

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ, НАУКИ
И ИННОВАЦИЙ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

В.Н. СЫТЕНКОВ, Р.Ш. НАИМОВА, Х.Ю. НОРОВА

**ПРОЦЕССЫ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ**

УЧЕБНИК

**“ART-MATBAA-DESIGN”
КАРШИ 2025**

УДК: 629.463.67: 622.012.3
ББК: 33.16
М.20

Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш., Норова Х.Ю. Процессы разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. Учебник.
“ART-MATBAA-DESIGN” nashriyoti, 2025г. 281с.
ISBN: 978-9910-700-75-0

В учебнике “Процессы разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом” подробно рассмотрены: основы открытых горных работ, оценка физико-механических свойств горных пород, основные характеристики руд, условия залегания месторождений полезных ископаемых, структура горных предприятий, способы разработки месторождений полезных ископаемых роль и место горных работ в горной промышленности, этапы и способы разработки, процессы бурения взрывных скважин и взрывного рыхления пород, перемещения карьерных грузов, отвалообразование.

“Foydali qazilma konlarini ochiq usulda qazib olish jarayonlari” darsligida quyidagi bo‘limlar ko‘rib chiqilgan: ochiq konchilik ishlari, tog‘ jinslarini fizik-texnik baholash, rudalarning asosiy fizik-texnik xarakteristikasi, foydali qazilma konlarining joylashishi, foydali qazilma konlarini loyihalash elementlari, konni qazib chiqarish, konchilik korxonalarini strukturasi, foydali qazilma konlarini qazib olish usullari, konchilik sanoatida ochiq kon ishlarining tutgan o‘rni, qazib olish usullari va bosqichlari, karyer ko‘rsatkichlari, texnologik jarayonlarning umumiy xarakteristikasi, tog‘ jinslarini mexanik usulda qazib olish, portlatish yordamida qazib olish, portlovchi quduqlarning ekspluatatsion ko‘rsatkichlari, qazish-yuklash ishlari haqida umumiy ma’lumot. Tog‘ jinslarini davriy ishlovchi kon qazish mashinalari bilan qazib olish, karyer yuklarini tashish jarayoni, ag‘darmalar hosil qilish jarayoni haqida ma’lumotlar keltirilgan.

The textbook discusses information about the technology of open pit mining. It examines the elements and parameters of a quarry, systems for the development of horizontal and steeply inclined deposits of minerals, determination of the parameters of development systems for various quarry equipment, opening up deposits, provides information on complex mechanization, and also details the mechanization of trenching in detail. The textbook is written in accordance with the curriculum of the course “Technology of opencast mining of mineral deposits” and is intended as a textbook for bachelors, masters of mining universities.

Рецензенты:

Нутфуллаев Г.С., д.т.н., доцент, Начальник учебно-методического отдела филиала федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования НИТУ “МИСИС”.

Тошев Ж.Б. д.т.н., профессор Ташкентского государственного технического университета, ТГТУ.

ВВЕДЕНИЕ

Успешная реализация задач по реформированию системы подготовки кадров предусматривает своевременную разработку и внедрение нормативных документов, разрабатываемых Институтом проблем высшей и среднеспециальной школы, на основании которых должны подготавливаться и издаваться учебники, учебные пособия.

Образовательно-профессиональная программа подготовки бакалавра по направлению 60721500 – Горное дело должна строиться с использованием технологий развивающего обучения, информационных технологий и современных технологических средств обучения.

Объектами профессиональной деятельности бакалавра по направлению «Горное дело» являются горнодобывающие, перерабатывающие и обогатительные предприятия, подземные сооружения, горнотехнические процессы и электромеханическое оборудование, методы и средства создания и эксплуатации объектов, машин и оборудования горного производства.

Горное дело – направление в области науки и техники, которое включает совокупность средств, способов и методов человеческой деятельности, направленных на комплексное освоение недр Земли с целью обеспечения общества минерально-сырьевыми ресурсами.

Дисциплина «Процессы разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом» является одной из основных дисциплин в составе горного дела. Извлечение полезных ископаемых из недр производится в сложных горно-геологических условиях. Это связано с увеличением глубины разработки, изменяющимися физико-механическими свойствами горных пород и др., что требует от специалиста знаний новейших технологий, обеспечивающих максимальное извлечение полезных ископаемых из недр с одновременным решением экономических и экологических проблем горного производства.

