертикали составляет $12\text{--}15^\circ$, а дальность заброса достигает $1/4$ длины стрелы ($2,5\text{--}15$ м). Габаритные размеры включают те же элементы, что и у мехлопат. Наклон стрелы обычно составляет $25\text{--}30^\circ$.

Механические лопаты работают в торцовых (рис. 4.7, а, б) или фронтальных забоях. Торцовый забой наиболее предпочтителен, так как обеспечивает максимальную производительность экскаватора, в связи с небольшим углом поворота под погрузку. Во фронтальном забое средний угол поворота возрастает до $110\text{--}140^\circ$ и возникает необходимость частых передвижек экскаватора. Профиль забоя в мягких и плотных породах соответствует траектории движения ковша с углом откоса $70\text{--}80^\circ$. Толщина срезаемых стружек составляет $0,2\text{--}1$ м. При работе канатных экскаваторов высота забоя (уступа) в мягких и плотных породах по правилам безопасности не должна превышать максимальной высоты черпания [1]. В противном случае возникают козырьки, и нависи, обрушение которых приводит к авариям и травмам людей. Минимальная высота забоя по условиям наполнения ковша за одно черпание составляет не менее $2/3$ высоты напорного вала. При использовании гидравлических экскаваторов безопасную высоту уступа определяют расчетами с учетом траектории движения ковша экскаватора [2].

В случае верхней погрузки в средства транспорта минимальная высота уступа по условию использования максимальной высоты разгрузки составит (рис. 4.8):

$$h \leq (H_{\max} - h_v - h_z), \quad (4.1)$$

по условию использования полного радиуса разгрузки

$$h \leq (R_{p\ max} - R_{чу} - c) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \quad (4.2)$$

где h_v – расстояние от верхней площадки уступа до верхней кромки кузова вагона (самосвала); $h_z = 0,7\text{--}1$ – безопасный зазор между кузовом и открытым днищем ковша при разгрузке; c – минимальное расстояние от оси пути до верхней бровки уступа (не менее ширины возможной призмы обрушения); α – угол откоса уступа, град.

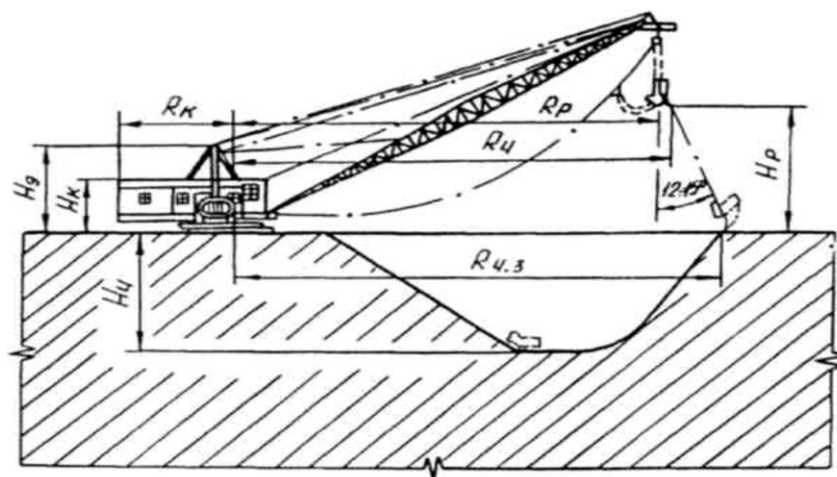


Рис. 4.6. Рабочие параметры драглайна

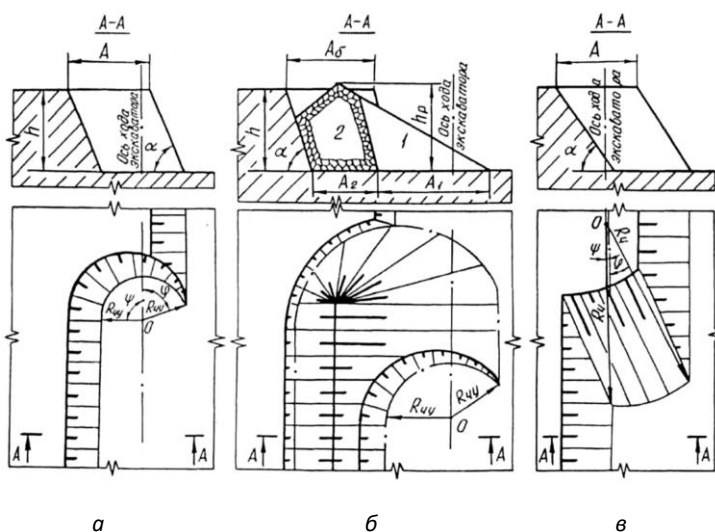
В устойчивых породах величину h ограничивает высота разгрузки экскаватора, а в менее мягких породах при пологих углах откоса – радиус разгрузки.

Ширина заходки в мягких и плотных породах соответствует ширине забоя и зависит от рабочих параметров и положения оси хода экскаватора относительно заходки. Если ось хода экскаватора расположена внутри заходки (рис.4.7, а), то

$$A = R_{\text{чу}} \cdot (\sin\psi + \sin\varphi), \quad (4.3)$$

где A – ширина, экскаваторной заходки, м; $R_{\text{чу}}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; ψ – угол поворота экскаватора в сторону откоса уступа, град; φ – угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства.

Обычно $\psi = 90^\circ$, а $\varphi = 30-45^\circ$, тогда $A = (1,5 \div 1,7) R_{\text{чу}}$



Такую заходку называют нормальной, и она наиболее соответствует условиям погрузки в средства транспорта. При перевалке породы в выработанное пространство или необходимости интенсификации работ уступа, ось хода экскаватора смещают в сторону выработанного пространства, ширину заходки уменьшают, и она может составить $(0,5-1,0) \cdot R_{\text{чу}}$. По правилам безопасности экскаваторы с ковшами вместимостью менее 5 м^3 (базовая модель) располагают в заходке таким образом, чтобы кабина машиниста находилась в стороне, противоположной откосу уступа.

Выемку скальных и полускальных пород из развала ведут, как правило, в несколько заходов. В зависимости от ширины развала их количество составит $n_z = B/A$. Если значение n_z дробное, его корректируют до ближайшего целого с соответствующим изменением величины A . При этом заходку наименьшей ширины размещают вблизи массива (рис. 4.7, б). Для уменьшения угла поворота под разгрузку транспортные средства располагают в непосредственной близости от нижней бровки обрабатываемого уступа или развала. Расстояние между нижней бровкой развала (откоса уступа) и осью железнодорожного пути составляет 3,5–8,0 м в зависимости от модели экскаватора (3,5 – для ЭКГ-5А, 8,0 – для ЭКГ-20).

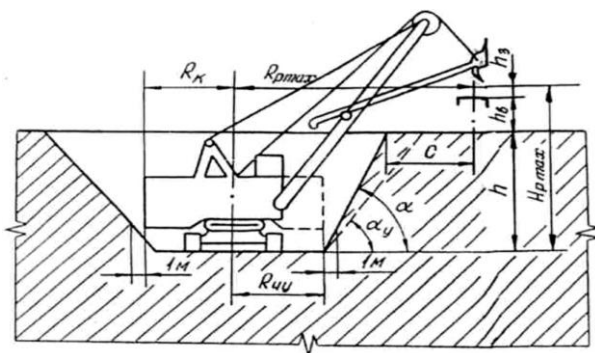


Рис. 4.8. Схема к расчету высоты уступа при верхней погрузке

буровзрывных работ допускается увеличение высоты уступа до полуторной высоты черпания экскаватора при условии разделения развала по высоте на подступы или применения специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и навесей. [3].

Основной забой драглайна – торцовый (рис. 4.8, в) Ширина экскаваторной заходки может быть найдена по формуле (4.3). Обычно при работе в отвал $\psi = 0^\circ$, а $\phi = 30\text{--}45^\circ$. Высота обрабатываемого уступа зависит от расположения экскаватора, его рабочих параметров и принятой схемы черпания. При нижнем черпании $h \leq H_{ч\text{ max}}$, при верхнем – $h \leq H_{р\text{ max}}$. Расположение драглайна на промежуточном горизонте характерно для перемещения пород в выработанное пространство и позволяет увеличить общую высоту обрабатываемого уступа. Так как производительность экскаватора при нижнем черпании на 10–15% выше, чем при верхнем, то с целью равномерного подвигания фронта работ подступов высота верхнего подступа должна составлять $h_b \leq (0,6\text{--}0,7) \cdot H_{р\text{ max}}$, а нижнего – $h_n \leq (0,5\text{--}0,6) \cdot H_{ч\text{ max}}$.

Угол откоса забоя верхнего подступа для предотвращения соскальзывания ковша при черпании и обеспечения его наполнения не должен превышать $20\text{--}25^\circ$.

4.5. Особенности обработки сложных забоев

Перемежаемость нескольких типов и сортов полезного ископаемого или полезного ископаемого с пустой породой в сложных забоях обуславливает необходимость раздельной выемки (рис. 4.9) В

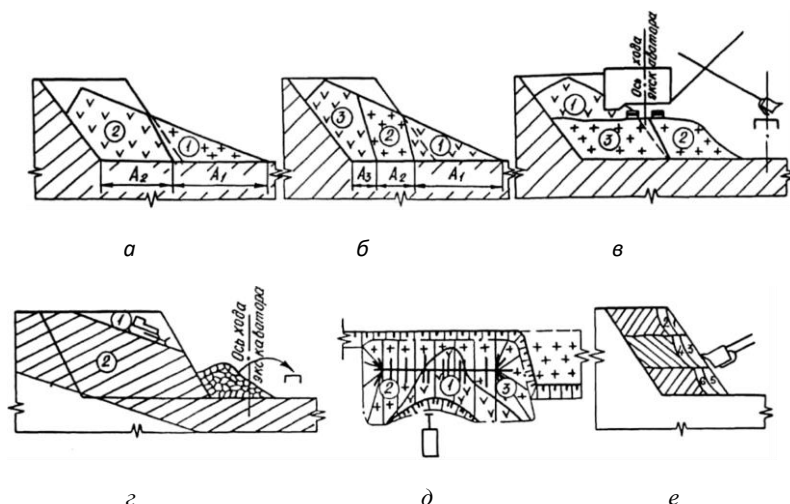


Рис. 4.9. Схемы раздельной выемки

специальные приемы разработки и сортировки горной массы в забое. Простую раздельную выемку в забоях с крутым падением слоев или обособленным чередованием разнотипных пород в развале ведут нормальными или узкими заходками (схемы а, б). При чередовании слоев по высоте уступа (развала), его разделяют на подступы, осуществляя их последовательную отработку (схема в). При пологом падении слоев в сторону откоса уступа совместно используют бульдозеры и экскаваторы (схема г) или бульдозеры и погрузчики. Сущность выборочной погрузки состоит в том, что по фронту взорванного блока экскаватор выбирает сначала рудные, затем породные участки или наоборот (схема д). Этот метод

Выемку породы из заходок ведут последовательно с холостыми перегонами экскаватора к началу блока, после отработки каждой из них. Параллельно зачищают трассу и начинают перемещение железнодорожных путей. При использовании автомобильного транспорта и при большой ширине развала отработку его осуществляют нормальными, поперечными или диагональными заходками.

По правилам безопасности при разработке пород с применением

результате можно уменьшить потери полезного ископаемого, повысить его качество, снизить затраты на переработку. Однако раздельная выемка неизбежно ведет к усложнению и повышению трудоемкости буровзрывных и экскаваторных работ, снижению производительности оборудования. Поэтому целесообразность валовой (сплошной) или раздельной разработки обосновывают технико-экономическими расчетами.

Различают простую и сложную раздельную выемку. В первом случае ведут обособленную выемку и погрузку различных видов горных пород. Во втором – необходимы

используют при погрузке в автосамосвалы и в забоях с часто перемежающимися по фронту типами горных пород. Сложную раздельную выемку применяют, если невозможно выделить отдельные однородные заходки. В забоях с преимущественным разделением разнотипных пород по высоте уступа или развала ведут раздельное черпание (схема е). Отработку начинают с верхних слоев. При управляемом обрушении сначала в нижней части забоя создают лоткообразные выемки, располагаемые в шахматном порядке, в которые обрушивают горную массу из верхней части забоя, отгружают ее, а затем отрабатывают выступы между выемками.

Раздельная разработка наиболее эффективна при использовании автотранспорта. В этом случае возможна установка экскаватора в положении, исключающем промежуточное штабелирование.

4.6. Выемка и погрузка многоковшовыми экскаваторами

По конструкции рабочего органа выделяют цепные многоковшовые и роторные экскаваторы. В России используют вскрышные и добычные цепные многоковшовые экскаваторы малой (до 900–990 м³/ч) и средней (до 2000 м³/ч) производительности, с нормальным (до 1,0 МПа) и повышенным (до 1,5 МПа) усилием копания. Отечественное машиностроение подобные машины не выпускает. Все цепные многоковшовые экскаваторы, эксплуатируемые на карьерах России, поставлены из Германии и Чехии. Германские машиностроительные фирмы выпускают 18 типоразмеров гусеничных экскаваторов ERs, 11 типоразмеров экскаваторов на рельсовом ходу Es. В Чехии цепные экскаваторы выпускают на рельсовом и шагающем ходу.

Основные узлы цепного экскаватора (рис. 4.10): рама с ковшовой цепью и механизмом подъема, ходовая часть, поворотная (у поворотных машин) платформа, портал или погрузочная консоль, электрическая часть и вспомогательные устройства [1, 2]. Ковшовая цепь передвигается по направляющим жесткой или шарнирно-сочлененной рамы с канатной подвеской. Экскаваторы с жесткой рамой используют для валовой, а с шарнирной – для раздельной выемки. Отдельные экскаваторы оснащены выдвижными рамами с шагом до 5 м. При движении черпаковой цепи и перемещении экскаватора вдоль забоя или повороте машины ковши снимают стружку, наполняются и при нижнем черпании поднимают породу к верхнему барабану, огибая который, разгружаются в бункер. При верхнем черпании перемещение породы обратное: сверху – вниз. Породы из бункера поступает в вагоны (портальная погрузка) или на разгрузочный конвейер (боковая разгрузка).

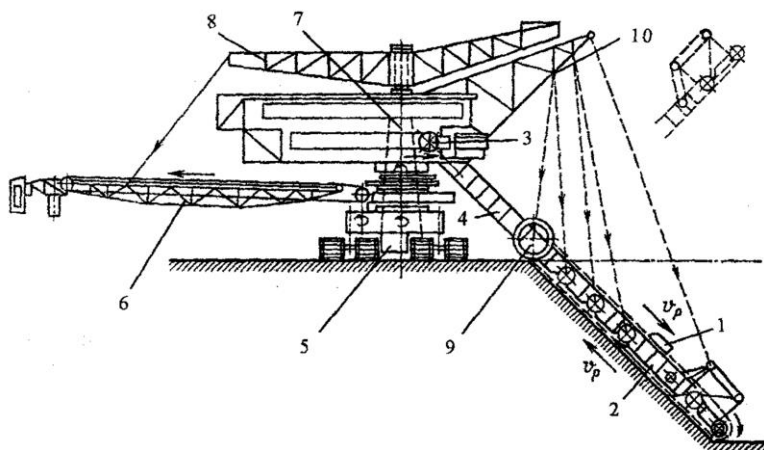


Рис. 4.10. Конструктивная схема цепного экскаватора ДС 1000 20/20-33:

1 – ковши; 2 – ковшовая рама; 3 – приводная звездочка цепи; 4 – приемный желоб; 5 – нижняя рама; 6 – отвальная консоль; 7 – центральная колонна; 8 – стрела подвески отвальной консоли; 9 – оторное колесо для подборки породы;

По конструкции ходового устройства различают цепные многоковшовые экскаваторы на рельсовом, гусеничном, реже – шагающем ходу. Железнодорожные пути для перемещения экскаваторов укладывают на общих шпалах с путями для подвижного состава. Перемещение путей вслед за отработкой забоя осуществляют встроенными путепередвижателями непрерывного действия. Цепные многоковшовые экскаваторы за исключением малых моделей (канавокопателей) выпускают с электрическим приводом.

Основные достоинства цепных многоковшовых экскаваторов:

высокая удельная производительность на 1 т массы, (на 20–30 % выше, чем у одноковшовых), большая высота уступа, возможность автоматизации процесса выемки, непрерывность и безударность загрузки транспортных средств.

Недостатки: быстрый износ рабочего органа, высокий расход электроэнергии, ограниченная область применения (мягкие и плотные породы, сезонная выемка даже в районах с мягким климатом), высокая трудоемкость технического обслуживания и ремонта, повышенные требования к подготовке рабочих горизонтов.

При открытой разработке месторождений используют роторные экскаваторы малой (до 630 м³/ч), средней (630–2500 м³/ч), большой производительности (2500–5000 м³/ч), мощные (5000–10000 м³/ч) и сверхмощные (более 10000 м³/ч) с нормальным (0,45–0,7 МПа) и повышенным (0,85–2,1 МПа) усилием копания (приложения 5,6).

Основные узлы роторного экскаватора: рабочее оборудование (стрела с роторным колесом), погрузочная консоль с конвейером и погрузочным лотком, поворотная платформа, электромеханическая часть, вспомогательные устройства (рис. 4.11).

Рабочим органом роторных экскаваторов служит роторное колесо диаметром 2,5–18 м, по

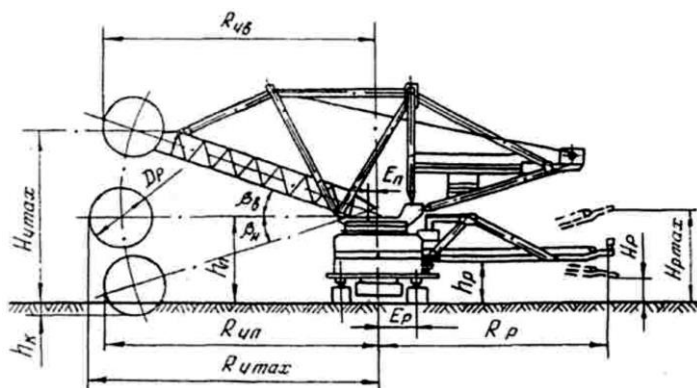


Рис. 4.11. Рабочие параметры роторных экскаваторов

окружности которого расположены ковши с жестким и гибким днищем, зачастую оснащенные 2–6 резцами. Гибкие днища изготавливают из цепей или своеобразной сетки-кольчуги для предотвращения налипания на него пород. Принцип работы следующий: за счет вращения роторного колеса и поворота стрелы ковши заполняются стружкой породы и разгружаются на конвейер, расположенный на стреле. Далее порода поступает на конвейер погрузочной консоли, а с него – в транспортные средства. При скорости

вращения роторного колеса до 5 м/с разгрузка породы происходит под действием собственного веса, когда ковш достигает верхнего сектора. С увеличением скорости вращения используют принудительные разгрузочные устройства, так как центробежные силы затрудняют гравитационную разгрузку.

Большинство роторных экскаваторов могут работать с верхним и нижним черпанием. По способу подачи ротора на забой различают экскаваторы с выдвижными и невыдвижными стрелами. Последние более надежны и обладают меньшей (на 20–25 %) массой. Ходовое оборудование – гусеничное, рельсово-гусеничное, рельсовое и шагающе-рельсовое. Наиболее распространены экскаваторы на гусеничном (многогусеничном) и шагающе-рельсовом ходу, которым оснащают мощные машины с невыдвижной стрелой. Экскаваторы на шагающе-рельсовом ходу обладают повышенной проходимостью и улучшенной маневренностью, благодаря возможности разворота на месте [1, 2].

Роторные экскаваторы применяют в сочетании с конвейерным и железнодорожным транспортом, а вскрышные – совместно с отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами. В настоящее время наметилась тенденция выпуска роторных экскаваторов с невыдвижными стрелами.

Достоинства роторных экскаваторов по сравнению с цепными и одноковшовыми: высокая производительность, достигающая 100 тыс. м³/сут., большая ширина заходок, малая удельная энергоемкость (0,15–0,5 кВтч) и металлоемкость (0,2–1,1 тыс. т) в расчете на 1 м³ часовой производительности, высокий (0,8–0,9) к. п. д. рабочего органа, простота раздельной выемки. Повышенные усилия копания и широкий диапазон регулирования толщины стружки позволяют экскавировать плотные и слабые мерзлые породы. Недостатки: сезонность работы при нормальных усилиях копания, большие динамические колебания роторной стрелы у крупных моделей, затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган и конвейерные ленты влажных и вязких глин [1–3].