Основная цель преподавания дисциплины – обучение студентов пониманию терминологии, принципы и методы освоения месторождения полезных ископаемых открытым способом. Изучение дисциплины должно способствовать успешному проведению учебной практики, выполнении практических работ с последующим закреплением знаний при курсовом и дипломном проектировании.

Предпосылкой написания учебника явилось отсутствие новой учебно-методической литературы по процессам открытой разработки месторождений полезных ископаемых, а также наличие нового практического и научного материала по процессам открытой разработки месторождений.

Методическим лейтмотивом учебника явилось стремление показать студенту значение каждого процесса в современной интерпретации развития открытых горных работ. При этом открытая разработка месторождений представляется как совокупность процессов единой технологической цепи, включающей изучение общих сведений о открытой разработке месторождений полезных ископаемых, подготовку горных пород к выемке, где подробно рассмотрен процесс бурения взрывных скважин и взрывное рыхление пород, перемещение карьерных грузов, процесс отвалообразования. Авторы излагают свое видение развития технологических процессов открытой разработки, сопровождая каждый раздел справочным материалом, общепринятой терминологией, а также библиографическим указателем используемой литературы.

Новая для горных предприятий ситуация, сложившаяся в результате перехода к рыночной экономике, требует расширения кругозора и знаний технических характеристик горнотранспортного оборудования ведущих производителей. Однако использование такой информации затруднено ввиду отсутствия в литературе публикаций по этому вопросу. Этот пробел нами частично восполнен за счет применения доступных расчетных методик, позволяющих наглядно проследить логику получения конечного результата.

При подготовке пособия авторы использовали материалы учебников «Процессы открытых горных разработок» академиков В.В. Ржевского, Ю.И. Анистратова, Г.Я. Новик, «Физика горных пород», а также справочника «Открытые горные работы» под редакцией академика К.Н. Трубецкого и учебного пособия «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах» авторов Е.А. Толстова, В.Н. Сытенкова, С.А. Филлипова. Кроме того в пособии использованы новейшие материалы диссертационных работ, защищенных в Республике за последние 10-12 лет в области открытых горных работ.

Авторы желают читателю настоящего учебника успехов и настойчивости в изучении одного из основных разделов горной науки.

Г л а в а 1

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

1.1 История развития горного дела

Горные работы являются основным способом удовлетворения потребностей человека в минеральном сырье. Эти потребности изменяются по мере развития человеческого общества. Если в начале этого развития человек обходился куском камня, который использовался в качестве простейшего орудия труда, то с течением времени из всего многообразия доступного каменного материала ему потребовалось выбрать такой материал, из которого можно сделать каменный нож, скребок, топор, наконечник копья и т.п. И если в первом случае камень просто поднимался с поверхности земли, то во втором случае его уже требовалось достать из земли. Так появились первые примитивные горные выработки, которые обнаружены, например, в урочище Омонкутан (Самаркандская область) и Учут (Навоийская область), где найдены многочисленные древние кремневые разработки.

Находки самородных металлов (меди, олова, серебра, железа и т.п.) послужили толчком к созданию сначала бронзовых, а затем и железных орудий труда, что резко расширило возможности человека и, в свою очередь, потребовало увеличения объемов горных работ.

Потребности в украшениях и ритуальных атрибутах стимулировали добычу бирюзы, золота, серебра, яшмы и т.п.

В 5-6 тысячелетия до н.э. уже велась разработка россыпей с улавливанием золотого песка на выделанные шкуры животных, а также примитивная добыча нефти и битума из открытых естественных емкостей.

В Кызылкумах в эпоху «бронзы» добывали медную руду, бирюзу, кремень, россыпное золото. Только в южной части Центральных Кызылкумов геологами и археологами установлено 27 древних рудников. В их числе медные рудники Заккудук, Ауминзатау, Оловянный, Западный, Центральный,

Медные I и II, Кургантау. Кремневые разработки и медные рудники найдены в Коспактау, Жунусбулаке, восточной части Тамдытау и др.