Анализ современных тенденций в мировой практике создания и применения техники непрерывного действия показывает все возрастающий интерес к компактным роторным экскаваторам. Развитие их конструкций идет по пути создания, с одной стороны, все более мощных машин, а с другой – в направлении совершенствования их узлов и деталей, стандартизации, применении средств автоматики и перехода на полностью гидрофицированное оборудование. Компактные роторные экскаваторы изготавливают с теоретической производительностью от 200 до 3000 м³/ч, а для легких условий работы – до 7000 м³/ч. Их преимущества: меньшая масса машин и стоимость забойного звена. Можно также увеличить общую высоту уступа, разрабатываемого подступами.

Основные производители: фирмы «Крупп» (Германия), «West-Alpine» (Австрия), «Оренштайн-Коппель», КМГ (Германия).

Компактные роторные экскаваторы отличаются наличием двухгусеничного хода, размещением электрооборудования сзади на поворотной платформе, гидроподъемом роторной и разгрузочной стрел,

сравнительно короткой роторной стрелой ($L_c/D_p \leq 2$, тогда как у обычных полноразмерных роторных экскаваторов это соотношение равно 3 и более).

Для отечественных предприятий необходимо создание семейства компактных роторных экскаваторов классов 320, 630, 1250, 2500 м³/ч и выше (таблица 4.2), которые должны придти на замену тяжелым классическим роторным экскаваторам.

Виды забоев и способы их отработки традиционные.

Таблица 4.2 – Техническая характеристика компактных роторных экскаваторов

Параметры и показатели	ЭРК-320 6,5/0,4	ЭРК-630 8,4/0,5	ЭРК-1250 11/0,6	ЭРК-2500 15/0,8	ЭРК-5000 19/1
1. Техническая производительность по рыхлой массе, м ³ /ч	320–160	630–320	1250–630	2500–1250	5000–2500
2. Высота черпания, м	5,8 (6,5)	7,7 (8,4)	10/11	13,3/15	17,5/19,0
3. Глубина черпания, м	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0
4. Радиус черпания, м	9,25	12,1	16,0	21,0	28,8
5. Радиус разгрузки, м	12,0	15,0	20,0	26,0	32,0
6. Диаметр ротора, м	3,5	4,6	6,0	8,0	10,5
7. Число ковшей, ед.	10	10	10	10	10
8. Вместимость ковша, л	50	100	240	560	1300
9. Масса, т	75	150	300	600	1300
10. Установленная мощность электродвигателей, КВА	250	320	700	1350	4700
11. Скорость перемещения, м/ч	400	400	350	300	300
12. Ширина заходки, м	12,0	15,0	20,0	25,5	32,5
13. Угол откоса уступа, град.	80	77	75	70	65

СЕМИНАР 4

Выемочно-погрузочные работы

План:

1. Технологические схемы выемки и погрузки. Виды забоев
2. Средства механизации выемочно-погрузочных работ
3. Технологические параметры и забои механических лопат и драглайнов
4. Особенности отработки сложных забоев

Термины и понятия: свойства пород, призма обрушения, транспортная полоса, ширина развала, зазоры между оборудованностями, транспортной полосой и развалом горной массы, подпорная стенка, схема подачи транспорта, маневры горнотранспортного оборудования, величина угла откоса рабочего борта, текущий коэффициент вскрыши.

Задача. Определить конечную глубину карьера Нк при тех же условиях, что в примере 2 (по В.В. Ржевскому).

Дано: углы погашения бортов карьера лежачего и висячего боков залежи $\gamma_{хв}$ и $\gamma_{хл} = 40^\circ$; ширина дна карьера $Шд = 30$ м.

Решение: Конечная глубина карьера — это такая глубина, до которой экономически выгодно продолжать открытые горные разработки при неизменном контуре карьера на поверхности, а работы развиваются вглубь путем доведения углов откоса бортов до соответствующих углов погашения (см. рис. 3).

Таким образом, конечная глубина карьера Нк является функцией от установленного положения верхних бровок и углов откосов бортов на момент погашения:

$$H_T = \frac{(B - Шд) \sin \gamma_{л} * \sin \lambda_{е}}{\sin(\gamma_{е} + \gamma_{л})}, м$$

где В — ширина карьера поверху, м; Шд — ширина дна карьера, м;

$$\begin{aligned} B &= Шд + H_T * (\operatorname{ctg} \gamma_{хв} + \operatorname{ctg} \gamma_{хл}) = \\ &= 30 + 67 (\operatorname{ctg} 18^\circ + \operatorname{ctg} 18^\circ) = 30 + 67 * 5,8 = 418 \text{ м,} \end{aligned}$$

где НТ = 67 м — текущая глубина карьера (см. пример 2).

Тогда

$$H_k = \frac{(418 - 30) * \sin 40^\circ * \sin 40^\circ}{\sin(40^\circ + 40^\circ)} = \frac{388 * 0,41}{0,98} = 162 \text{ м.}$$

Глубина карьера с учетом того, что разработка наносов дешевле, чем коренных или полускальных пород, будет больше.

Это можно установить путем замены мощности наносов h_n эквивалентной мощностью коренных пород h_z согласно выражению:

$$h_z = \frac{C_n * h_n}{C_z} = \frac{35 * 20}{55} = 12,7 \text{ м,}$$

$C_n = 35$ руб — стоимость разработки 1 м³ наносов; $C_z = 55$ руб — см. пример 2.

Полная глубина карьера определяется как сумма НТ и разность мощности наносов h_n и эквивалентной мощности коренных пород h_z , т. е.

$$h_n - h_z = \frac{C_z - C_n}{C_z} * h_n$$

$$H'_{\text{т}} = H_{\text{т}} + (h_n - h_z) = 67 + (20 - 12,7) = 74,3 \text{ м,}$$

где $h_n = 20$ м — мощность наносов.

$$\frac{(460 - 30) * 0,41}{0,98} = 180 \text{ м.}$$

Тогда $B = 30 + 74,3 * 5,8 = 460$ м, а $H_k =$

Таким образом получается, что мы определяем не конечную глубину карьера и затем отстраиваем верхний контур карьера, а наоборот, находим границы карьера на уровне поверхности и затем, в соответствии с величиной углов откоса бортов карьера на момент погашения работ, устанавливаем конечную глубину карьера.

Тест к разделу 4

1. Все продукты производства и добычи при поступлении на транспорт называют:

- А. грузами
- В. пакетами
- С. контейнерами
- Д. вагонами
- Е. поездами

2. Погрузочно-разгрузочные машины классифицируются по характеру движения рабочих органов на ПРМ:

- А. непрерывного и базисного действия
- В. прерывного и периодического действия
- С. непрерывного и периодического действия
- Д. комплексного и периодического действия
- Е. непрерывного или почти непрерывного действия

3. Машины периодического действия подразделяются на:

- А. погрузчики, конвейеры и специальные устройства
- В. погрузчики, краны, специальные устройства и установки
- С. бункеры, краны и специальные установки
- Д. силосы, краны и установки
- Е. конвейеры, элеваторы и устройства

4. Машины непрерывного действия подразделяются на:

- А. конвейеры, элеваторы, специальные устройства и установки, бункерные установки, пневматические установки, гидравлические установки
- В. погрузчики, конвейеры и специальные устройства, бункерные установки, пневматические установки, гидравлические установки

- С. бункеры, краны и специальные установки, пневматические установки, гидравлические установки
- Д. силосы, краны и установки, бункерные установки, пневматические установки, гидравлические установки
- Е. погрузчики, краны, специальные устройства и установки, бункерные установки, пневматические установки, гидравлические установки

5. Склады по выполняемой функции подразделяются на:

- А. мельничные, перегрузочные, промышленные и хребтовые
- В. заготовительные, перевалочные, производственные и базисные
- С. производственные, снабженские, базисные и перевалочные
- Д. элеваторные, хребтовые, производственные и базисные
- Е. снабженские, перевалочные, промышленные и перегрузочные

6. Склады, которые строятся по типовым проектам, называются:

- А. специальные
- В. универсальные
- С. механизированные
- Д. специализированные
- Е. автоматизированные

7. Склады, которые строятся по индивидуальным проектам, называются:

- А. специализированные
- В. специальные
- С. универсальные
- Д. автоматизированные
- Е. механизированные

8. Для хранения грузов, требующие защиты от атмосферных осадков, строят:

- А. силосы
- В. бункеры
- С. открытые площадки
- Д. крытые склады
- Е. резервуары

9. Для хранения грузов, не боящихся атмосферных осадков, строят:

- А. крытые склады
- В. силосы
- С. бункеры
- Д. открытые площадки
- Е. резервуары

10. На грузовом пункте осуществляются следующие операции:

- А. оперативные, коммерческие и грузовые
- В. технические, технологические и экспедиционные
- С. технические, коммерческие и транспортные
- Д. транспортные, коммерческие и экспедиционные
- Е. технические, коммерческие и грузовые

11. Подача и уборка вагонов относятся к операциям:

- А. технические
- В. коммерческие
- С. грузовые
- Д. транспортные
- Е. экспедиционные

12. Прием, выдача и взвешивание грузов, оформление перевозочных документов относятся к операциям:

- A. грузовые
- B. экспедиционные
- C. коммерческие
- D. технические
- E. транспортные

13. Погрузка, выгрузка, сортировка, перегрузка грузов относятся к операции:

- A. коммерческие
- B. технические
- C. транспортные
- D. экспедиционные
- E. грузовые

14. В зависимости от объема работы грузовые станции подразделяются на ____ классов:

- A. 4
- B. 5
- C. 6
- D. 7
- E. 8

15. _____ операции – это погрузка и выгрузка местных, сортировка транзитных грузов, перегрузка, налив, слив, складские операции.

- A. технические
- B. грузовые
- C. коммерческие
- D. экспедиционные
- E. транспортные

16. Сколько бывает уровней механизации:

- A. 3
- B. 4
- C. 5
- D. 6
- E. 7

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

1. Охарактеризуйте виды забоев и заходок выемочно-погрузочных машин.
2. Назовите типы одноковшовых экскаваторов.
3. Укажите принципиальную разницу между карьерными и вскрышными одноковшовыми экскаваторами.
4. Перечислите технологические преимущества гидравлических одноковшовых экскаваторов по сравнению с канатными.
5. Опишите схемы черпания канатных и гидравлических одноковшовых экскаваторов.
6. Назовите рабочие параметры мехлопат.
7. Перечислите рабочие параметры драглайнов.
8. Сформулируйте принципы расчета параметров забоя мехлопат и драглайнов.
9. Дайте разновидности простой раздельной выемки различных видов горных пород.
10. Охарактеризуйте методы сложной раздельной выемки.
11. Приведите классификацию многоковшовых экскаваторов.
12. Опишите область применения, достоинства и недостатки роторных экскаваторов.
13. Охарактеризуйте область применения, достоинства и недостатки цепных многоковшовых экскаваторов.
14. Укажите технологические параметры цепных многоковшовых экскаваторов.
15. Перечислите рабочие параметры роторных экскаваторов.
16. Охарактеризуйте порядок отработки и параметры забоев цепных одноковшовых экскаваторов.
17. Опишите виды забоев роторных экскаваторов и последовательность выемки породы.

18. Укажите факторы, от которых зависит производительность одноковшовых экскаваторов.

Литература:

Основная литература:

1. Городниченко, В.И. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2008. – 464 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
2. Егоров, П.В. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / П.В. Егоров, Е.А. Бобер. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2006. – 408 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
3. Колесников, В. Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учеб. пособие / В. Ф. Колесников; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 139 с.
4. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород [Электронный ресурс]: учебник для вузов / 3-е изд., стереотип. – М.: Горная книга, 2009. – 623 с. Гриф (Минобр.). – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Дополнительная литература:

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Серия 3. Вып. 14. – М.: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.
4. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений [Электронный ресурс]: Учебник для вузов. – М.: Издательство: Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – 922 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>
5. Открытые горные работы при строительстве [Электронный ресурс]: учебное пособие. – М.: Издательство "Горная книга", 2014. – 384 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
6. Исмаилов, Т. Т. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник для вузов / Голик В. И., Исмаилов Т. Т., Дольников Е. Б. – М.: Московский государственный горный университет 2008. – 334 с. – Режим доступа: www.knigafund.ru

РАЗДЕЛ 5. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

5.1. Особенности работы карьерного транспорта. Грузооборот и грузопотоки карьера

Карьерный транспорт представляет собой комплекс сооружений и устройств для перемещения горной массы при открытой разработке месторождений. Он включает: подвижной состав, вспомогательное оборудование, транспортные коммуникации, средства управления, технического обслуживания и ремонта.

Перемещение грузов – связующее звено и общей технологической схеме открытых горных работ, характеризуется наиболее высокой трудоемкостью и энергоемкостью.

Основные карьерные грузы – полезное ископаемое и вскрышные породы; вспомогательные: горюче-смазочные материалы, взрывчатые, путевые и дорожные материалы, детали и узлы горных машин, снег в зимнее время. Для перемещения вспомогательных грузов, как правило, используют специальные транспортные средства.

Специфичность карьерного транспорта связана со значительным объемом и односторонней направленностью перемещения основных карьерных грузов на относительно короткие расстояния (от нескольких метров до 20 км), большей интенсивностью движения, сложной формой трасс с малыми радиусами закругления, большими подъемами и уклонами, необходимостью периодической передвижки транспортных коммуникаций в связи с постоянным изменением положения пунктов погрузки и разгрузки.

Кроме того, местоположение транспортных коммуникаций зависит от элементов строения залежи.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризует грузооборот – масса или объем груза, перемещаемого в единицу времени. Масштаб горных работ на карьере определяется величиной грузооборота. Его слагают объемы вскрыши, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов. Под грузопотоком понимают поток грузов определенного качества, характеризуемый сравнительно устойчивым во времени направлением и объемом перевозок. При формировании грузопотоков стремятся к разделению грузов по качественному признаку (вскрыша и полезное ископаемое) и пунктам назначения.

Основные требования, предъявляемые к карьерному транспорту: обеспечение заданного грузооборота, бесперебойность и надежность работы, минимальные трудоемкость и стоимость перемещения грузов, безопасность движения и горных работ.

Вместимость и прочность транспортных средств должна соответствовать мощности выемочно-погрузочных и разгрузочных средств, а также комплексу горнотехнических свойств, характеризующему трудность транспортирования.

Для перемещения горной массы на карьерах используют почти все известные виды и технические средства транспорта, которые по принципу действия разделяют на циклический (железнодорожный, автомобильный); и непрерывный (конвейерный, трубопроводный). Выбор вида карьерного транспорта обусловлен характеристикой груза, расстоянием транспортирования, масштабом перевозок и темпами их развития.

5.2. Технологическая оценка основных видов карьерного транспорта

Основными видами карьерного транспорта являются железнодорожный, автомобильный, конвейерный. Осложнение условий разработки с увеличением глубины карьеров способствовало внедрению комбинированного транспорта – совокупности нескольких последовательно расположенных взаимосвязанных и работающих в единой цепи видов транспорта. При оценке технических возможностей различных видов транспорта (табл. 5.1) следует учитывать преодолеваемые подъемы и минимальные радиусы кривых. Величину подъема для колесного подвижного состава принято оценивать тангенсом его угла α , выражая ее в процентах или тысячных долях. Например, если $\operatorname{tg} \alpha = 0,040$, то подъем составляет 4 % или 40 ‰ (превышение трассы на 1000 м пути равно 40 м).

Железнодорожный транспорт в его современном виде наиболее целесообразно использовать в любых климатических зонах на предприятиях средней и большой производительности (10–15 млн. т в год и более) со значительными размерами карьеров в плане при увеличенных расстояниях транспортирования. Глубина карьеров может достигать 400–500 м, но наибольший эффект достигается при глубине 150–200 м. Основные достоинства железнодорожного транспорта: высокая надежность в работе, низкая себестоимость перевозок, возможность применения автоматизированной системы управления транспортными операциями. Недостатки: высокая капиталоемкость, значительный объем горно-капитальных работ, вследствие наибольших радиусов кривых и наименьших подъемов пути,

наиболее сложная организация движения. Область его применение существенно расширяет использование тяговых агрегатов и моторизованных вагонов. В этом случае может быть увеличен до 6–8 % преодолеваемый подъем, на 15–25 % снижен удельный расход электроэнергии и на 25–30% затраты на перевозки.

Таблица 5.1. Условия применения различных видов транспорта

Факторы и показатели	Автомобильный	Железнодорожный	Конвейерный	Комбинированный транспорт		
				автомобильно-железнодорожный	автомобильно-конвейерный	автомобильно-скиповый
Расстояние транспортировки, км	до 4–5	более 3–4	до 6–10	более 4	4,5–5,0	–
Предельный подъем трассы, %	7–12	3–8	25–30	3–8	25–30	45–50
Минимальные радиусы кривых, м	15–20	120–150	–	120–150	–	–
Глубина карьера, м	до 200–250	до 150–300	более 100	более 120–500	до 500 и более	более 100–180
Годовая производственная мощность карьера по горной массе, млн.т	до 40–50	более 10–15	20–40 и более	лучше 10–60	от 3 до 100	до 15–20
Размеры карьера в плане, км	от 0,3 до 2,0	2–3 и более	до 2–3	1–2 и более	от 0,3 до 2–3	от 1,3 до 1,5–2,0
Погрузочное оборудование	Мехлопаты, одноковшовые погрузчики, кранлайны	Мехлопаты, роторные и цепные экскаваторы	Роторные экскаваторы, реже мехлопаты	Мехлопаты, одноковшовые погрузчики	Мехлопаты, одноковшовые погрузчики	Мехлопаты, одноковшовые погрузчики

Автомобильный транспорт наиболее эффективен на предприятиях с годовым грузооборотом до 25 млн. т при расстоянии перемещения горной массы до 3–5 км. Большая маневренность, мобильность и взаимная независимость работы автосамосвалов позволяют широко применять их на строительстве карьеров, при разработке сложноструктурных месторождений с неправильными контурами и малыми размерами карьерных полей (длина 2–3 км, глубина 150–200 м). Отсутствие рельсовых путей и контактной сети упрощает организацию погрузочно-транспортных работ. Основные недостатки: резкое ухудшение технико-экономических показателей при увеличении расстояния транспортирования, зависимость от климатических условий, большой расход горючесмазочных материалов, интенсивный износ авторезины, высокая стоимость автосамосвалов.

Широкое внедрение автосамосвалов грузоподъемностью 75–180 т позволяет использовать этот вид транспорта на крупных карьерах с расстоянием транспортирования до 7 км.

Дизель-троллейбусы – автомобильные транспортные средства, оснащенные дизель-генераторной установкой, тяговыми электродвигателями и токоприемным устройством для питания от контактной сети, предназначены для использования на крупных карьерах (годовой грузооборот 10–30 млн. т) со значительной глубиной (150–250 м) и размерами в плане при наличии повышенных и значительных подъемов (до 10–15 %).

Конвейерный транспорт применяют для перемещения мягких, рыхлых или хорошо раздробленных полускальных и скальных пород (размер кусков 0,4–0,5 м). Он наиболее эффективен при годовом

грузообороте 20–30 млн. т и более для перемещения мягких, рыхлых вскрышных пород, а при выемке взорванных пород – на карьерах глубиной 150 м и более при расстоянии перемещения 4–6 км на равнине и 10–15 км в пересеченной местности. Его достоинства: непрерывность и ритмичность перемещения грузов, возможность полной автоматизации и преодоления подъемов до 22° (специальными конвейерами – до 30°–45°). Широкое внедрение конвейерного транспорта сдерживают жесткие требования к абразивности и кусковатости перемещенных грузов, зависимость от климатических условий (налипание, намерзание мелкокусковой влажной породы, потеря эластичности и упругости резиновых поверхностей лент при температуре ниже минус 15°), значительный износ дорогостоящей ленты.

С увеличением глубины карьеров неизбежен переход на комбинированное перемещение грузов. Для него характерно использование каждого из видов транспорта в оптимальных условиях, причем автотранспорт, используемый в качестве сборочного вида транспорта, имеет плечо откатки 1,5–2,0 км. Недостатки комбинированного транспорта: усложнение системы ремонта и обслуживания, неизбежность перегрузки горной массы на специально сооружаемых перегрузочных пунктах, нуждающихся в периодическом перемещении.