Многие виды минерального сырья находились под поверхностью земли. Для его добычи еще в каменном веке одновременно с поверхностными выработками в виде ям и канав начали применяться подземные разработки, при которых доступ к добываемому сырью осуществлялся с помощью горизонтальных, вертикальных и наклонных выработок. В это же время появилась разработка месторождений с помощью камер, стали применяться разведочные выработки [1].

На стадии металлических горных орудий (век бронзы и раннего железа) объектами массовой подземной разработки становились залежи руд меди, олова, серебра, свинца, киновари, золота, полиметаллов, железа и др. В это же время широкое развитие получили открытые горные работы по извлечению крупных каменных монолитов для изготовления строительных блоков, обелисков, мегалитов, астрономических ориентиров и т.п.

Интенсивная разработка открытым способом крепких известняков и песчаников велась в древнем Египте в связи со строительством пирамид. В этом случае для отделения от массива монолитного блока металлическими долотами по заранее размеченной поверхности выдалбливались канавки и вертикальные углубления, в которые забивались деревянные клинья. Клинья затем обильно поливались водой, под действием которой они расширялись и отрывали монолит от массива. Обработка монолита в блок правильной формы велась на месте добычи, а необходимость в перевозке крупных блоков к месту строительства дала толчок зарождению средств карьерного транспорта – салазок, перемещаемых по каткам.

Постепенно формировался облик древней рудной шахты, система горных выработок которой повторяла конфигурацию рудной залежи (линз, жил, пластов и т.п.). В массовом порядке осуществлялось искусственное ослабление прочности массива горных пород в подземных условиях путем «пожога» (костер у забоя) и резкого охлаждения водой разогретых пород, что

приводило к растрескиванию массива. Для отвода дыма в толще пород пробивались специальные «дымоходы». Увеличение протяженности горных выработок и времени их поддержания привело к зарождению приемов управления устойчивостью пород с помощью деревянной крепи, сухой кладки из камня и оставлению породных целиков. На некоторых шахтах подземные воды вычерпывались кожаными или плетеными ведрами, бадьями, а для их естественного стока устраивались выработки. Для освещения рабочих мест применялись лучины и масляные светильники. При этом во всех процессах горных работ (отделение породы от массива, погрузка, доставка на поверхность) использовался исключительно ручной труд.

Постепенно усложнялась конфигурация подземных горных выработок, увеличивалась глубина разработки. Появлялись специальные горизонтальные выработки, проходимые в основном по породе на всю длину отрабатываемого рудного тела для облегчения транспортирования руды на поверхность и перемещения горняков к месту работы. Для проветривания дополнительно пробивались с поверхности вертикальные стволы. Зарождалось примитивное принудительное проветривание с помощью мехов, приводимых в действие мускульной силой людей или тягловых животных. Такая несложная система из нескольких всасывающих мехов и тканевых трубопроводов позволяла проветривать выработки длиной до 300÷400 метров. В итоге появились функциональные горные выработки – очистные, в которых велась добыча руды; вентиляционные, по которым к рабочим местам подавался свежий воздух; транспортные, по которым передвигались люди, перемещались материалы, пустая порода и руда; водоотливные, по которым стекала вода.

В средневековье вскрытие месторождений осуществлялось вертикальными стволами, около которых появились окоlostвольные дворы, начали формироваться системы откаточных и вентиляционных выработок. Рудники и шахты принимали архитектурно выдержанный облик с продуманным сочетанием рудных и породных грузопотоков, а также систем проветривания и водоотлива. Совершенствовалась система шахтного подъема,

который приводился в действие сначала с помощью тягловой силы животных, а затем - водяного колеса. Для отбойки пород начали применять порох. С увеличением подземной добычи угля и углублением шахт из угольных пластов в рудничную атмосферу стал выделяться метан (впервые обнаружен в 1555 году), а его внезапные взрывы в шахтах (фиксировались с 1621 года) послужили основанием для изучения рудничного воздуха с целью обеспечения безопасности ведения горных работ [1].

С развитием техники для подъема и спуска грузов, материалов и людей в шахтах стали применять сначала паровые, а затем электрические двигатели. Но полезное ископаемое и породу грузили лопатами в вагонетки грузоподъемностью не более 0,75 т, которые доставлялись к стволам либо человеком вручную, либо лошадьми. Механическое бурение шпуров перфораторами впервые начали применять лишь в 1914 – 1916 гг.