5.3. Характеристика пути и подвижного состава железнодорожного транспорта

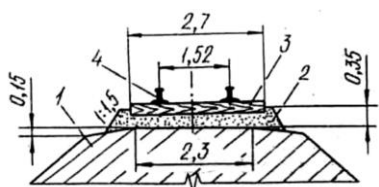
По условиям эксплуатации карьерные железнодорожные пути подразделяют на стационарные (постоянные) и передвижные. Стационарные пути укладывают на длительный срок, располагают на поверхности и в траншеях. Передвижные перемещают вслед за продвижением фронта работ на уступе (забойные), отвале (отвалыные) или постепенно наращивают (соединительные пути на транспортных бермах и уступах). Стандартная колея отечественных карьерных путей, измеряемая между внутренними частями головок рельсов, составляет 1520 мм (допуски +6 и –4 мм). На зарубежных карьерах ширина стандартной колеи – 1435 мм.

Линию, определяющую положение в пространстве оси железнодорожного пути, называют трассой. Горизонтальная проекция трассы образует план пути, а вертикальная – его продольный профиль.

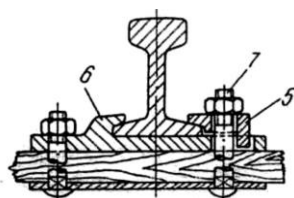
Путь в плане состоит из прямых и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Минимальный радиус закруглений зависит от типа подвижного состава, ширины колеи и составляет для стационарных путей 200–250 м, для передвижных – 120–150 м. Максимальный затяжной подъем (уклон) пути, по величине которого определяют массу поезда при движении с расчетной скоростью, называют руководящим подъемом. Его максимально допустимая величина при электровозной и тепловозной тяге составляет 40 %, при тяговых агрегатах – 60 %, на передвижных погрузочных путях в карьере – 15 %, на разгрузочных путях отвалов – 10 %.

Основные элементы железнодорожного пути – нижнее и верхнее строение. Нижнее строение включает земляное полотно, инженерные и водопропускные сооружения (путепроводы, мосты, тоннели, трубы), верхнее – балластный слой, шпалы, рельсы со скреплениями (рис. 5.1). Земляным полотном в карьерах служат: подошва горных выработок (траншей и съездов), транспортные бермы, рабочие площадки уступов, а на отвалах – насыпь отвалов. Ширина земляного полотна в скальных и полускальных породах на однопутных линиях широкой колеи составляет 6,5 м. При расстоянии между осями двух смежных путей 4,1 м она равна 10,9 м. В траншеях она составляет соответственно 7,9–8,3 м и 12,0–12,4 м [1-3].

Балласт, укладываемый на земляное полотно, служит для распределения давления, смягчения ударов от подвижного состава и дренирования влаги. Его отсыпают из щебня размером 20–70 мм,



а



б

Рис. 5.1. Строение железнодорожного пути: а – общая схема; б – конструкция рельсового крепления; 1 – земляное полотно; 2 – балластный слой; 3 – шпала; 4 – рельсы; 5 – прижим; 6 – подкладка; 7 – болт

гальки, гравия, крупного песка, хвостов обогащения. Толщина балластного слоя 0,25–0,4 м – на стационарных путях и 0,15–0,25 м – на передвижных. Расход балласта, соответственно, 1500–2000 м³/км и 600–1000 м³/км.

Шпалы выполняют роль рельсовых опор и предназначены, для передачи давления от подвижного состава на балласт. Материалом для них служат

дерево, железобетон и металл. Длина деревянных шпал – 2,75 м. Против гниения их пропитывают антисептиком. Число шпал, укладываемых на 1 км пути, зависит от интенсивности движения поездов и нагрузки на ось и составляет 1600–2000 шт. [1].

Выбор рельсов предопределяется нагрузкой на ось, интенсивностью и скоростью движения. По нормативам Гипроруды, на передвижных путях укладывают рельсы Р-50 (масса 1 м – 50,51 кг) или Р-65, (масса 1 м – 64,41 кг), на стационарных – Р-50, Р-65, Р-75 [2]. Стандартная длина рельсов – 12,5 и 25 м. На стационарных путях их сваривают в длинные плети, а на криволинейных участках используют короткие отрезки рельсов необходимой длины. К рельсовым креплениям относят приспособления для прикрепления рельсов к шпалам (подкладки, костыли, шурупы, болты), соединения рельсов между собой (накладки, болты), укрепления пути от продольного смещения (противоугоны).

Для переезда поезда с одного пути на другой служат стрелочные переводы, переводимые вручную или автоматически (рис. 5.2). Их характеризуют тангенсом угла крестовины (маркой крестовины). На постоянных путях устанавливают переводы с маркой крестовины 1/9 и 1/7, на временных – с маркой крестовины 1/7 и 1/5.

Контактный провод электрифицированных железнодорожных путей подвешивают на кронштейнах или П-образных опорах. На прямолинейных и криволинейных участках с радиусом свыше 600 м расстояние между смежными опорами постоянных путей – 50 м, передвижных – 18 м. С уменьшением радиуса кривых пролет между опорами уменьшают. Например, при $R_k=150$ м он составит 26 м на постоянных путях и 9 м – на передвижных. Подвеска контактного провода над стационарными путями, на станциях, разъездах и под искусственными сооружениями – центральная, на передвижных путях и под погрузочными бункерами – боковая. Высота подвески над уровнем головки рельсов на стационарных путях 6500–5550 мм, на передвижных – 4900–5300 мм. Площадь поперечного сечения

медного контактного провода равна 65, 85 или 100 мм².

Подвижной состав включает локомотивы и вагоны (приложения 10-13). В качестве локомотивов на карьерах используют электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты. Наибольшее применение получили промышленные электровозы постоянного (напряжением 1,5 и 3 кВ) и переменного (напряжением 10 кВ) тока. Их ходовая часть состоит из двух-трех поворотных

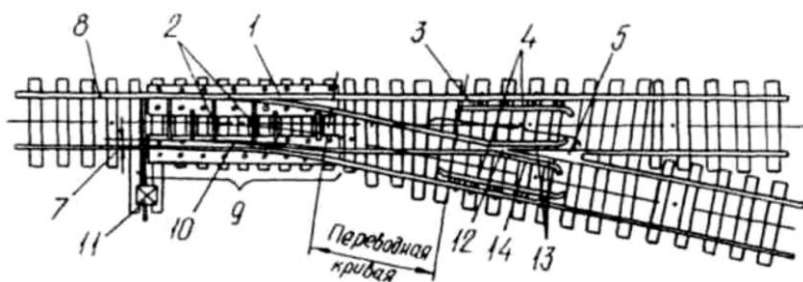


Рис. 5.2. Схема стрелочного перевода: 1 – рамный рельс; 2 – соединительные тяги; 3 – желоб контррельса; 4 – контррельсы; 5 – сердечник; 6 – крестовина; 7 – шаг пера; 8 – стык рамных рельсов; 9 – стрелка; 10 – перо; 11 – переводной механизм; 12 – горло крестовины; 13 – желоб крестовины; 14 – усовик

двухосных или трехосных тележек с индивидуальным приводом к осям от тяговых двигателей. Электровозы оснащены центральными (пантографами) и боковыми токосъемниками. Основные достоинства электровозной тяги: высокая скорость движения на руководящем подъеме, простое обслуживание и надежная работа в любых климатических условиях. Недостатки: зависимость от источника энергии и значительные затраты на сооружение контактной сети, тяговых подстанций и перемещение контактной сети.

Некоторые электровозы (дизель-электровозы) оснащают дизель-генераторным агрегатом. В этом случае отпадает необходимость в контактной сети на забойных и отвальных путях. В глубоких карьерах эффективны тяговые агрегаты с одним – двумя моторными вагонами и электровозом управления. При наличии в составе дизельной секции автономного питания контактную сеть содержат лишь на постоянных и соединительных путях.

Промышленные тепловозы оснащены дизельными двигателями внутреннего сгорания, что обеспечивает их автономность. Большинство современных тепловозов имеют электрическую передачу. Тяговые двигатели таких локомотивов, установленные на полуосях ходовых тележек, получают электроэнергию от главного генератора, соединенного общим валом с дизелем. К недостаткам тепловозов следует отнести резкое снижение скорости при движении на подъем, сложность ремонтных работ, недопустимость перегрузки двигателей, малые преодолеваемые подъемы.

Все локомотивы характеризуются мощностью, силой тяги, сцепной массой, давлением на ось и проходимостью по кривым.

Под сцепной массой локомотива $Q_{сц}$ (т) понимают часть его общей массы, приходящейся на движущие оси. У электровозов и тепловозов все оси движущие, поэтому сцепная масса равна их общей массе. Сцепная сила тяги – внешняя сила, создаваемая двигателями локомотива (H), затрачиваемая, в основном, на преодоление сопротивления движению:

$$F_{сц} = 1000 \cdot \psi \cdot Q_{сц} \cdot g, \quad (5.1)$$

где $Q_{сц}$ – сцепная масса локомотива, т; ψ – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами, при движении $\psi_{дв}=0,22-0,26$; при трогании с места $\psi_{дв}=0,28-0,34$; $g=9,81$ – ускорение свободного падения, м/с².

Сила тяги и мощность локомотива связаны между собой:

$$N_{л} = \frac{F_{сц} \cdot V \cdot \eta}{3,7}, \quad (5.2)$$

здесь $N_{л}$ – мощность локомотива, кВт; V – скорость движения, км/ч; $F_{сц}$ – сила тяги на ободу движущихся колес, создаваемая двигателем локомотива, кН; η – к.п.д. передачи от двигателя к ведущим колесам.

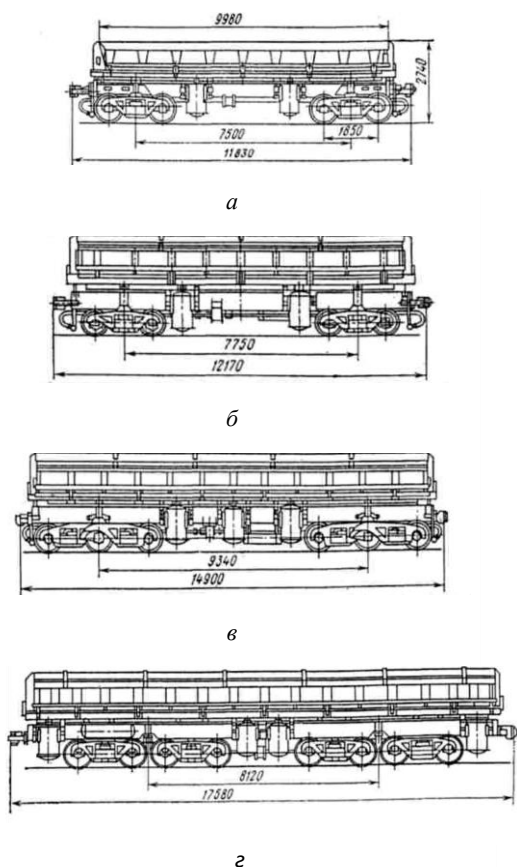


Рис. 5.3. Думпкары: а – грузоподъемностью 60 т; б – грузоподъемностью 85 т; в – грузоподъемностью 105 т; г – грузоподъемностью 180 т

Карьерные вагоны оснащены открытым кузовом для экскаваторной погрузки и механической разгрузки. Для перевозки породы и полезного ископаемого с большой плотностью используют думпкары (рис.5.3) – вагоны с автоматически наклоняющимся кузовом и откидными или поднимающимися при разгрузке бортами. Система наклона кузова – пневматическая или гидравлическая от компрессоров (насосов) локомотива. Основные параметры думпкара – грузоподъемность, вместимость кузова, коэффициент тары, нагрузка на ось. Суммарная грузоподъемность вагонов одного поезда составляет его полезную массу. Вместимость кузова соответствует его геометрическому объему. Коэффициентом тары вагона называют отношение его собственной массы (массы тары) к грузоподъемности. Отечественная промышленность выпускает думпкары четырех типоразмеров – грузоподъемностью 60, 85, 105, 145 т и коэффициентами тары 0,41–0,48. Стадию испытаний проходят вагоны грузоподъемностью 170 и 180 т.

Перевозку полезного ископаемого, как правило, ведут в полувагонах типа «гондола», (приложение 13) реже – типа «хоппер». Дно полувагонов-гондол состоит из отдельных щитов, вращающихся на шарнирах у хребтовой балки. При открывании люков груз под действием силы тяжести перемещается по наклонным поверхностям и высыпается по обе стороны от оси пути. Отечественные гондолы имеют грузоподъемность 63, 94, 125, 140 т и низкие коэффициенты тары (0,85–0,37). Вагоны типа «хоппер» оборудованы наклонными торцовыми стенками и разгружаются через люки, расположенные ниже рамы. Чаще всего их используют для перевозки и дозированной

выгрузки балласта.

5.4. Схемы развития путей и обмен составов на уступах

Общая путевая схема карьера включает: забойные и отвальные временные пути; соединительные пути на транспортных бермах; пути капитальных траншей и съездов, соединяющие рабочие горизонты карьера с путями на поверхности; откаточные, цеховые и хозяйственные пути на поверхности; магистральные пути, соединяющие карьер с путями РАО РЖД, отдельные пункты (рис. 5.4).

Раздельные пункты: путевые посты, разъезды, станции обеспечивают безопасное и эффективное движение поездов. Вся путевая сеть карьера разбита ими на отдельные участки-перегоны. Путевые посты, как правило, не имеют путевого развития. Они служат для регулирования движения поездов на прилегающем перегоне за счет их остановки или пропуска. При автоблокировке посты заменяют проходными автоматическими светофорами.

Разъезды предназначены для скрещения (встречи), обгона и обмена составов. Их размещают на поверхности, в непосредственной близости от карьера или отвала, в пунктах примыкания наклонных траншей к горизонтам, на соединительных, забойных или отвальных путях. Конструкция разъезда зависит от интенсивности движения и его местоположения. Простейший разъезд однопутного прямолинейного участка имеет только главный и приемоотправочный пути (рис. 5.5). Его длина, м:

$$l_p = l_c + l_{рез} + l_{ср} + 2 \cdot l_o, \quad (5.3)$$

где l_p – длина разъезда, м; l_c – длина состава, равная суммарной длине локомотива и вагонов, м; $l_{рез} = 15-20$ – длина резервного участка на неточность установки поезда, м; $l_{ср} = 20$ – расстояние на установку сигнала, м; l_o – расстояние от начала стрелочного перевода до предельного столбика, м.

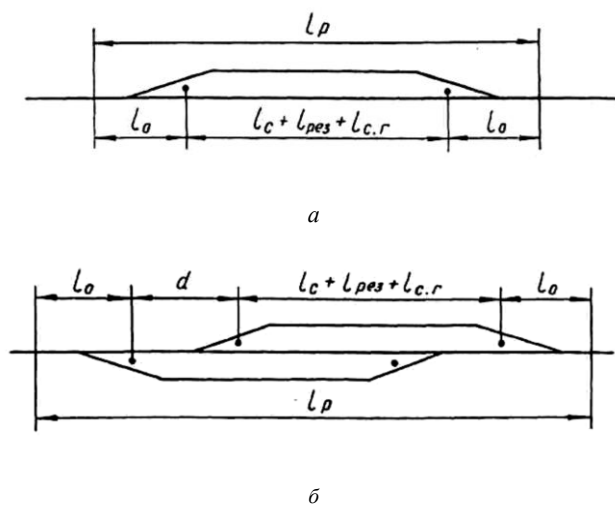


Рис. 5.5. Конструктивные схемы разъездов

значение коэффициента использования экскаватора в течение смены зависит от соотношения времени погрузки t_n и времени обмена поездов t_o , характеризуемого коэффициентом обеспеченности забоя порожняком:

$$\eta_o = \frac{t_n}{t_n + t_o}, \quad (5.4)$$

Время погрузки зависит от грузоподъемности (вместимости) состава и производительности экскаватора (п. 5.10), а время обмена связано со схемой путевого развития на уступе. Она должна обеспечивать быструю смену поездов, включая наряду с этим минимальное количество путей и стрелочных переводов.

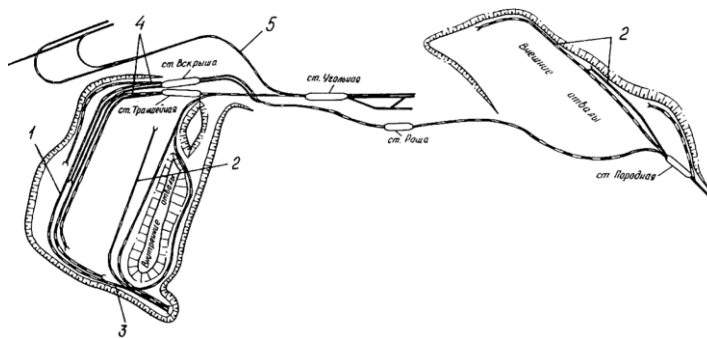
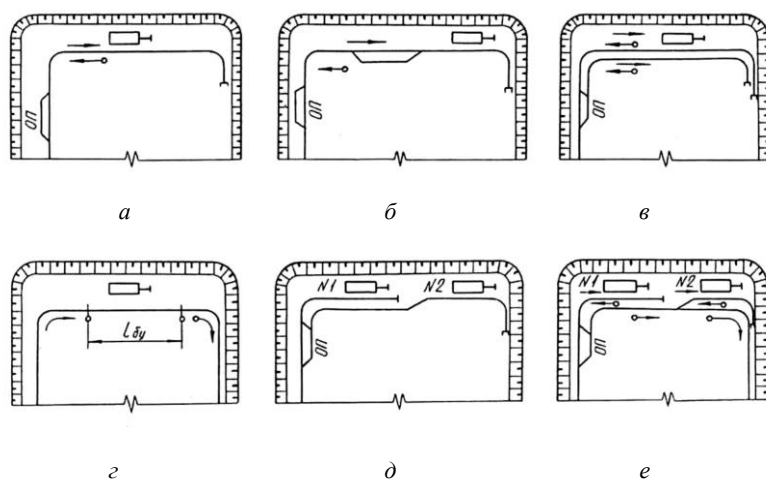


Рис. 5.4. Схема путей карьера: 1 – забойные пути; 2 – отвальные пути; 3 – соединительные пути; 4 – пути в траншее; 5 – магистральные пути

С увеличением количества путей схемы разъездов усложняются [2].

Станции служат для выполнения обменных операций, размещения, формирования, технологического осмотра, экипировки поездов. На них располагают диспетчерские посты, управляющие движением транспорта. На карьерах возможно сооружение нескольких станций, обычно специализируемых по характеру груза (порода или полезное ископаемое) либо по назначению (станции для приема и отправления груженых и порожних поездов).

Исходя из требований правил безопасности, на перегоне может находиться только один поезд. Поэтому после его погрузки экскаватор простаивает или выполняет вспомогательную работу до прихода порожнего состава. Возможное



При одном транспортном выходе с фронта работ уступа движение поездов организуют по маятниковым (тупиковым) схемам (рис. 5.6), а при двух выходах, возможно, их поточное (сквозное) движение (схема г). В некоторых случаях применимы комбинированные схемы (схема е).

Зная протяженность различных типов путей и скорости движения по ним, можно аналитически найти значение времени обмена. Так, при использовании простейшей однотупиковой схемы (схема а) время обмена (ч):

$$t_o = 2 \cdot \left(\frac{L_c}{V_c} + \frac{L_{\phi}}{V_3} + \tau \right), \quad (5.5)$$

а при сквозном движении (схема г):

$$t_o = \frac{l_{\phi y}}{V_3}, \quad (5.6)$$

где L_c – длина соединительных путей, км; V_c , V_3 – скорость движения по соединительным и забойным путям, км/ч (табл. 5.2); L_{ϕ} – длина фронта работ на уступе, км; $l_{\phi y} = l_c + l_{рез} + l_{ср}$ – длина блок-участка, км; τ – время на железнодорожную связь, ч.

Таблица 5.2. Скорость движения поездов по различным типам железнодорожных путей (по Гипроруде), км/ч

Вид железнодорожных путей	Скорость
Передвижные пути в карьерах и на плужных отвалах	15
Передвижные пути на экскаваторных отвалах	20
Стационарные пути на поверхности, локомотив – тепловоз	25
Стационарные пути на поверхности, локомотив – электровоз	30

Время на железнодорожную связь на однопутных линиях составляет при телефонной связи 6,5 мин, при полуавтоматической блокировке – 3–4 мин., при автоблокировке – 2,5 мин. На двухпутных линиях, соответственно, 4, 3 и 1 мин.