Карьеры того времени представляли собой небольшие открытые горные выработки, в которых применялся преимущественно ручной труд, а основная добыча минерального сырья велась подземным способом. Более интенсивное развитие подземного способа добычи объясняется тем, что техника того времени не позволяла с нужным экономическим эффектом разрабатывать мощную толщу покрывающих пород и залежей полезных ископаемых. По этой причине открытая разработка, например, угольных месторождений началась только в двадцатом веке.

Некоторые карьеры существуют сотни лет и сохранились до настоящего времени (Алапаевский – с 1704 г, Высокогорский – с 1721 г., Гороблагодатский – с 1735 г., Бакальский – с 1757 г.). Начало разработки Криворожского железорудного бассейна относится к 1870 г. В Узбекистане открытые горные работы на Газганском месторождении мрамора ведутся с VII века.

Впервые о карьере, в современном понимании этого слова, стало возможным говорить, начиная с Магнитогорского железорудного карьера, который обладал высокой степенью механизации и был укомплектован

лучшим по своему времени горным оборудованием. В 1932 г. его производительность по руде достигло 1,0 млн. т, в 1940 г. – 9,4 млн. т, а в годы войны 1941-45 гг. превысила 10,0 млн. т.

Период развития открытых горных работ от рубежа 20-30-х годов до середины 50-х годов прошлого века назван периодом карьеров первого поколения. В Узбекистане к таким карьерам можно отнести карьеры Кальмакыр на медном месторождении (1949) и Ангрэн на угольном месторождении (1947). В этот период учеными-горняками и проектировщиками были сформулированы первые принципы и методы проектирования открытых разработок, базирующиеся в основном на эмпирических зависимостях и характеризующиеся статично определенными главными параметрами карьеров.

В 50-60-х годах проектировались карьеры второго поколения. Среди них и ныне действующие карьеры Криворожского железорудного бассейна, Курской магнитной аномалии, Кольского полуострова, Узбекистана, Казахстана и других горно-промышленных регионов. На основе научных разработок была создана база проектирования, применяемая до сих пор и насыщенная аналитическими, графическими и экономико-математическими методами расчетов. В результате этого стало возможным обоснованно выбирать горно-транспортное оборудование, схемы вскрытия, системы разработки, определять направления развития горных работ и главные параметры карьеров. Большинство карьеров, спроектированных в этот период и имевших существенные запасы полезного ископаемого за контурами, подвергались впоследствии неоднократному расширению и реконструкции с увеличением границ и производственной мощности, т. е., карьеры начали рассматриваться как изменяющиеся во времени и пространстве сложные системы. В Узбекистане к таким карьерам относятся карьер Мурунтау на месторождении золота (1967), а также реконструированные карьеры Кальмакыр и Ангрэн.

Анализ особенностей развития во времени наиболее крупных карьеров позволяет сделать выводы о переходе количества в качество и о необходимости изменения подходов к ним как к объекту исследований и эксплуатации. Поэтапное строительство карьеров, принятое в практике освоения крупных месторождений, показало, что даже для самого крупного по своим параметрам “суперкарьера” выделение во времени и пространстве этапов разработки позволяет первоначально проектировать карьер традиционными методами [2]. Однако увеличение глубины некоторых карьеров до 300-400 м и более (карьеры второго поколения) отчетливо выявило ограниченность или даже неприемлемость традиционных методов проектирования для карьеров третьего поколения (табл. 1). Это связано с тем, что такие карьеры представляют собой эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве сложные системы, состоящие из эволюционирующих подсистем вскрытия, транспорта, безопасности горных работ, безопасности персонала и т. п.

Таблица 1.

Максимальные характеристики карьеров

Наименование	Значение для поколения карьеров		
	первого	второго	третьего
Глубина карьера, м	100	400	1000
Производительность, млн. т/год:			
- по полезному ископаемому	10	30	100
- по горной массе	15	60	400
Срок существования, лет	20	50	100
Количество реконструкций (очередей)	1	3-4	10

Карьерами первого поколения добывалось преимущественно (до 70-100%) товарное полезное ископаемое. В карьерах второго поколения полезное ископаемое было “сырым” и требовало обогащения для его реализации, а карьеры третьего поколения ориентированы на комплексную разработку месторождений, когда практически все извлекаемое минеральное сырье

должно подвергаться обогащению или предварительной переработке при отсутствии или минимуме отходов производства.