При расчете τ , для других схем путевого развития следует использовать рекомендации акад. В. В. Ржевского [2].

5.5. Принципы расчета полезной массы поезда, пропускной и провозной способности коммуникаций

Массу груза, перевозимую локомотивосоставом за один рейс, называют полезной массой поезда. Ее определяют по условию равномерного движения состава на участке пути с руководящим подъемом при максимальном использовании тяговых возможностей локомотива.

Движение поезда возможно, если сила тяги достаточна для преодоления сил сопротивления движению. Основное сопротивление движению возникает вследствие трения в подшипниках, трения между колесами и рельсами, сопротивления воздушной среды. Последнее учитывают при скорости движения более 40 км/ч. Дополнительные сопротивления движению вызваны движением поезда на подъем (со знаком «+»), под уклон (со знаком «-») и на криволинейных участках. Практически все силы сопротивления движению пропорциональны массе подвижного состава, поэтому принято использовать их удельные значения, отнесенные к единице массы поезда [2]. Основное уравнение движения поезда имеет вид (н):

$$F_{сц} = Q_{л} \cdot (\omega'_{o} \pm \omega_i + \omega_k) + Q_{п} \cdot (\omega''_{o} \pm \omega_i + \omega_k), \quad (5.7)$$

где Q_L , Q_P – масса локомотива и прицепной части поезда, т; ω'_o , ω''_o – основное удельное сопротивление движению локомотива и вагонов, Н/т; ω_i , ω_k – удельное сопротивление движению от уклона и кривизны пути, Н/т.

На временных передвижных путях $\omega_o \approx \omega'_o \approx \omega''_o = 60\text{--}80$ Н/т, на постоянных $\omega_o = 35\text{--}45$ Н/т. Значение ω_i пропорционально величине уклона в тысячных:

$$\omega_i = \pm g \cdot i, \quad (5.8)$$

Дополнительное сопротивление движению (Н/т) на криволинейном участке радиуса R_k (м):

$$\omega_k = 6900/R_k \text{ (на стационарных путях)}, \quad (5.9)$$

$$\omega_k = 12750/R_k \text{ (на временных путях)}. \quad (5.10)$$

Масса прицепной части поезда (т):

$$Q_P = n_B \cdot q_B \cdot (1 + K_T), \quad (5.11)$$

где n_B – количество вагонов в составе, ед.; q_B – грузоподъемность вагона, т; K_T – коэффициент тары вагона.

С учетом зависимостей (5.1), (5.7), (5.8), (5.11) уравнение равномерного движения поезда на участке с руководящим подъемом примет вид

$$1000 \cdot Q_{сц} \cdot \psi \cdot g = Q_L \cdot (\omega'_o + g \cdot i_p + \omega_k) + n_B \cdot q_B \cdot (1 + K_T) (\omega''_o + g \cdot i_p + \omega_k), \quad (5.12)$$

Так как у электровозов и тепловозов $Q_L = Q_{сц}$, полезная масса поезда (т):

$$n_B \cdot q_B = \frac{Q_{сц} \cdot [1000 \cdot \psi \cdot g - (\omega'_o + g \cdot i_p + \omega_k)]}{(\omega''_o + g \cdot i_p + \omega_k) \cdot (1 + K_T)}, \quad (5.13)$$

Для тяговых агрегатов (т):

$$Q_{пол} = \frac{[Q_{эу} + Q_a + n_M (q_M + q_{TM})] \cdot [1000 \cdot \psi \cdot g - (\omega'_o + g \cdot i_p + \omega_k)]}{(\omega''_o + g \cdot i_p + \omega_k) \cdot (1 + K_T)} + n_M \cdot q_M \quad (5.14)$$

где $Q_{пол}$ – полезная масса поезда, т; $Q_{эу}$, Q_a – соответственно, масса электровоза управления и секции автономного питания, т; n_M – число моторных думпкаров; q_M , q_{TM} – соответственно, грузоподъемность и масса тары моторного думпкара, т.

Пропускная и провозная способности железнодорожных путей характеризуют интенсивность движения поездов.

Пропускная способность путей перегона (раздельного пункта) – наибольшее число поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по данному участку в единицу времени. Провозную способность оценивают количеством груза, провозимого по перегону за то же время.

Пропускную способность всей сети карьерных путей лимитирует пропускная способность самого протяженного перегона с наиболее тяжелыми планом, профилем и минимальным числом действующих путей. Его называют ограничивающим перегонном.

В общем случае пропускную способность перегона N (ед./см., ед./сут.) можно рассчитать по формуле:

$$N = \frac{60 \cdot T}{I}, \quad (5.15)$$

где T – время, за которое определяют пропускную способность (для суток $T = 18\text{--}22$, для смены $T = 6\text{--}7$), ч; I – интервал движения поездов, ч. При расчетах пропускной и провозной способности коммуникаций предусматривают 20 %-ный резерв времени на ремонт и хозяйственные нужды. На однопутных линиях пропускную способность оценивают в парах поездов обоих направлений. Тогда интервал движения (ч):

$$I = \frac{L}{V_{гр}} + \frac{L}{V_{пор}} + 2 \cdot \tau, \quad (5.16)$$

здесь L – длина перегона, км; $V_{гр}$ – скорость движения груженого поезда, км/ч; $V_{пор}$ – скорость движения порожнего поезда, км/ч.

На двухпутных перегонах расчет пропускной способности ведут отдельно для грузового и порожнего направлений. В этом случае

$$I_{гр} = \frac{L}{V_{гр}} + \tau; \quad I_{пор} = \frac{L}{V_{пор}} + \tau, \quad (5.17)$$

При разделении двухпутного перегона на блок-участки светофорами с автоблокировкой

$$I = \frac{l_c + l_{бу} + l_{рез}}{V_{бу}}, \quad (5.18)$$

где $l_{бу}$ – длина блок-участка, принимается не менее длины тормозного пути поезда (300 м), км; $V_{бу}$ – скорость движения по блок-участку, км/ч.

Для вычисления пропускной способности раздельных пунктов величину I находят исходя из продолжительности занятия приемоотправочных путей или горловин [2].

Провозная способность ограничивающего перегона (T)

$$M = 0,8 \cdot N \cdot QП \quad (5.19)$$

Пропускную и провозную способности можно увеличить за счет: повышения скорости движения поездов при использовании более мощного подвижного состава, повышения надежности верхнего строения пути и смягчения его продольного профиля; разделения ограничивающего перегона на отдельные блок-участки меньшей длины; перехода на автоблокировку и централизованную систему связи; укладки дополнительных путей, что связано с дополнительными капитальными затратами; повышения полезной массы поезда путем применения более мощных локомотивов, перехода на тяговые агрегаты или двойную тягу.

5.6. Экологические проблемы при эксплуатации транспортных машин

Автомобильные дороги занимают первое место в балансе пылевыведения по всем карьерным источникам. При движении автосамосвалов на сухой щебеночной дороге интенсивность образования пыли доходит до 3000–7000 мг/с.

При работе автомобильного и железнодорожного транспорта (тепловозы) загрязнение атмосферы карьера происходит также из-за выбросов вредных веществ при работе двигателей внутреннего сгорания (табл. 5.10). При этом в атмосферу с отработанными газами поступают аэрозольные и газообразные компоненты.

Наиболее опасными из газообразных выбросов являются нормируемые вредные вещества: оксиды азота NO_X в пересчете на NO_2 ; оксид углерода – CO ; углеводороды CH – пары несгоревшего топлива и смазочного масла; частицы – твердый фильтрат (углерод) C и аэрозоли несозревшего топлива и смазочного масла. К ненормируемым вредным веществам относятся оксиды серы SO_X – сумма SO_2 и SO_3 в пересчете на SO_2 .

В работе дизельных двигателей автосамосвалов и локомотивов могут быть выделены три режима:

– холостой ход: а) для автомобиля и тепловоза – при погрузке, ожидании и на спуске; б) для дизель-троллейвоза и тягового агрегата то же, а также при движении под контактной сетью;

Таблица 5.10. Удельные выбросы основных вредных веществ дизельными двигателями, кг/ч

Тяговые агрегаты (тепловоз, автосамосвал)	Вредное вещество	Режим работы транспортного средства		
		Холостой ход	40% мощности	Максимальная мощность
Локомотив:				
ОПЭ-1	CO	0,442	1,603	2,714
	NOX	0,383	6,105	10,829
	CH	0,081	0,642	1,085
	C	0,027	0,208	0,353
ТЭМ-7, ТЭМ-7А	CO	0,424	1,508	2,574
	NOX	0,313	6,139	10,666
	CH	0,034	0,603	1,07
	C	0,011	0,193	0,347
Автосамосвал:				
БелАЗ-7540 (30 т)	CO	0,16	0,219	0,519
	NOX	0,115	0,963	1,767
	CH	0,044	0,087	0,161
	C	0,005	0,024	0,052
БелАЗ-7548 (42 т)	CO	0,19	0,261	0,617
	NOX	0,13	1,148	2,105
	CH	0,052	0,104	0,192
	C	0,009	0,034	0,052

БелАЗ-7549 (80 т)	co	0,371	0,488	0,895
	NOX	0,254	2,148	3,398
	CH	0,098	0,195	0,358
	c	0,017	0,053	0,116
БелАЗ-7512 (120 т)	co	0,494	1,081	1,108
	NOX	0,363	2,66	4,876
	CH	0,121	0,242	0,443
	C	0,023	0,079	0,144
БелАЗ-5215 (180 т)	CO	0,874	1,413	1,961
	NOX	0,642	4,706	8,605
	CH	0,214	0,427	0,804
	c	0,069	0,139	0,255

– полное использование мощности двигателя: а) для автомобиля и тепловоза – при движении на подъем и при движении груженого автомобиля (поезда) по горизонтальным и пологим участкам трассы в забое и на отвале; б) для дизель-троллейвоза и тягового агрегата – при движении груженого дизель-троллейвоза (поезда) по горизонтальным и пологим участкам в забое и на отвале;

– частичное (приблизительно 50 %-е) использование мощности двигателя – при движении всех видов автомобилей и локомотивосоставов по горизонтальным участкам трассы в порожнем состоянии и при разгрузке.

5.7. Основные требования правил безопасности при работе транспорта

Аварии и несчастные случаи при эксплуатации колесного транспорта в основном вызываются столкновениями транспортных средств, наездами на людей, неисправностью подвижного состава, путей и дорог, падением кусков породы при разгрузке и людей с подножек и кузовов; неправильной подачей и установкой автосамосвалов под погрузку и разгрузку; опрокидыванием автосамосвалов под откос отвала или падением их с уступов.

Конвейеры более безопасны, так как здесь исключены столкновения, а люди, как правило, находятся в стороне от транспортных линий. Вместе с тем при отступлении от требований правил безопасности возможны несчастные случаи вследствие: падения кусков породы с ленты; чистки и ремонта на ходу; эксплуатации конвейеров при отсутствии или неисправности средств сигнализации и ограждения вращающихся частей, езды на ленте.

Основные требования правил безопасности на железнодорожном транспорте. Безопасную эксплуатацию подвижного состава обеспечивает исправность локомотивов и вагонов, средств связи и управления движением. Ни одна часть сооружений и устройств, расположенных у пути, а также грузы, подготовленные к погрузке, не должны заходить внутрь установленного габарита приближения строений. Односторонняя, сверхгабаритная и превышающая грузоподъемность загрузка вагонов не допускается, чтобы не повредить путепроводы, тоннели и не вызвать при этом аварии с локомотивосоставом.

Все сооружения устройства, подвижной состав должны соответствовать утвержденной проектной документации и технологическим условиям, а также иметь паспорта, содержащие технические и эксплуатационные характеристики.

Железнодорожный путь должен быть уложен в соответствии с требованиями строительных норм и правил, действующих правил технической эксплуатации. Необходимо проводить его периодическую инструментальную проверку, своевременно очищать от просыпей и снега. Запрещается эксплуатация пути без балласта с отклонениями от номинальной ширины колеи, превышениями рельсов в кривых. Износ деталей стрелочных переводов не должен превышать предусмотренных допусков. Стрелочные переводы необходимо содержать в исправном состоянии, регулярно очищать от снега, мусора, кусков породы, чтобы избежать неплотного прилегания перьев (остряков), которое может привести к сходо локомотивосоставов. Как уже указывалось выше (п. 5.4), на перегоне допускается наличие только одного состава.

Четкую и правильную организацию движения поездов и работы всех звеньев карьерного железнодорожного транспорта сочетают с поддержанием производственной дисциплины всеми трудящимися. Подача и передвижение локомотивосоставов вдоль забоя в процессе погрузки и разгрузки возможно, только по сигналу машиниста экскаватора. Люди должны соблюдать установленные правила перемещения. Ходить по путям или концам шпал запрещается. На участках постоянного пешеходного

движения устраивают пешеходные тоннели, мосты или дорожки, освещаемые в темное время суток. Нельзя переходить на другую сторону состава под вагонами, сцеплять и расцеплять вагоны на ходу. Случаи езды на груженных вагонах, тормозных площадках должны решительно пресекаться. Перевозку людей осуществляют по инструкции, разработанной на предприятии и согласованной с органами Ростехнадзора. Включать вагоны для перевозки людей в составы грузовых поездов запрещается.

В местах пересечения железнодорожных путей с автодорогами устраивают переезды с учетом требований строительных норм и правил. Их оборудуют настилом, шлагбаумами, типовыми предупредительными знаками, габаритными воротами для электрифицированных путей. В темное время суток, во время метелей и снегопадов переезды должны быть освещены. Неохраняемые переезды на участках с автоблокировкой оснащают автоматической переездной сигнализацией.

Следование поездов с локомотивом в хвосте состава разрешают лишь при наличии на переднем вагоне соответствующих звуковых, а в темное время и световых сигналов или тормозной площадки, обращенной в сторону движения, на которой размещен кондуктор.

Скорость движения поездов на железнодорожных путях карьеров устанавливают внутренней инструкцией по эксплуатации железнодорожного транспорта в зависимости от применяемого подвижного состава, верхнего строения и профиля пути, а также местных условий.

Забойные и отвальные железнодорожные пути должны заканчиваться предохранительными упорами, надежно закрепленными на расстоянии не менее 10 м от конца рельсов. Их ограждают сигналами, освещенными в темное время суток или окрашенными светоотражающей краской.

Участок пути, на котором ведут ремонтные работы, ограждают установленными путевыми сигналами, видимыми издали.

Основные требования правил безопасности на автотранспорте. Скорость и порядок движения автомобилей устанавливает администрация предприятия с учетом местных условий. Движение на дорогах регулируется стандартными знаками, предусмотренными Правилами дорожного движения. Только после инструктажа и ознакомления с маршрутами движения водителям выдают удостоверения на право работы в карьере.

План и профиль автодорог должен соответствовать требованиям строительных норм и правил. Проезжую часть дороги внутри карьера ограждают от призмы обрушения земляным валом или защитной стенкой. Высота вала должна составлять не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности автосамосвала. Все места погрузки и разгрузки, виражи, траншеи, а также внутрикарьерные дороги с активным движением освещают в темное время суток. Специальная дорожная служба контролирует состояние транспортных коммуникации, обеспечивая безопасные условия перемещения машин.

На линию разрешен выпуск только исправных автосамосвалов. Поэтому перед выездом из гаража тщательно проверяют исправность тормозной системы, рулевого управления, сигналов, осветительных и контрольно-измерительных приборов.

Обгон на карьерных дорогах запрещен, за исключением обгона транспортных средств, обладающих более низкой технической скоростью движения.

Недопустимо хождение по автодорогам и обочинам из-за опасности травмирования падающими кусками горной массы. Перевозку людей в карьере производят в автобусах или специально оборудованных автомобилях по маршрутам, разработанным и утвержденным руководством предприятия. Разрешен проезд в кабинах технологических автомобилей лиц технического надзора и отдельных рабочих при наличии у них письменного разрешения администрации и места в кабине. При движении задним ходом машин, во избежание наезда на людей, должен автоматически включаться звуковой сигнал.

Находящийся под погрузкой автомобиль обязательно затормаживают. Ожидающий погрузки автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаватора и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора. Движение загруженного автомобиля к пункту разгрузки возможно только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора. Кабина карьерного автосамосвала должна быть перекрыта защитным козырьком. При его отсутствии водитель при погрузке обязан выйти из кабины и находиться за пределами радиуса действия ковша экскаватора (погрузчика). При работе в карьере запрещается: движение автомобиля с поднятым кузовом; движение задним ходом к месту погрузки на расстояние более 30 м (за исключением случаев проведения траншей); переезжать через кабели, проложенные по почве без специальных защитных укрытий.

При остановке на подъеме или уклоне вследствие технической неисправности водитель выключает двигатель, тормозит машину, подкладывает под колеса упоры (башмаки), чтобы исключить самопроизвольное движение автомобиля.

Площадки погрузочно-разгрузочных пунктов должны быть горизонтальными (допустим, уклон не более 0,01) с размерами, достаточными для маневровых операций. Для ограничения движения автосамосвалов задним ходом устраивают предохранительную стенку (вал) высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля. При ее отсутствии запрещен подъезд машин к бровке площадки ближе, чем на 5 м.

Основные требования правил безопасности при конвейерном транспорте. Конвейеры оборудуют специальными сигналами и автоматическими устройствами. Перемещение людей по ленте (даже неподвижной) не разрешается. Для перехода через конвейеры сооружают специальные переходные мостики, оборудованные перилами. Проход под лентой допустим в специальных местах, оборудованных защитными устройствами для предохранения от падающих кусков. В конвейерных галереях между конвейером и стенкой оставляют проход для людей шириной не менее 0,7 м, а между конвейерами – не менее 1 м. В местах, где не происходит движения людей, ширина зазоров должна быть не менее 0,4 м. Между наиболее высокой частью конвейера и потолком галереи сохраняют свободное пространство высотой не менее 0,6 м.

На грузо-людских конвейерах предусматривают специальные площадки для посадки и высадки людей шириной не менее 1 м с устройством переходов к рабочим местам [1].

Приводные, натяжные, отклоняющие и концевые станции ленточных конвейеров оборудуют ограждениями, исключающими возможность ручной уборки просыпей во время работы. Они должны быть заблокированы с приводным двигателем таким образом, чтобы исключить возможность пуска его в работу при снятых ограждениях. На конвейерах необходимо устанавливать специальные устройства для очистки ленты, исправность которых ежемесячно проверяют лица сменного технического надзора. Работа на заштыбованных конвейерах недопустима. Ремонт, ручную смазку и очистку конвейера ведут только при остановленном конвейере и заблокированном пусковом устройстве. Ленточные конвейеры, установленные с наклоном более 6° , оснащают надежными автоматическими тормозами, срабатывающими при отключении двигателя.

СЕМИНАР 5

Перемещение карьерных грузов

План:

1. Особенности работы карьерного транспорта. Грузооборот и грузопотоки карьера;
2. Технологическая оценка основных видов карьерного транспорта;
3. Характеристика пути и подвижного состава железнодорожного транспорта;
4. Принципы расчета полезной массы поезда, пропускной и провозной способности коммуникаций;
5. Экологические проблемы при эксплуатации транспортных машин.

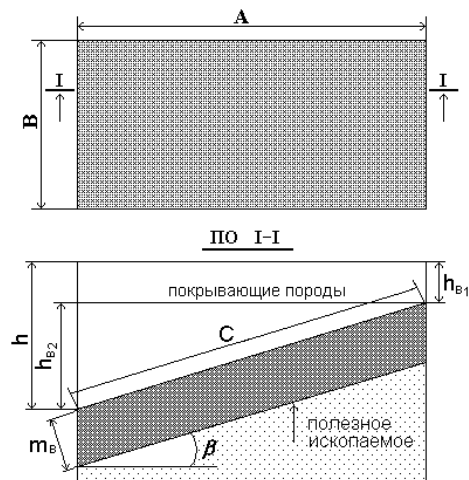


Рис. 1. Схема к определению запасов пласта

Задача. Недропользователю предоставлен горный отвод на равнинной местности (рис. 1) имеет длину $A = 2000$ м, $B = 1000$ м. Минимальная мощность покрывающих пород в сечении I-I составляет $h_{в1} = 15$ м. Угол падения пласта полезного ископаемого $\beta = 30^\circ$, его мощность $m = 55$ м. Плотность полезного ископаемого $\rho_{\text{и}} = 2800$ кг/м³, а покрывающей породы $\rho_{\text{п}} = 1500$ кг/м³.

Определить: геологические запасы полезного ископаемого в пласте (в границах горного отвода), объем вскрыши в тех же границах и средний коэффициент вскрыши. Коэффициент потерь балансовых запасов $\eta = 0,95$.

Решение. Объем полезного ископаемого в пласте в границах горного отвода $V_{\text{пн}}$:

$$V_{\text{пн}} = m \cdot B \cdot C = \frac{m \cdot B \cdot A}{\cos \beta} = \frac{55 \cdot 1000 \cdot 2000}{0,866} = 127 \cdot 10^6 \text{ м}^3.$$

Балансовые (геологические) запасы полезного ископаемого (в тоннах) в тех же границах:

$$Q_6 = V_{\text{пн}} \rho_{\text{п}} = 127 \cdot 10^6 \cdot 2,8 = 356 \cdot 10^6 \text{ т.}$$

Промышленные запасы:

$$Q_{\text{п}} = Q_6 \cdot \eta = 356 \cdot 10^6 \cdot 0,95 = 338 \cdot 10^6 \text{ т,}$$

где η – коэффициент потерь балансовых запасов.

Объем покрывающих пустых пород $V_{\text{п}} \text{ (м}^3\text{)}$

$$V_{\text{п}} = A \cdot B \cdot h_{\text{в1}} + 0,5 \cdot B \cdot A \cdot h_{\text{в2}},$$

где $h_{\text{в2}} = A / \operatorname{tg} (90 - \beta)$.

$$\begin{aligned} V_{\text{п}} &= A \cdot B \cdot h_{\text{в1}} + 0,5 \cdot [(A^2 \cdot B) / \operatorname{tg} (90 - \beta)] = \\ &= 2000 \cdot 15 \cdot 1000 + 0,5 \cdot [(2000^2 \cdot 1000) / \operatorname{tg} (90 - 30)] = 1186 \cdot 10^6 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

Определяем ориентировочный средний промышленный коэффициент вскрыши

$$K_{\text{ср}} = V_{\text{п}} / V_{\text{пн}} = 1186 \cdot 10^6 / 127 \cdot 10^6 = 9,33.$$

ТЕСТ К РАЗДЕЛУ 5

1. В каких случаях специалист, назначенный приказом по предприятию ответственным за безопасную организацию погрузочно-разгрузочных работ, должен лично координировать и контролировать работы?

- А. При работе в вечернее и ночное время (при плохой освещенности места работ).
- В. При погрузке или разгрузке тяжелых, громоздких и опасных грузов.
- С. Во всех случаях

2. Мостики и сходни для перемещения грузчиков с грузом могут изготавливаться из досок толщиной:

- А. а) не менее 25 мм;
- В. б) не менее 40 мм;
- С. в) не менее 50 мм.

3. Допускается ли складирование материалов в местах производства погрузочно-разгрузочных работ?

- А. Вопрос решается специалистом, ответственным за безопасную организацию этих работ.
- В. Не допускается.
- С. Правилами по охране труда это не предусмотрено.

4. В каких случаях перемещение грузов должно производиться с помощью средств механизации?

- А. При подъеме грузов на высоту более 1,3 м.
- В. При перемещении грузов массой более 25 кг.
- С. При перемещении грузов в технологическом процессе массой более 20 кг или на расстояние более 25 м.

5. Какие предельные нормы подъема и перемещения грузов вручную на расстояние до 25 м установлены законодательством для мужчин старше 18 лет?

- А. 25 кг.
- В. 50 кг.
- С. 80 кг.

6. Допускается ли перенос груза массой 75 кг грузчиком?

- А. Допускается в присутствии руководителя работ.
- В. Допускается перемещение груза при условии, что подъем (снятие) производят другие грузчики.
- С. Не допускается.

7. Какие требования Правил по охране труда ПОТ РМ-007-98 необходимо выполнять при организации работ по перемещению вручную груза массой более 50 кг?

- А. Погрузка и разгрузка грузов массой более 50 кг должна производиться только с применением грузоподъемных механизмов.
- В. На временных площадках допускается переносить одному работнику вручную груз массой до 60 кг.
- С. Переносить груз массой одного места до 80 кг разрешается вручную, если расстояние по горизонтали не превышает 25 м. Поднимать и снимать груз массой одного места более 50 кг необходимо вдвоем.

8. В каких случаях съемные грузозахватные приспособления не должны находиться в местах производства погрузочно-разгрузочных работ?

- А. Съемные грузозахватные приспособления неисправны.
- В. Съемные грузозахватные приспособления не имеют бирок или клейм.
- С. В случаях, указанных в пунктах “а” и “б”.

9. Сколько работников одновременно должны открывать (закрывать) борта кузова транспортного средства?

- А. Разрешается выполнять эту работу не менее чем двум работникам.
- В. Количество работников при выполнении этой процедуры не фиксировано.
- С. Открывать и закрывать борта кузова автомашины должен водитель.

10. Какие средства применяются для фиксации груза в кузове автомобиля?

- А. Деревянные, металлические упоры, упорные ramпы, щиты.
- В. Металлические канаты, проволока.
- С. Для фиксации груза применяют средства, указанные в ответах «а» и «б».

11. В каких случаях работникам предоставляются перерывы для отдыха и обогрева, которые включаются в рабочее время?

- А. При выполнении работ в холодное время года на открытом воздухе или в закрытых не обогреваемых помещениях, в том числе грузчикам, занятым на погрузочно-разгрузочных работах.
- В. При работе за пределами нормальной продолжительности рабочего времени.
- С. При разделении рабочего дня на части.

12. Какая мера административной ответственности возлагается за нарушение должностным лицом законодательства об охране труда?

- А. Штраф в размере от 5 до 10 минимальных размеров оплаты труда (МРОТ).
- В. Штраф в размере от 5 до 10 МРОТ, при повторном аналогичном правонарушении – дисквалификация на срок от одного до трех лет.
- С. Штраф от 50 до 100 МРОТ.

13. Можно ли производить перемещение груза, на который не разработаны схемы строповки?

- А. Запрещается.
- В. Можно, в присутствии владельца груза.
- С. Можно, в присутствии и под руководством лица, ответственного за безопасное производство работ.

14. Кто выдает разрешение на эксплуатацию грузоподъемных приспособлений, тары и как часто в процессе эксплуатации производится их осмотр?

- А. Разрешение выдает лицо, ответственное за безопасное производство работ. Стропальщик производит осмотр перед их применением, в процессе эксплуатации владелец производит их осмотр в установленные сроки: траверс, клещей и тары – ежемесячно, стропов – каждые 10 дней.
- В. Разрешение выдает специалист по надзору за безопасной эксплуатацией машины. Стропальщик осматривает их перед применением.
- С. Разрешение выдает инспектор Госгортехнадзора. Владелец траверс, клещей и тары, стропов организует их осмотр в установленные сроки – каждые 10 дней.

15. Предъявляются ли требования к положению грузчика во время перемещения катучих грузов (бочек, рулонов)?

- А. Не предъявляются. Работы проводятся под руководством руководителя работ.
- В. Грузчик должен находиться впереди груза, толкая его на себя.
- С. Грузчик должен находиться сзади груза, толкая его от себя.

16. Какие средства индивидуальной защиты должны применяться при погрузке и выгрузке пылящих грузов?

- А. Защитные очки и респиратор.
- В. Изолирующий противогаз.
- С. Пневмокуртки.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

1. Перечислите особенности карьерного транспорта.
2. Назовите виды карьерного транспорта и охарактеризуйте область их применения.
3. Дайте сравнительную оценку автомобильного и железнодорожного транспорта.
4. Укажите достоинства и недостатки конвейерного транспорта.
5. Опишите конструкцию железнодорожного пути.
6. Дайте характеристику подвижного состава карьерного железнодорожного транспорта.
7. Поясните назначение и устройство раздельных пунктов.
8. Приведите схемы развития путей на уступах. Поясните принципы расчета времени обмена и коэффициента обеспеченности забоя порожняком.
9. Напишите основное уравнение движения. Дайте понятие о сцепной тяге и силах сопротивления движению.
10. Охарактеризуйте пропускную и провозную способность железнодорожных путей.
11. Перечислите мероприятия, позволяющие увеличить пропускную и провозную способность.
12. Назовите способы и средства передвижки железнодорожных путей.
13. Укажите способы и средства переукладки железнодорожных путей.
14. Дайте характеристику подвижного состава карьерного автомобильного транспорта, конструктивных особенностей автосамосвалов и дизель-троллейбусов.
15. Поясните принципы расчета пропускной и провозной способности карьерных автодорог.
16. Приведите схемы обмена автосамосвалов в забоях и на отвалах.
17. Охарактеризуйте способы организации движения колесного транспорта.
18. Назовите преимущества и недостатки открытого и замкнутого (закрытого) циклов.
19. Поясните, как найти продолжительность транспортного цикла (времени оборота) подвижного состава.
20. Укажите, как определить производительность и парк транспортных средств.
21. Дайте классификацию карьерных конвейеров по виду тягового органа и назначению.
22. Перечислите конструктивные особенности карьерных ленточных конвейеров.
23. Назовите технологические, параметры и дайте принцип расчета производительности ленточных конвейеров.
24. Охарактеризуйте способы перемещения конвейерных линий.
25. Укажите назначение, достоинства и недостатки комбинированного карьерного транспорта.
26. Назовите типы перегрузочных пунктов при использовании комбинированного транспорта.
27. Перечислите мероприятия по снижению выбросов в атмосферу пыли и вредных газов, образующихся при эксплуатации транспортных средств.
28. Приведите основные требования правил безопасности на железнодорожном транспорте.
29. Сформулируйте основные правила безопасности при эксплуатации автосамосвалов.
30. Перечислите мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию конвейеров.

Темы докладов

1. Процессы подготовки горных пород к выемке.
2. Выемочно-погрузочные работы.
3. Транспортирование горных пород.
4. Складирование горной массы.
5. Устойчивость бортов и осушение карьеров.
6. Вскрытие карьерных полей.
7. Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых.
8. Разработка строительных горных пород.
9. Открытая гидравлическая разработка месторождений.
10. Рекультивация поверхности.
11. Основные сведения о горных породах и полезных ископаемых.
12. Параметры буровзрывных работ.
13. Понятие о коэффициентах вскрыши.
14. Формы залегания угольных, рудных и нерудных месторождений.
15. Общая характеристика схем вскрытия карьерного поля.
16. Сведения о странах, являющихся основными производителями минерального сырья,
17. и о горно-добывающих районах России.
18. Сведения о средствах и технологии бурения скважин.
19. Геотехнические способы добычи полезных ископаемых.
20. Основные технологические свойства горных пород и массивов.
21. Основные сведения о запасах и потерях полезных ископаемых.
22. Понятие о взрывных работах и действии взрыва в твердой среде.
23. Преимущества и недостатки открытого способа разработки.
24. Свойства горных пород.
25. Сведения о технологических процессах открытых горных работ.
26. Подготовка горных пород к выемке. Способы подготовки горных пород к выемке.
27. Режим добычных и вскрышных горных работ.
28. Элементы систем разработки и их параметры.
29. Виды строительных горных пород. Требования к сырью и готовой продукции.
30. Основные виды карьерного транспорта, их технологическая характеристика.
31. Сущность вскрытия карьерного поля.
32. Отвалообразование и складирование горных пород.
33. Основные принципы выбора схемы вскрытия.
34. Вентиляция карьеров.
35. Общие понятия о системах открытой разработки месторождений полезных
36. ископаемых.
37. Взрывные скважины и их параметры. Порядок взрывания зарядов ВВ в скважинах.
38. Сущность карьерного водоотлива.
39. Уступ и его элементы.
40. Пыль в карьере, источники ее образования. Способы борьбы с пылью.
41. Определение границ карьера.
42. Разработка россыпей и подводная добыча на внутренних водоемах, на шельфе и в
43. мировом океане.
44. Особенности технологии добычи строительных материалов.

ЗАДАНИЯ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО ИЗУЧЕНИЯ И КОНСПЕКТИРОВАНИЯ

Тема 1. Рассмотреть следующие вопросы:

- эволюция горного производства;
- этап примитивного горного производства;
- изобретение и применение парового двигателя;
- паровой экскаватор;
- карьерные автосамосвалы;
- изобретение и применение электрического двигателя;
- автоматизация, применение компьютера;
- автосамосвалы-роботы на карьерах.

Тема 2. Рассмотреть следующие вопросы:

- определение параметров элементов карьера;
- определение объёма карьера;
- общие сведения об оконтуривании карьеров;
- типы и размеры карьерных полей.

Тема 3. Рассмотреть следующие вопросы:

- промышленные требования к качеству полезных ископаемых;
- ценность полезных ископаемых;
- оценка качества горных работ.

Тема 4. Рассмотреть следующие вопросы:

- внешние траншеи, параметры, способы их проведения;
- внутренние траншеи, параметры, способы их проведения;
- крутые и наклонные траншеи, параметры, способы их проведения полутраншей, их конструкции, параметры способы их проведения.

Тема 5. Рассмотреть следующие вопросы:

- вскрытие отдельными внутренними траншеями;
- вскрытие групповыми внешними траншеями;
- вскрытие групповыми внутренними траншеями;
- вскрытие общими внешними траншеями;
- вскрытие общими внутренними траншеями;
- вскрытие парными внешними траншеями;
- вскрытие парными внутренними траншеями;
- бестраншейное вскрытие;
- вскрытие подземными выработками;
- комбинированное вскрытие;
- экономическая оценка вариантов вскрытия.

Тема 6. Рассмотреть следующие вопросы:

- определение размеров и объёмов траншей и полутраншей;
- объём одиночной траншей;
- объём общих внешних траншей;
- объём общих внутренних траншей;
- объём внешних групповых траншей;
- объём внешних траншей с участками примыкания;
- объём траншей на косогорах и при сложном рельефе;
- проведение траншей на косогорах;
- проведение траншей сплошным забоем с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта;
- проведение траншей сплошным забоем с нижней погрузкой в средства автомобильного транспорта;
- проведение траншей сплошным забоем с верхней погрузкой;
- послойные методы проведения траншей;
- методы интенсификации проходки траншей;
- проведение траншей драглайнами с погрузкой в транспортные средства.

Тема 7. Рассмотреть следующие вопросы:

- выемочные участки, слои, уступы, горизонты;
- рабочие и нерабочие площадки уступов;
- фронт горных работ на уступе, его форма, структура, направление развития;
- экскаваторные и рабочие блоки;
- технологическое значение элементов и параметров систем разработки: высота и число уступов, ширина рабочих площадок,
- бERM, углы откосов рабочих бортов, скорость подвигания фронта и темп углубления, предельная скорость углубления горных работ;
- рабочий борт, его конструкция и параметры;
- рабочая зона карьера и требования к ней;
- подготовленные, вскрытые и готовые к выемке запасы;
- общий и активный фронт карьера.

Тема 8. Рассмотреть следующие вопросы:

- технологические схемы комплексов оборудования;
- сопряжение работы машин цикличного и непрерывного действия;
- качественная и количественная комплектация основного и вспомогательного оборудования;
- технологические циклы процессов и горных работ;
- сменная и годовая производительность комплексов.

Тема 9. Рассмотреть следующие вопросы:

- особенности технологии при отработке крутых и наклонных месторождений;
- особенности сплошных и углубочно-сплошных систем разработки, основы их расчетов, условия применения;
- технология формирования внешних отвалов;
- особенности углубочных систем разработки на сложноструктурных месторождениях;
- особенности углубочных систем разработки с формированием временно нерабочих бортов (целиков), основы их расчетов;
- разработка месторождений этапами.
- технологические схемы при разработке наклонных и крутопадающих месторождений;
- расчет технологических схем с перевозкой вскрышных пород вовне и внутренние отвалы;
- расчеты технологических схем при использовании комплексов оборудования с колесным и комбинациями видов транспорта;
- изменение технологических схем и их параметров в процессе разработки месторождения, организация горных работ.

Задачи и их решения:

Построение схемы вскрытия горизонтов карьера

Практическая работа № 1

Схема вскрытия характеризуется видом, числом и пространственным положением вскрывающих горных выработок. Построение схемы вскрытия производится на плане карьера в соответствии с принятым трассированием вскрывающих горных выработок. Построение схемы вскрытия производится на плане карьера в соответствии с принятым трассированием вскрывающих горных выработок. Расчет и построение схемы вскрытия начинается со дна карьера до земной поверхности (снизу вверх) в следующей последовательности:

1. Определяется ширина съездов, площадок примыкания и, если они имеются, транспортных площадок на уступах. Принимается, что ширина съезда равна ширине транспортной площадки на уступе. Число полос движения на съезде – 2. Ширина съезда определяется по формуле (рис. 1):

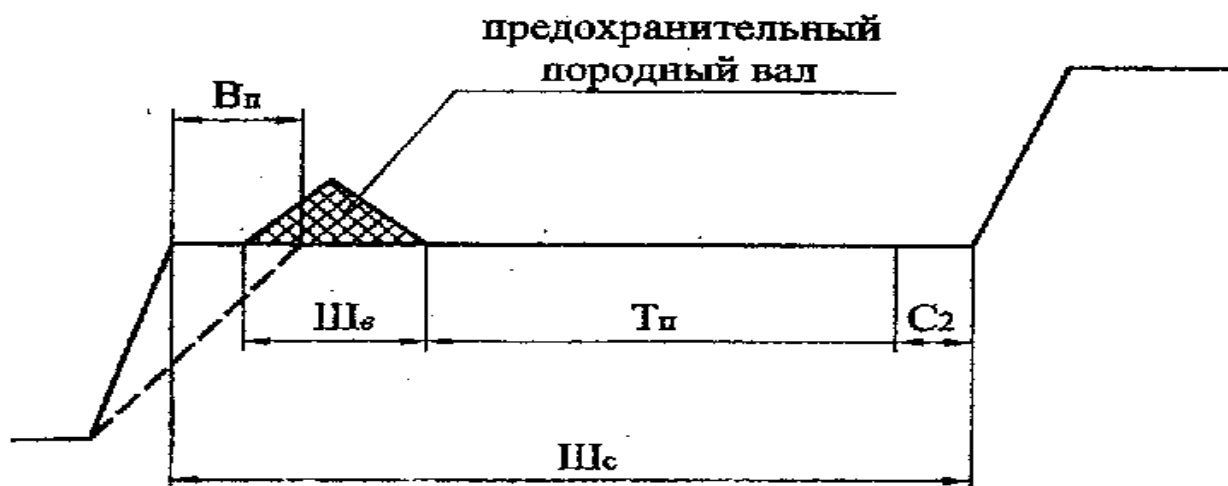


Рис. 1. Схема к расчету ширины автомобильного съезда

$$\text{Шс} = \text{Вп} + 0,6\text{Шв} + \text{Тп} + \text{С2}, \text{ м}$$

где Вп – ширина полосы безопасности (призма возможного обрушения), м; Шв – ширина основания предохранительного породного вала, м; Тп – ширина проезжей части автодороги с обочинами, м;

С2 – расстояние от нижней бровки уступа до обочины автодороги, С2 = 2,5 м.

$$\text{Вп} = \text{Ну} (\text{ctg}\beta_y - \text{ctg}\beta), \text{ м.}$$

где Ну – высота нерабочего уступа, м;

β – угол откоса нерабочего уступа, градус;

βу – устойчивый угол откоса нерабочего уступа, градус.

Устойчивый угол откоса нерабочего уступа зависит от физико-механических свойств горных пород и принимается: для пород I-II категорий по трудности экскавации (мягкие и сыпучие породы) 35-40°, для пород III-IV категории по трудности экскавации (скальные и полускальные породы) 45-60°.

Ширина основания предохранительного породного вала определяется его высотой и углом естественного откоса пород. Угол естественного откоса пород принимается равным 33°. Высота породного вала должна составлять в соответствии с Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ЕПБ) не менее половины диаметра колеса автосамосвала и принимается равной 1 м (БелАЗ-7519 грузоподъемностью 110 т). Тогда ширина основания предохранительного породного вала составит 3,1 м.

По ЕПБ вертикальная ось, проведенная через вершину предохранительного породного вала, должна располагаться вне призмы возможного обрушения. Поэтому в формуле (5) перед шириной основания предохранительного вала стоит коэффициент 0,6 (рис. 2).

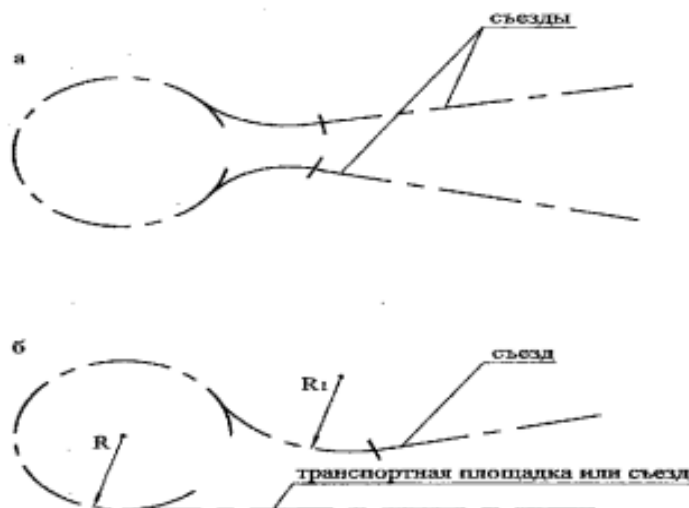


Рис. 2. Схемы петлевого соединения трасс вскрывающих горных выработок

Для определения ширины проезжей части автодорог в карьере принимается, что эти автодороги относятся к дорогам, в соответствии с Правилами технической эксплуатации технологического автотранспорта при разработке угольных месторождений открытым способом (ПТЭ), категории П-к (грузонапряженность перевозок от 5 до 15 млн.т в год). Во всех вариантах принимается, что при разработке вскрышных пород и добыче полезного ископаемого используются экскаваторно-автомобильные комплексы с экскаваторами ЭКГ-15 и автосамосвалами БелАЗ 7519 (110 т). При использовании автосамосвалов грузоподъемностью 110 т, согласно ПТЭ, ширина проезжей части автодороги равна 18 м. Ширина одной обочины 1,5 м. Тогда величина $T_p=21$ м.

2. Определяются параметры площадок разворота (петель) автосамосвалов. Возможны два варианта схем петлевого соединения трасс вскрывающих горных выработок (рис. 3). Первый вариант схемы (рис. 3-7,а) применяется, как правило, при ведении горных работ на косогоре или при разработке слабонаклонных месторождений. Площадка разворота устраивается на площадке, создаваемой в выемке, или на площадке, создаваемой на насыпи, или на площадке, расположенной одновременно в полувыемке и на насыпи. Во втором варианте схемы (рис. 3, б) длина петли минимальная. Конструкция схемы более простая. Поэтому в дальнейших построениях схем вскрытия рабочих горизонтов карьера будет использоваться вторая схема петлевого соединения трасс.

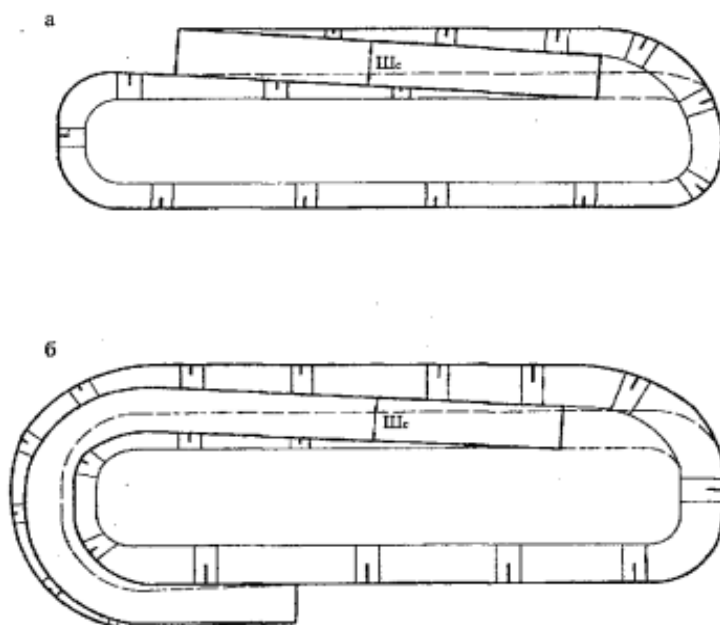


Рис. 3. Съезды с вышележащего горизонта на дно карьера:
а – прямой съезд; б – съезд с поворотом (криволинейный съезд)

Основными параметрами площадки разворота автосамосвалов являются радиус петли- R и радиус криволинейной вставки- R_i (см. рис. 3-7,б). Согласно ЕПБ на внутрикарьерных дорогах величину радиусов кривых в плане допускается принимать в размере не менее двух конструктивных радиусов разворота автосамосвалов по переднему наружному колесу. Наименьший радиус поворота у автосамосвалов грузоподъемностью 110 составляет 12 м. Тогда, с учетом призмы возможного обрушения и предохранительного породного вала с одной стороны и расстояния от нижней бровки уступа до дороги с противоположной стороны, принимается радиус разворотной площадки (R) 30 м. Радиус криволинейной вставки (R_i) равен радиусу петли-30 м.

3. От первого съезда на площадке уступа откладывается длина площадь примыкания и строится второй съезд (отсчёт снизу). При значительной длине дна карьера, петлевой форме трассы и, независимо от длины дна карьера, при спиральной форме трассы второй съезд строится в том же направлении, что и первый.

В результате автосамосвалы не меняют направление движения при переезде с уступа на уступ (рис. 4, а).

При относительно небольшой длине дна карьера и при петлевой форме трассы перед построением второго съезда строится площадка разворота (петля), этом случае автосамосвалы при переезде с уступа на уступ меняют направление своего движения на 180° (рис. 4, б).

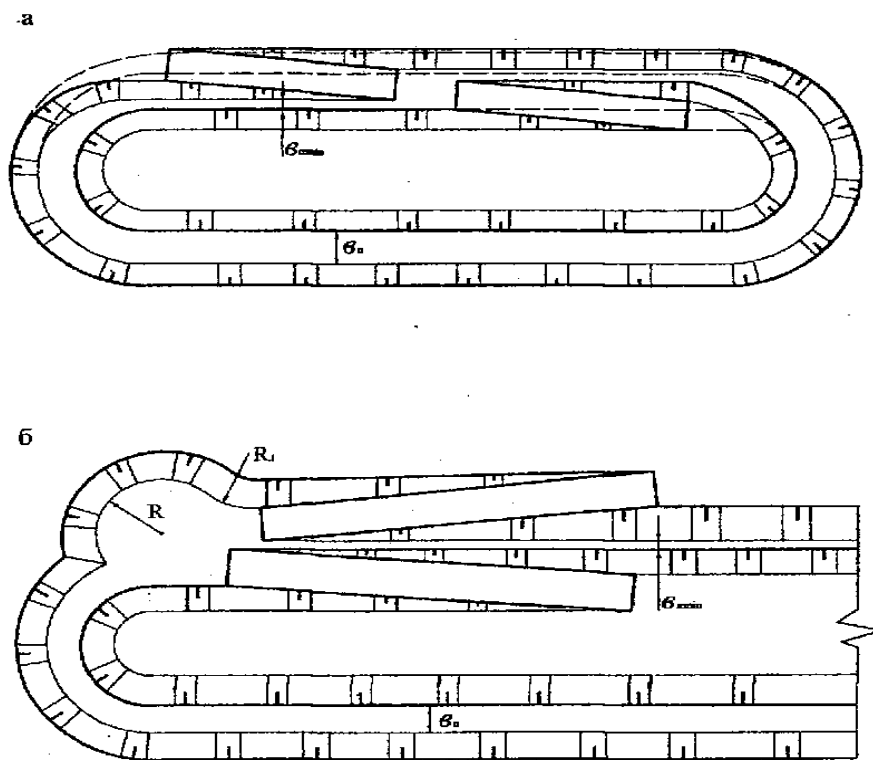


Рис. 3. Схемы взаимного расположения съездов:
а – расположение съездов в одном направлении; б – в разных направлениях

4. Последующие съезды необходимо строить аналогично второму съезду, используя всё пространство карьера при спиральной форме трассы и торцы и бор карьера со стороны лежащего бока залежи полезного ископаемого – при петлевой форме трассы.

5. Для вскрытия 1-2-х верхних горизонтов могут устраиваться капитальные траншеи внешнего заложения.

6. При построении схемы вскрытия рабочих горизонтов борт (борта карьера), определённый по условию устойчивости, выполаживается. Для уменьшения выполаживания борта карьера и сокращения, соответственно, объёмов работ по разноске борта в зоне расположения съездов и поворотных площадок ширина предохранительной бермы уменьшается. При этом фактический (после построения схемы вскрытия) угол откоса нерабочего борта карьера должен быть равен или меньше угла откоса нерабочего борта по условиям устойчивости.

7. На плане карьера в центральной его части перпендикулярно длинной оси его проводится прямая линия, которая обозначает местоположение поперечного сечения карьера. Точка (точки)

пересечения бровки верхнего уступа карьера с линией поперечного сечения переносится на поперечное сечение карьера, на земную поверхность. Полученная точка (точки) соединяется с точкой пересечения дна карьера и откоса уступа, образуя фактический угол откоса нерабочего борта карьера. Затем отстраивается на поперечном сечении фактический нерабочий борт карьера.

8 Построенный план карьера со схемой вскрытия обводится толстыми линиями, и наносятся берг-штрихи.

9. Вычисляется коэффициент удлинения (или развития) трассы по формуле

$$K_y = \frac{L_d}{L_m} \geq 1,$$

где L_d – действительная длина трассы, м;

L_m – теоретическая длина трассы, м.

Теоретическая длина трассы равна:

$$L_T = \frac{\dot{I}_{\hat{i}} - \dot{I}_{\hat{e}}}{tgJ} = \frac{\dot{I}}{i_{\delta}}$$

где H_o – отметка земной поверхности, м;

H_k – отметка дна карьера, м;

J – угол наклона трассы к горизонту, градус;

H – глубина карьера, м;

i_p – руководящий подъём (уклон) трассы, о/оо.

Действительная длина трассы равна сумме её теоретической длины, удлинений от смягчения подъёма на криволинейных участках и сумме длин площадок примыкания. Действительная длина трассы вычисляется или определяется с использованием курвиметра.

III. Выполнить расчеты по исходным данным табл. (по последней цифре)

Таблица 1

Расположение пунктов приёма горной массы на поверхности и годовая производительность карьера по полезному ископаемому

Вариант	Расположение пунктов приема горной массы на поверхности		Годовая производительность карьера по полезному ископаемому, тыс.т/год	Плотности полезного ископаемого, т/м ³
	Полезного ископаемого	Вскрышных пород		
1	Запад	Юго-Восток	2000	3,3
2	Северо-Запад	Юг	1800	2,65
3	Север	Северо-Запад	1600	2,7
4	Юго-Запад	Запад	1500	2,55
5	Юго-Восток	Восток	1600	2,35
6	Восток	Север	1500	1,25
7	Северо-Восток	Восток	1000	2,5
8	Юг	Запад	2300	3,2
9	Юго-Восток	Запад	1500	1,45
10	Юго-Запад	Восток	1600	3,2
11	Юго-Запад	Юго-Восток	1800	2,6
12	Юг	Юго-Запад	1400	2,6
13	Юг	Юго-Восток	1900	2,4
14	Северо-Запад	Запад	1800	2,35
15	Восток	Юго-Восток	4000	3,05
16	Северо-Запад	Северо-Восток	1800	2,75
17	Юго-Восток	Восток	2000	2,5
18	Север	Юг	1700	4,1
19	Запад	Запад	1500	1,2
20	Восток	Восток	1400	2,2
21	Юго-Запад	Юго-Восток	1900	1,4
22	Восток	Юго-Запад	2100	3,0
23	Юго-Восток	Юго-Запад	1800	2,55
24	Север	Запад	1900	1,4
25	Юг	Восток	2000	2,45
26	Юго-Восток	Северо-Запад	2200	2,6
27	Восток	Северо-Запад	2100	2,55

Оформить отчёт по практической работе № 4 на листах формата А 4 и защитить его.

Изображение забоев экскаваторов и построение на плане схемы вскрытия рабочих горизонтов

Практическая работа № 2

Тема: Изображение забоев экскаваторов и построение на плане схемы вскрытия рабочих горизонтов

В результате выемки из забоев экскаваторами горных пород и погрузки их в автосамосвалы образуются грузопотоки, которые направляются по вскрывающим горным выработкам на отвалы вскрышных пород и пункты разгрузки полезного ископаемого. Число забоев экскаваторов на текущем положении горных работ, а следовательно, количество экскаваторов в работе зависит от объемов разрабатываемых горных пород и производительности экскаватора и определяются следующим образом:

1. Вычисляется текущий коэффициент вскрыши. Текущий коэффициент вскрыши рассчитывается при углублении горных работ на один горизонт (одиночный уступ). Схема к расчету текущего коэффициента вскрыши представлена на рис. 1.

1.1. На поперечном сечении текущего положения горных работ (задание 5) от нижней бровки разрезной траншеи, примыкающей к висячему боку полезного ископаемого, до точки выхода текущего контура на поверхность или на нерабочий борт проводится прямая линия, обозначающая угол откоса рабочего борта карьера. На рис. 1 точки, соединённые прямой линией, обозначены цифрами 1 и 2, а угол откоса рабочего борта – φ .

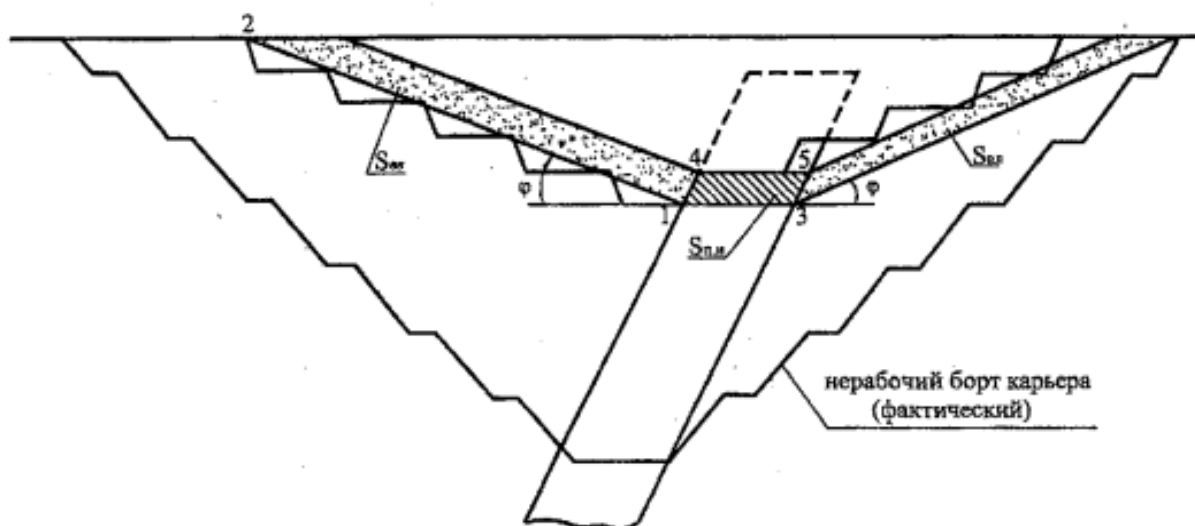


Рис. 1. Схема к расчету текущего коэффициента вскрыши

1.2. От точки пересечения подошвы отрабатываемого в текущий период времени горизонта полезного ископаемого с его лежащим боком (на рис. 1 эта точка обозначена цифрой 3) проводится прямая линия под углом φ до пересечения с земной поверхностью или с нерабочим бортом карьера.

1.4. От точек пересечения висячего и лежащего боков залежи полезного ископаемого с верхней площадкой отрабатываемого слоя полезного ископаемого (точки 4 и 5) проводятся прямые линии под углом φ .

1.5. Вычисляются площади образовавшихся трёх плоских фигур – $S_{вв}$, $S_{вл}$, $S_{п.и}$. (рис. 1). Фигура, обозначенная $S_{п.и}$, имеет форму параллелограмма, остальные фигуры имеют форму трапеции или четырёхугольника.

1.6. Измеряется на плане средняя длина вскрышных уступов со стороны висячего или лежащего боков залежи полезного ископаемого.

1.7. Вычисляется текущий коэффициент вскрыши.

$$K_T = \frac{V_{в.т}}{V_{н.и.т}} = \frac{(S_{вв} + S_{вл})l_{с}}{S_{п.и} \cdot l_{р.т}}, \text{ м}^3/\text{м}^3, (1)$$

где $V_{в.т}$ – объем вскрышных пород, разрабатываемый в текущий период времени, $м^3$;
 $V_{п.и.т}$ – объем полезного ископаемого, добываемый в текущий период времени, $м^3$;
 $S_{вв}, S_{вл}$ – площади разноса бортов соответственно со стороны висячего и лежащего боков залежи полезного ископаемого в текущий период времени, $м^2$;
 $S_{п.и}$ – площадь полезного ископаемого, добываемого в текущий период времени, $м^2$;
 $l_{в}$ – средняя длина вскрышного уступа на бортах карьера, $м$;
 $l_{р.т}$ – длина разрезной траншеи, $м$.

Площади $S_{вв}, S_{вл}, S_{п.и}$ определяются аналитически или путем измерения на поперечном сечении.

2. Определяется годовой объем вскрышных пород, разрабатываемых на текущем положении горных работ по формуле:

$$V_{в.т.} = \frac{K_m \cdot \Pi_{п.и.}}{\rho_{п.и.}}, \text{ м}^3, (2)$$

где $\Pi_{п.и}$ – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, $т$ (табл. 1);
 $\rho_{п.и}$ – плотность полезного ископаемого, $т/м^3$ (табл. 1).

3. Рассчитывается годовая производительность одного экскаватора по известным формулам. При этом принимается следующий режим работы экскаватора: 2 см. по 8 часов каждая.

4. Определяется число рабочих экскаваторов (забоев экскаваторов) на добычных и вскрышных работах по формулам:

$$N_{э.д.} = \frac{\Pi_{п.и.}}{\rho_{п.и.} \cdot Q_{э}}, \text{ шт}, (3)$$

$$N_{э.в.} = \frac{V_{в.т.}}{Q_{э}}, \text{ шт}, (4)$$

где $N_{э.д}, N_{э.в.}$ – число рабочих экскаваторов (забоев экскаваторов) соответственно на добыче и на вскрышных работах, шт.;

$Q_{э}$ – годовая производительность одного экскаватора, $м^3$;

$V_{в.т}$ – годовой объем вскрышных работ на текущем положении горных работ, $м^3$;

Полученные значения количества экскаваторов округляются в большую сторону до целого числа.

Параметры забоев экскаваторов следующие: ширина развала взорванных пород равна двум радиусам черпания экскаватора на горизонте его установки и развал взорванных пород отрабатывается за один проход экскаватора. Длина взорванного блока для каждого экскаватора определяется из условия обеспечения экскаватора запасами взорванных горных пород на 10-30 суток.

Далее на плане карьера в толстых линиях изображаются забои экскаваторов. При значительном числе забоев они располагаются на всех рабочих бортах и на каждом уступе в различных частях фронта работ. При числе забоев меньше, чем количество рабочих горизонтов, забои экскаваторов размещаются преимущественно на борту карьера со стороны висячего бока залежи полезного ископаемого в различных частях по фронту работ.

Схема вскрытия рабочих горизонтов действующего карьера строится в зависимости от того, вышел ли текущий контур карьера на конечный или нет. Если текущий контур карьера не вышел на конечный, то вскрывающие горные выработки представлены только временными съездами. Их количество должно быть больше, чем число рабочих горизонтов. Временные съезды стремятся располагать в любой части фронта работ уступа таким образом, чтобы обеспечивалось минимальное расстояние транспортирования горных пород от каждого забоя экскаватора. При этом транспортные выходы (выход) на поверхность должны соответствовать расположению пунктов приема вскрышных пород и полезного ископаемого на поверхности (табл. 1).

При выходе текущего контура карьера на конечный (одним бортом или двумя) вскрывающие горные выработки представлены временными съездами, расположенными на рабочих горизонтах, и системой постоянных полутраншей и траншей на конечном контуре. Временные съезды располагают в любой части фронта работ уступа. Местоположение их выбирается так, чтобы обеспечивалось

минимальное расстояние транспортирования горных пород от забоев экскаваторов до постоянных вскрывающих выработок.

В процессе построения схемы вскрытия рабочих горизонтов действующего карьера возможна некоторая корректировка плана карьера и принятого вскрытия на момент окончания горных работ. В качестве примера на рис. 2 показан план действующего карьера.

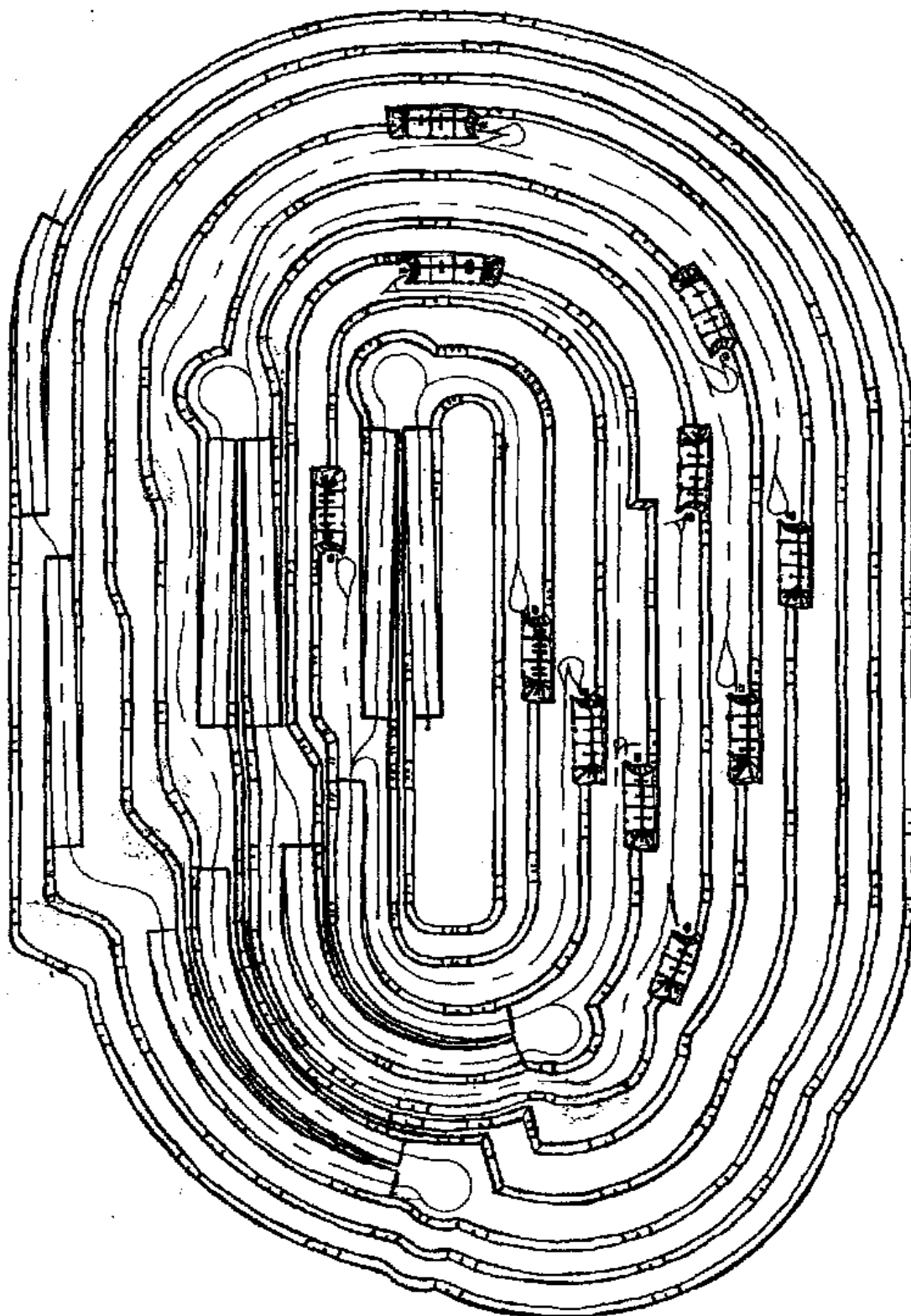


Рис. 2. План действующего карьера

Определение параметров основных технологических процессов

Практическая работа № 3

Тема: Определение параметров основных технологических процессов

Задание: I. Выписать и изучить основные термины и понятия по теме. Контрольные вопросы:

Основные производственные процессы.

Вспомогательные процессы.

Периоды и производственные процессы открытых горных работ.

Показатели трудности осуществления основных производственных процессов.

Способы подготовки горных пород к выемке.

Системы открытой разработки месторождений.

Элементы системы разработки.

Рабочая площадка уступов.

Преимущества и недостатки открытых горных работ.

Способы производства открытых горных работ по виду применяемого оборудования.

Пример. Рассчитать параметры основных технологических процессов.

Дано:

мощность залежи — 12 м;

мощность вскрышных пород — 32 м;

расстояние транспортирования (табл. 1)

характеристика горных пород (табл. 2);

Сменная производительность грузопотоков:

полезного ископаемого — 2000 м³/смену;

вскрышных пород во внутренний отвал — 1500 м³/смену;

перевалки вскрышных пород — 1800 м³/смену

Оборудование:

на полезном ископаемом — ЭКГ-8И, БелАЗ;

на вскрышных породах — ЭКГ-5, БезАЗ-75091;

на перевалке вскрышных пород — ЭШ-20/90.

Таблица 1

Характеристика горных пород

Показатель	Полезное ископаемое	Вскрышные породы
σсж, МПа	240	100
σсдв, МПа	50	20
σраст, МПа	20	10
γ, Н/дм ³	14	18
Ктр	0,8	1,0
Угол откоса, градусы: уступа	65-	55
отвала		36

Таблица 2

Расстояние транспортирования, км

Дороги	Полезное ископаемое	Вскрышные породы
В наклонных выработках, 1—80 ‰	0,6	—
Постоянные	2,0	0,5
Временные	1,5	1,5

Решение

I. Выбор и расчет параметров технологической схемы.

1.1. При разработке горизонтальных месторождений наиболее эффективной является технологическая схема с перевалкой вскрыши во внутренние отвалы. Вскрышные породы с верхних уступов могут перевозиться во внутренние отвалы транспортом. При расчете технологической схемы определяются: высота уступа при перевалке вскрыши в отвал, количество и высота вскрышных уступов, отрабатываемых с перевозкой вскрыши.

1.2. Общий показатель трудности разрушения породы:

$Pr = 0,05 \cdot [K_{тр} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст.}) + \gamma]$,
 где $K_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород;
 $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст.}$ — пределы прочности пород на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа;
 γ — плотность породы, Н/д м³.

Вскрышные породы:

$$Pr = 0,05 [1 (10 + 2 + 1) + 18] = 1,6;$$

полезное ископаемое:

$$Pr = 0,05 [0,8 (24 + 5 + 20) + 14] = 1,9.$$

Таким образом, вскрышные породы и полезное ископаемое относятся к I классу, 2-й категории по трудности разрушения. Эти породы могут разрабатываться одноковшовыми экскаваторами без их предварительной подготовки к выемке.

1.3. Высота уступа драглайна при перевалке вскрыши в выработанное пространство.

Для разработки наибольшей высоты уступа установку драглайна производим на подступе (рис.

1).

Высота верхнего подступа:

$$H_{вв} = (0,5 \div 0,7) \cdot H_p, \text{ м},$$

где H_p — высота разгрузки драглайна ($H_p = 37$ м), м;

$$H_{вв} = 0,5 \cdot 37 = 18,5 \text{ м}.$$

Возможная высота вскрышного уступа (фор-ла [3, с.149]):

$$H_{в} = \frac{R_p - 0,5C_k - 2a - h \cdot \text{ctg} \alpha_y - B - 0,25A + H_{вв} \cdot \text{ctg} \gamma_y}{K_p \cdot \text{ctg} \beta + \text{ctg} \gamma_y}$$

$$H_{в} = \frac{81 - 0,5 \cdot 20 - 2 \cdot 3 - 12 \cdot \text{ctg} 65^\circ - 6 - 0,25 \cdot 42 + 18,5 \cdot \text{ctg} 55^\circ}{1,2 \cdot \text{ctg} 36^\circ + \text{ctg} 55^\circ} = 23,6 \text{ м}$$

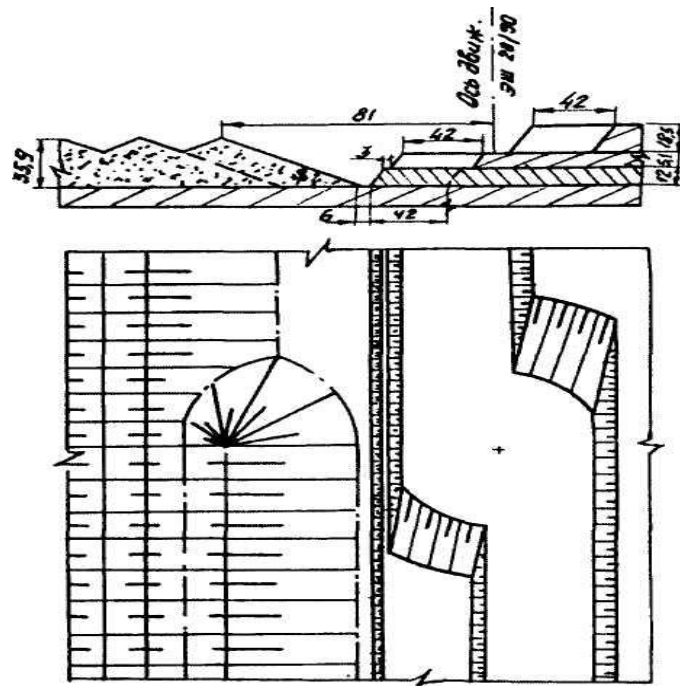


Рис. 1. Схема перевалки вскрыши шагающим экскаватором ЭШ-20/90

где $R_p = 81$ м радиус разгрузки драглайна; C_x — ширина хода драглайна ($C_x = 20$ м); a — берма между вскрышным и добычным уступом, м; h — мощность пласта полезного ископаемого, м; α_y , γ_y — угол откоса добычного и вскрышного уступов, градусы; B — свободная полоса по почве пласта, м; A — ширина заходки драглайна ($A = 42$ м); K_p — коэффициент разрыхления вскрышных пород в отвале; β — угол откоса пород в отвале, градусы.

1.4. Высота и количество вскрышных уступов при перевозке вскрыши в выработанное пространство.

Мощность вскрыши, отрабатываемая при перевозке во внутренние отвалы:

$$H_{в1} = 32 - 23,6 = 8,4 \text{ м}.$$

Экскаватор ЭКГ-5А может разрабатывать уступ высотой 8,4 м, поэтому принимаем один уступ (рис. 2).

II. Выемочно-погрузочные работы.

II. 1. Относительный показатель трудности экскавации породы:

$$\Pi_{\Sigma} = 3\lambda * (0,3 * \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст.}) + 0,03 \gamma,$$

где λ — коэффициент структурного ослабления массива.

Вскрышные породы:

$$\Pi_{\Sigma'} = 3 * 0,98 * (0,2 * 10 + 2 + 1) + 0,03 * 18 = 15;$$

полезное ископаемое:

$$\Pi_{\Sigma'} = 3 * 0,3 * (0,2 * 24 + 5 + 2) + 0,03 * 14 = 12.$$

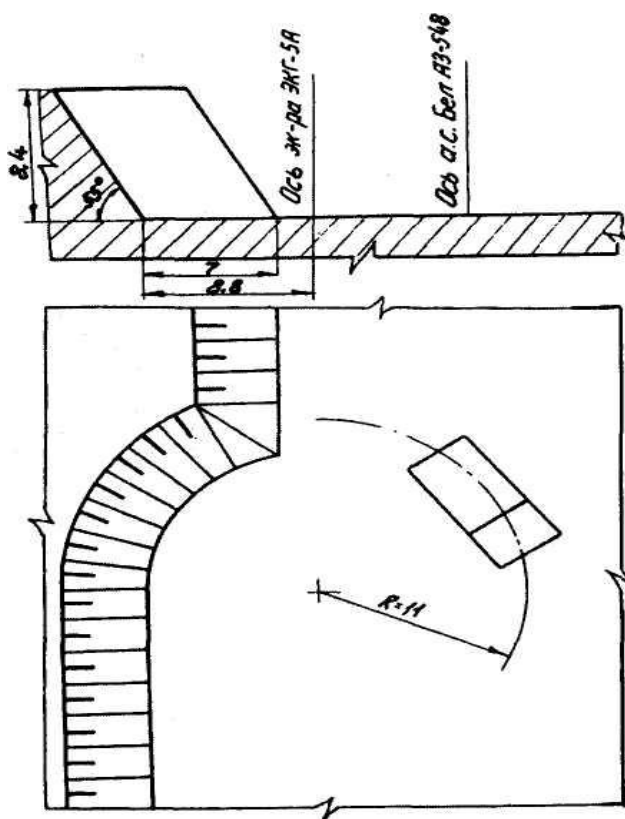


Рис. 2. Паспорт забоя экскаватора ЭКГ-5А на вскрышном уступе

Таким образом, как вскрышные породы, так и полезное ископаемое относятся к V классу горных пород в массиве по экскавируемости.

II.2. Выемочно-погрузочные работы при погрузке вскрыши в средства автомобильного транспорта.

А. Основные технологические параметры экскаватора ЭКГ-5А:

емкость ковша — $E = 5 \text{ м}^3$;

радиус черпания на уровне стояния — $R_{ч. у} = 8,8 \text{ м}$;

максимальный радиус разгрузки — $R_{р. тах} = 13,6 \text{ м}$;

максимальный радиус черпания — $R_{ч. тах} = 15,5 \text{ м}$;

максимальная высота черпания — $H_{ч. тах} = 11 \text{ м}$;

максимальная высота разгрузки — $H_{р. тах} = 7,5 \text{ с}$;

продолжительность цикла — $T_{ц} = 25 \text{ с}$.

Б. Высота уступа:

$H_{у} \leq H_{ч. тах}$; $H_{у} \leq 11 \text{ м}$.

Принимается высота уступа $H_{у} = 8,4 \text{ м}$, соответствующую мощности вскрыши, отрабатываемой при ее перевозке в отвал.

В. Ширина заходки экскаватора.

Разгрузка горных пород производится в автомашины, поэтому принимаем выемку узкими заходками:

$$A = (0,7 \div 1) R_{чу} = 0,8 * 8,8 = 7 \text{ м}.$$

Г. Эффективная производительность экскаватора ЭКГ-5А:

$$Q_{эф} = \frac{3600 * E * K_{нк} * K_{т.в} * K_{пот} * K_y}{T_{ц} * K_{р.к.}} = \frac{3600 * 5 * 0,8 * 0,9}{25 * 1,4} * 1,0 * 0,9 = 291 \text{ м}^3 / \text{час}$$

где Кн.к — коэффициент наполнения ковша (Кнк = 0,8);

Кр. к — коэффициент разрыхления породы в ковше (Кр. к = 1,4);

Кт.в — коэффициент влияния технологии выемки;

Кпот = коэффициент, учитывающий потери экскавируемой породы;

Ку — коэффициент управления (Ку = 0,9); Тц — продолжительность рабочего цикла, с

Д. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора ЭКГ-5А:

$$Q_{э.с} = Q_{эф} * T_c * K_{кл} * K_{ир}, \text{ м}^3/\text{смену}$$

где Ккл — коэффициент влияния климатических условий; Кир — коэффициент использования экскаватора на основной работе, который равен

$$K_{ир} = \frac{T_c - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_v}{T_c} * K_{тр},$$

где Тс — продолжительность смены (Тс = 420 мин); Тпз — продолжительность подготовительно-заключительных операций (Тпз = 25 мин); Тол — время на отдых и личные надобности (Тол = 10 мин); Твсп — время выполнения вспомогательных операций (Твсп = 25 мин); Тв — часть простоев при ведении работ (Тв = 0 мин); Ктр — коэффициент, учитывающий влияние транспорта. Его находят по формуле:

$$K_{тр} = \frac{V_c}{V_c + Q_{эф} * K_{нер} * t_0},$$

где Vc — вместимость транспортного сосуда (Vc = 21,7 м³); Кнер — коэффициент неравномерности (Кнер = 0,9); t0 — время обмена транспортных средств (t0 = 0,4 мин).

$$K_{тр} = \frac{21,7}{21,7 + 291 * 0,9 * 0,007} = 0,93;$$

$$K_{ир} = \frac{420 - 25 - 10 - 25 - 0}{420} * 0,93 = 0,8$$

$$Q_{э.с} = 1625 \text{ м}^3/\text{см.}$$

Е. Количество работающих экскаваторов ЭКГ-5А:

$$N = Q_{см} / Q_{э.с} = 1500 / 1625 = 0,9.$$

где Qсм — объем вскрышных пород, экскавируемый с верхнего вскрышного уступа, м³/см;

Принимается один экскаватор ЭКГ-5А.

II.3. Выемочные работы при перевалке вскрыши в выработанное пространство драглайном.

А. Основные технологические параметры драглайна ЭШ-20/90:

вместимость ковша — E = 20 м³;

максимальный радиус черпания — Rч. max = 83 м;

максимальная высота разгрузки — Hр. max = 37 м;

максимальный радиус разгрузки — Rр. тах = 81 м;

ширина хода экскаватора — Сх = 20 м.

Б. Высота уступа и подуступов.

Высота уступа Нв = 23,6 м рассчитана ранее. Высота верхнего подуступа по условию верхнего черпания Нвв = 18,5 м. Высота нижнего подуступа:

$$H_{вн} = H_v - H_{вв} = 23,6 - 18,5 = 5,1 \text{ м.}$$

Ширина заходки драглайна:

$$A = R_{ч. \text{ max}} * \sin \omega = 83 * \sin 300 = 41,5 \approx 42 \text{ м}$$

где $R_{ч. \max}$ — радиус черпания драглайна; $\omega = 30^\circ$;

В. Высота отвала при перевалке вскрыши:

$$H_0 = H_B * K_p + 0,25 * A * \operatorname{ctg} \beta, \text{ м} = 23,6 * 1,2 + 0,25 * 42 * \operatorname{ctg} 36^\circ = 35,9 \text{ м.}$$

Г. Эффективная производительность драглайна:

$$Q_{\text{эс}} = \frac{3600 * E * K_{\text{нк}} * K_{\text{т.в}} * K_{\text{ном}} * K_y}{T_{\text{ц}} * K_{\text{р.к.}}} = \frac{3600 * 5 * 0,8 * 0,9}{25 * 1,4} * 1,0 * 0,9 = 291 \text{ м}^3 / \text{час}$$

Д. Сменная эксплуатационная производительность драглайна

$$Q_{\text{э.с}} = Q_{\text{эф}} * T_{\text{с}} * K_{\text{кл}} * K_{\text{ир}}, \text{ м}^3 / \text{смену}$$

$$K_{\text{ир}} = \frac{T_{\text{с}} - T_{\text{вз}} - T_{\text{о.л}} - T_{\text{всп}} - T_{\text{в}}}{T_{\text{с}}} * K_{\text{тр}},$$

$$K_{\text{ир}} = \frac{420 - 40 - 10 - 35 - 0}{420} * 1,0 = 0,8$$

$$Q_{\text{э.с}} = 340 * 7 * 1 * 0,8 = 1900 \text{ м}^3 / \text{смену.}$$

Е. Количество работающих драглайнов:

$$N = Q_{\text{см}} / Q_{\text{э.с}} = 1800 / 1900 = 0,95 \approx 1,0.$$

II.4. Выемочно-погрузочные работы по полезному ископаемому (рис. 3).

А. Основные технологические параметры экскаватора ЭКГ-8И:

вместимость ковша — $E = 8 \text{ м}^3$;

радиус черпания на уровне стояния — $R_{ч.у} = 11,9 \text{ м}$;

максимальный радиус разгрузки — $R_{р. \max} = 16,3 \text{ м}$;

максимальный радиус черпания — $R_{ч. \max} = 18,2 \text{ м}$;

максимальная высота черпания — $H_{ч. \max} = 12,5 \text{ м}$;

максимальная высота разгрузки — $H_{р. \max} = 9,1 \text{ м}$;

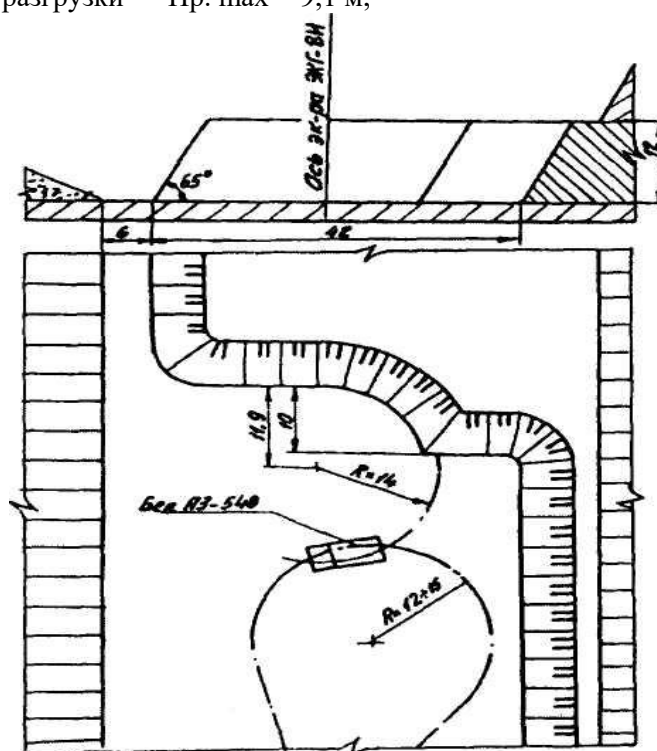


Рис. 3. Паспорт забоя экскаватора ЭКГ-8И на добычном уступе

Б. Высота уступа:

$$H_y \leq H_{ч. \max}; H_y \leq 12,5 \text{ м.}$$

Принимается высота уступа $H_y = 12$ м, соответствующая мощности пласта полезного ископаемого.

В. Полоса вынимаемого полезного ископаемого должна соответствовать ширине заходки драглайна (42 м). Поэтому выемку будем производить поперечными заходками длиной 42 м. Принимаем узкие заходки. Ширина заходки:

$$A = (0,7 \div 1) * R_{ч.у} = 0,85 * 11,9 = 10 \text{ м.}$$

Г. Радиус разгрузки экскаватора:

$$R_p = (0,8 \div 0,9) * R_{p. \max} = 0,85 * 16,3 = 14 \text{ м.}$$

Д. Эффективная производительность экскаватора:

$$Q_{эф} = \frac{3600 * E * K_{нк} * K_{т.в} * K_{пот} * K_y}{T_{ц} * K_{р.к.}} = \frac{3600 * 8 * 0,8 * 0,9}{35 * 1,4} * 1,0 * 0,9 = 420 \text{ м}^3 / \text{час}$$

Е. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора:

$$Q_{э.с} = Q_{эф} * T_c * K_{кл} * K_{ир}, \text{ м}^3 / \text{смену}$$

$$K_{тр} = \frac{V_c}{V_c + Q_{эф} * K_{нер} * t_0},$$

$$K_{ир} = \frac{21,7}{21,7 + 420 * 0,9 * 0,007} = 0,89$$

$$K_{ир} = \frac{T_c - T_{пз} - T_{о.л} - T_{всп} - T_v}{T_c} * K_{тр},$$

$$K_{ир} = \frac{420 - 35 - 10 - 25 - 0}{420} * 0,89 = 0,74$$

$$Q_{э.с} = 340 * 7 * 1 * 0,8 = 1900 \text{ м}^3 / \text{смену.}$$

Ж. Количество работающих добычных экскаваторов

$$N = Q_{см} / Q_{э.с} = 2000 / 2176 = 0,92 \approx 1,0.$$

III. Перемещение карьерных грузов.

III. 1. Относительный показатель трудности транспортировки породы:

$$Пт = 0,06 \gamma + 5d_{ср} * A + 20W * п * B * C,$$

Где

γ — плотность породы в образце, Н/д м^3 ; $d_{ср}$ — средний размер кусков породы в транспортном сосуде, м;

$$A = 1 \div 0,1 \sigma_{сдв},$$

где $\sigma_{сдв}$ — сопротивление породы сдвигу, МПа; W — влажность перевозимой породы, доли ед.;
 $п$ — содержание в породе глинистых частиц, доли ед.;

$$B = 1 + \lg(T + 1),$$

где T — продолжительность транспортирования породы, ч; C — температура воздуха, °C.

Для вскрышных пород (летние условия):

$$A = 1 + 0,1 * 2 = 1,2; Пт = 2,3;$$

для полезного ископаемого (летние условия):

$$A = 1 + 0,1 * 5 = 1,5; Пт = 3,1.$$

Транспортируемые породы, как вскрышные, так и полезное ископаемое, относятся к легкотранспортируемым.

III.2. Характеристика автосамосвала БелАЗ-75489:

грузоподъемность — $Q_v = 40$ т;

емкость кузова — $V_v = 21,7 \text{ м}^3$;

максимальная скорость движения — $V_{\max} = 57 \text{ км/ч}$;

ширина автосамосвала — $a = 3,7$ м;

минимальный радиус поворота — $R_{\text{тин}} = 9,5$ м.

III.3. Обмен автомашин в забоях.

Подача автомашин под погрузку на вскрыше осуществляется по схеме с петлевым разворотом, что предотвращает простои экскаватора при обмене.

Подача автомашин под погрузку на добыче, как правило, осуществляется с петлевым разворотом. Для маневров автомашин используется выработанное пространство. Однако, в начале и в конце заходки эта схема неосуществима. Поэтому в этих случаях переходят на тупиковую схему. Для предотвращения простоев экскаватора производят спаренную установку автомашин под погрузку.

В карьере и на поверхности принимаются двухполосные автодороги. Ширина автодороги в карьере — 13,5 м, постоянных дорог — 14,5 м (табл. 15.1 [3, с. 158]).

III.4. Транспортирование вскрышных пород.

Продолжительность рейса автосамосвала:

$$T_p = t_{\text{п}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м}}, \text{ мин},$$

где $t_{\text{п}}$ — время погрузки, мин; $t_{\text{дв}}$ — время движения, мин; $t_{\text{р}} = 0,8$ мин — время разгрузки; $t_{\text{м}} = 0,5$ мин — время маневров;

$$t_{\text{п}} = \frac{V_a * K_{\text{ш}}}{0,9E * K_n} * t_{\text{ц}} = \frac{21,7 * 1,15}{0,9 * 5 * 0,8} * 0,5 = 3,5 \text{ мин}$$

где $K_{\text{ш}} = 1,15$ — коэффициент, учитывающий погрузку автосамосвала с верхом; K_n — коэффициент наполнения ковша;

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 60 * \left(\frac{l_1}{V_1} + \frac{l_2}{V_2} + \frac{l_n}{V_n} \right), \text{ мин}$$

где

l_1, l_2, l_n — участки пути с одинаковыми условиями движения, км; V_1, V_2, V_n — скорости движения на этих участках, км/ч; $t_{\text{гр}}$ и $t_{\text{пор}}$ — соответственно время движения в грузовом и порожняковом направлениях, мин;

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} = 60 * \left(\frac{1,5}{13} + \frac{0,5}{32} + \frac{0,5}{42} + \frac{1,5}{14} \right) = 14,4 \text{ мин},$$
$$T_p = 3,5 + 14,4 + 0,8 + 0,5 = 19,2 \text{ мин}$$

III.5. Техническая производительность автомашин:

$$Q_T = \frac{V_a * K_n * \beta * V_{\text{м.пр}}}{L_{\text{пр}} + \beta * V_{\text{м.пр}} * t_p} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где V_a — вместимость кузова автосамосвала, м³; K_n — коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы; β — коэффициент использования пробега; $V_{\text{гр}}$ — приведенная среднетехническая скорость движения, км/ч; $L_{\text{пр}}$ — расстояние транспортирования, км; t_p — время разгрузки ($t_p = 0,01$ ч);

$$\beta = \frac{l_{\text{гр}}}{l_{\text{гр}} + l_{\text{пор}}} = \frac{2}{2 + 2} = 0,5$$

$$V_{\text{т.пр}} = \frac{V_{\text{гра}} * V_{\text{пор}}}{V_{\text{гр}} + \beta * (V_{\text{пор}} - V_{\text{гр}})}, \text{ км/час.}$$

где $l_{\text{гр}}, l_{\text{пор}}$ — расстояние транспортирования в грузовом и порожняковом направлениях, км; $V_{\text{гр}}$ и $V_{\text{пор}}$ — среднетехнические скорости автомашин с грузом и порожняком, км/час.

$$V_{\text{гр(пор)}} = \frac{l_1 V_1 + l_2 V_2 + \dots + l_n V_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n}, \text{ км/час.}$$

$$V_{\text{гр}} = \frac{1,5 * 13 + 0,5 * 32}{1,5 + 0,5} = 17,8, \text{ км/час.}$$

$$V_{\text{пор}} = \frac{1,5 * 14 + 0,5 * 42}{1,5 + 0,5} = 21, \text{ км/час.}$$

$$Q_T = \frac{21,7 * 1 * 0,5 * 19,2}{2 + 0,5 * 19,2 * 0,01} = 99,3 \text{ м}^3/\text{ч},$$

А. Среднесменная производительность автосамосвалов:

$$Q_{з.с} = Q_T * (T_T - T_{р.п}) * \eta_T * K_{кл}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где T_T – продолжительность смены; $T_{р.п}$ – продолжительность регламентированных перерывов, ч; η_T – коэффициент, учитывающий технологически необходимые простои; $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических условий;

$$\eta_T = \frac{1}{1 + \eta_n + \eta_{дв}}$$

где η_n и $\eta_{дв}$ – коэффициенты, учитывающие снижение производительности автосамосвалов вследствие погрузки и технологически необходимых остановок при движении;

$$\eta_n + \eta_{дв} = \frac{(t_n + \sum t_{np}) * \beta * V_{m.np}}{L_{np} + \beta * V_{m.np} * t_p}$$

где $\sum E_{пр}$ – время остановок при движении, определяемое транспортной схемой, час;

$$\frac{(0,06 + 0,02) * 0,5 * 19,2}{2 + 0,5 * 19,2 * 0,01} = 0,37$$

$$\eta_n + \eta_{дв} =$$

$$\eta_T = \frac{1}{1 + 0,37} = 0,73$$

$$Q_{з.с} = 99,3 * (7 - 1) * 0,73 * 1 = 435 \text{ м}^3/\text{смену},$$

Б. Количество автосамосвалов в работе:

$$N_a = Q_{см}/Q_{з.с} = 1500/435 \approx 4 \text{ шт}$$

Ш.6. Расчет транспортирования полезного ископаемого.

А. Время рейса автосамосвала:

$$T_p = t_{п} + t_{дв} + t_p + t_m, \text{ мин},$$

$$t_{п} = \frac{V_g * K_u}{0,9 * E * K_n} t_u = \frac{21,7 * 1,15}{0,9 * 8 * 0,8} * 0,58 = 2,5 \text{ мин}$$

$$t_{дв} = 60 * \left(\frac{1,5}{13} + \frac{0,6}{14} + \frac{2,0}{32} + \frac{2,0}{42} + \frac{0,6}{30} + \frac{1,5}{14} \right) = 22,7 \text{ мин},$$

$$T_p = 2,5 + 22,7 + 0,8 + 0,5 = 26,5, \text{ мин}.$$

$t_p = 0,8 \text{ мин}$ – время разгрузки; $t_m = 0,5 \text{ мин}$ – время маневров.

Б. Техническая производительность автомашины:

$$V_{Гр} = \frac{1,5 * 13 + 0,6 * 14 + 2,0 * 32}{1,5 + 0,6 + 2,0} = 21,4, \text{ км/час}.$$

$$V_{Пор} = \frac{1,5 * 14 + 0,6 * 14 * 2,0 * 42}{1,5 + 0,6 + 2,0} = 22,6, \text{ км/час}.$$

$$V_{Т. пр} = \frac{21,4 * 22,6}{21,4 + 0,5 * (22,6 - 21,4)} = 22, \text{ км/час}.$$

$$Q_T = \frac{21,7 * 1 * 0,5 * 22}{4,1 + 0,5 * 22 * 0,01} = 56,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

В. Среднесменная производительность автосамосвалов

$$Q_{з.с} = Q_T * (T_T - T_{р.п}) * \eta_T * K_{кл}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

$$\eta_n + \eta_{дв} = \frac{(t_n + \sum t_{np}) * \beta * V_{m.np}}{L_{np} + \beta * V_{m.np} * t_p}$$

$$\eta_{\text{п}} + \eta_{\text{дв}} = \frac{(0,04 + 0,02) * 0,5 * 22}{4,1 + 0,5 * 22 * 0,01} = 0,16$$

$$\eta_{\text{т}} = \frac{1}{1 + \eta_{\text{п}} + \eta_{\text{дв}}} = \frac{1}{1 + 0,16} = 0,86;$$

$$Q_{\text{э.с}} = 56,9 * (7 - 1) * 0,86 * 1 = 293 \text{ м}^3/\text{смену},$$

Г. Количество автосамосвалов в работе:

$$N_{\text{а}} = Q_{\text{см}}/Q_{\text{э.с.}} = 2000/293 = 6,8 \approx 7 \text{ шт.}$$

IV. Отвальные работы.

IV. 1. Обоснование способа отвалообразования.

Так как для перевозки вскрышных пород во внутренние отвалы используется автотранспорт, принимаем бульдозерное отвалообразование. Способ отвалообразования периферийный (рис. 4).

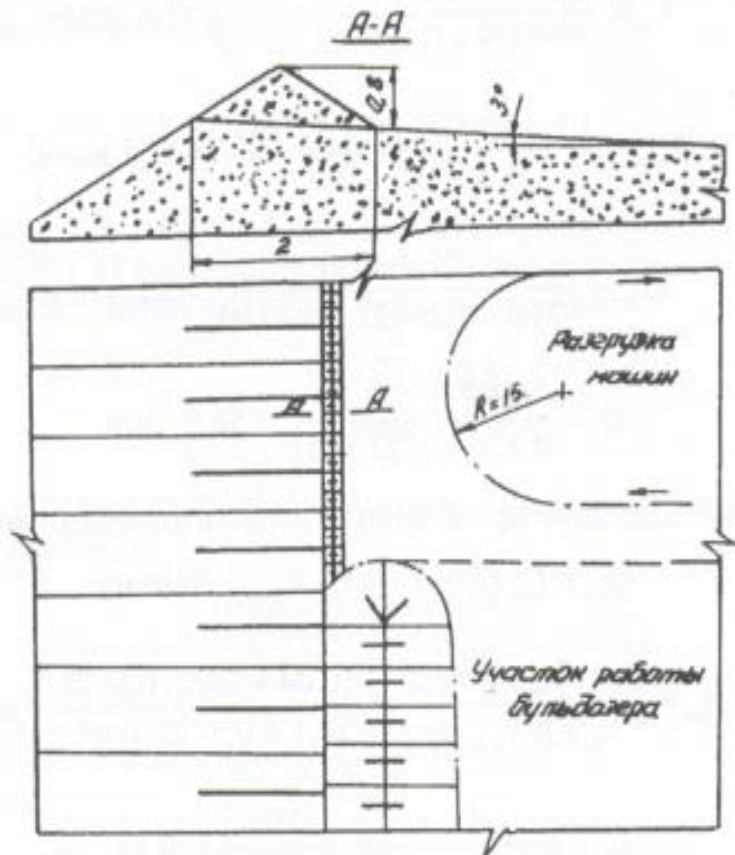


Рис. 4. Схема бульдозерного отвалообразования

IV.2. Выбор типа бульдозера.

Учитывая небольшой объем работ по укладке пород в отвал, принимается бульдозер Д-271А со следующей характеристикой:

базовый трактор – Т-100М;

мощность двигателя – 100 л. с. (1 л.с. = 75 кгс*м/с);

тип лемеха – неповоротный;

длина и высота лемеха – 3030 x 1100 мм.

IV.3. Длина отвального участка.

А. По условиям планировки:

$$L_{\text{бу}} = Q_{\text{б}} / W_{\text{о}}$$

где ($Q_{\text{б}} = 700 \text{ м}^3/\text{смену}$ – производительность бульдозера; $W_{\text{о}}$ – удельная приемная способность отвала, $\text{м}^3/\text{м}$;

$$W_0 = \frac{V_a * \lambda}{b} m^3 / m;$$

где $\lambda = 1,5$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; b – ширина кузова автосамосвала, м;

$$W_0 = \frac{21,7 * 1,5}{3,7} = 8,8 m^3 / m;$$

$$L_{16y} = 700/8,8 \approx 80 \text{ м},$$

Б. Длина отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин:

$$L_{116y} = N_a * a * \frac{t_{p..m}}{T_p} = 4 * 30 * \frac{2}{19,2} = 12,5 \text{ м}$$

где N_a — число автомашин, обслуживающих отвальный участок; $a = 30$ м — ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке; $t_{pm} = 2$ мин — продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале; T_p — продолжительность рейса автосамосвала, мин;

Принимается длина отвального участка 80 м.

Выполнить расчеты по исходным данным табл. (по последней цифре).

№	Наименования данных	№ вариантов									
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Мощность залежи, м	10	12	15	17	20	12	20	15	25	30
2	Мощность вскрышных пород, м	20	25	27	30	35	40	45	50	55	60
3	Сменная производительность грузопотоков: M^3 /смену; полезн. ископаем	2000	2200	3000	3300	3500	2500	3300	3000	4000	5000
4	Сменная производительность грузопотоков: M^3 /смену; вскрышных пород во внутренний отвал	1500	2000	2200	2500	2700	3000	3300	3500	3800	4000
5	Сменная производительность грузопотоков: M^3 /смену; перевалки вскрышных пород на внешний отвал	1800	2000	2300	2500	3000	3500	3700	4000	4500	5000
6	Оборудование: на полезном ископаемом	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-8И, БелАЗ	ЭКГ-10, БелАЗ	ЭКГ-10, БелАЗ	ЭКГ-10, БелАЗ	ЭКГ-10, БелАЗ
7	Оборудование: на вскрышных породах	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-5, БезАЗ-75091	ЭКГ-6у, БезАЗ-75091	ЭКГ-8, БезАЗ-75091	ЭКГ-8, БезАЗ-75091	ЭКГ-8, БезАЗ-75091
8	Оборудование: на перевалке вскрышных пород	ЭШ-20/90.	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90.	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90	ЭШ-20/90.

IV. Оформить отчет по практической работе № 6 на листах формата А 4 и защитить его.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

Основная литература

1. Городниченко, В.И. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / В.И. Городниченко, А.П. Дмитриев. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2008. – 464 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
2. Егоров, П.В. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / П.В. Егоров, Е.А. Бобер. – Электрон.дан. – М.: Горная книга, 2006. – 408 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
3. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород [Электронный ресурс]: учебник для вузов / 3-е изд., стереотип. – М.: Горная книга, 2009. – 623 с. Гриф (Минобр.). – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Дополнительная литература

4. Боровков, Ю.А. Основы горного дела. [Электронный ресурс] / Ю.А. Боровков, В.П. Дробаденко, Д.Н. Ребриков. – Электрон.дан. – СПб.: Лань, 2017. – 468 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
5. Ермолов В. А. Геология [Электронный ресурс]: учебник для вузов, Ч. II. Разведка и геолого–промышленная оценка месторождений полезных ископаемых. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. – 405 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>
6. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Комбинированная разработка рудных месторождений [Электронный ресурс]: учебное пособие. — М.: Горная книга 2012. – 344 с. – Режим доступа: www.knigafund.ru
7. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений [Электронный ресурс]: Учебник для вузов. – М.: Издательство: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. – 922 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>
8. Открытые горные работы при строительстве [Электронный ресурс]: учебное пособие. – М.: Издательство "Горная книга", 2014. – 384 с. – Режим доступа: <http://e.lanbook.com/book/>
9. Исмаилов, Т. Т. Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник для вузов / Голик В. И., Исмаилов Т. Т., Дольников Е. Б. – М.: Московский государственный горный университет 2008. – 334 с. – Режим доступа: www.knigafund.ru
10. Ялтанец И.М. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Гидромеханизированные и подводные горные работы [Электронный ресурс]: Учебник для вузов. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2009. – 220 с. – Режим доступа: <http://www.knigafund.ru>

Учебное издание

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие

Составители

Чооду Остап Андреевич, Ондар Эртине-Даш Васильевич

Редактор А.Р. Норбу

Дизайн обложки К.К. Сарыглар

Сдано в набор: 21.10.2019. Подписано в печать: 14.11.2019.

Формат бумаги 60×84 ¹/₈. Бумага офсетная.

Физ. печ. л. 12,0. Усл. печ. л. 11,2. Заказ № 1582. Тираж 50 экз.

667000, Республика Тыва, г. Кызыл, ул. Ленина, 36
Тувинский государственный университет
Издательство ТувГУ