Развитие открытого способа разработки на основе использования мощного оборудования в короткий срок позволило создать новые и коренным образом изменить старые горнопромышленные районы.

1.2. Общие понятия о горных работах и способах разработки месторождений

Потребность общества в металлах, минеральных удобрениях, строительных и топливно-энергетических материалах удовлетворяется за счет полезных ископаемых, извлекаемых (добываемых) из недр в результате ведения горных работ.

При ведении горных работ объектом непосредственного воздействия человека являются горные породы во всем их многообразии. *Горные породы* – естественные минеральные комплексы определенного состава и строения, сформировавшиеся в результате геологических процессов и залегающие в земной коре в виде самостоятельных объектов (пластов, залежей, массивов, рудных тел, жил и т.п.). Если горные породы содержат полезные компоненты (вещества), которые могут быть использованы в промышленности, то такие породы называют **полезными ископаемыми**, а если не содержат или содержат полезные компоненты в количестве, не пригодном для промышленного использования, то такие породы называют *пустыми породами* или просто *породами*.

Скопления полезного ископаемого на поверхности или в земных недрах по количеству, качеству и условиям залегания пригодные и экономически выгодные для промышленного освоения называются *месторождениями*.

Для добычи полезных ископаемых должны быть выполнены действия, обеспечивающие доступ персонала и оборудования к полезному ископаемому, разрушение, отделение от массива, погрузку, транспортирование и

размещение горных пород на хранение в соответствии с их потребительскими свойствами. Комплекс таких взаимосвязанных действий, выполняемых в определенной последовательности, что приводит к изменению состояния горных пород и их положения в пространстве, называют **горными работами**, а сами действия – **технологическими процессами горных работ**. В результате ведения горных работ в недрах образуется пространство, освобожденное от пород, которое называется **выработанным пространством**.

Таким образом, технологические процессы горных работ должны обеспечивать решение трех обязательных взаимосвязанных задач (рис. 1):

- организацию доступа к месторождению персонала и оборудования;
- перевод в подвижное состояние полезного ископаемого или содержащегося в нем полезного компонента непосредственно на месте залегания в недрах;
- доставку полезного ископаемого или полезного компонента на земную поверхность.



Рис. 1. Последовательность решения задач при добыче полезных ископаемых

Способы и технические средства решения этих задач зависят от вида полезного ископаемого и принятого способа разработки месторождения.

На практике для промышленного освоения месторождений полезных ископаемых применяют открытый, подземный, скважинный и подводный способы разработки, а также их комбинации в различном сочетании. При этом открытый, подземный и подводный способы традиционно применяются для

добычи твердых, а скважинный – для добычи жидких и газообразных полезных ископаемых. Однако в последние 30-40 лет скважинный способ добычи начал интенсивно применяться при освоении месторождений твердых полезных ископаемых.

Горные работы по добыче полезного ископаемого, которые ведутся с земной поверхности в открытом выработанном пространстве, называют *открытыми горными работами*, а разработку месторождений с их использованием - *открытой разработкой месторождений*. В этом случае доступ к месторождению персонала и оборудования обеспечивается путем удаления покрывающих горных пород в результате проведения открытых горных выработок, перевод полезного ископаемого в подвижное состояние путем его разрушения, а доставка на поверхность - механическими средствами транспорта.

Открытая горная выработка – искусственная выемка в земной коре, образованная в толще горных пород в результате ведения горных работ непосредственно с земной поверхности и не имеющая сверху покрывающих пород (котлованы, траншеи). Котлованы служат для создания пространства, в котором ведутся выемочно-погрузочные работы, а траншеи – для организации транспортной связи котлованов с земной поверхностью.

Искусственная выемка в земной коре сложной формы, образованная комбинацией котлованов и траншей (рис. 2) и служащая для добычи полезного ископаемого, называется *карьером* (при разработке рудных месторождений) или *разрезом* (при разработке угольных и сланцевых месторождений). Выработки в таком комплексе функционально взаимосвязаны между собой через технологические процессы открытых горных работ: разрушение, отделение от массива и погрузка горных пород осуществляется в котлованах, а их транспортировка на поверхность – по дну котлованов и наклонным траншеям.

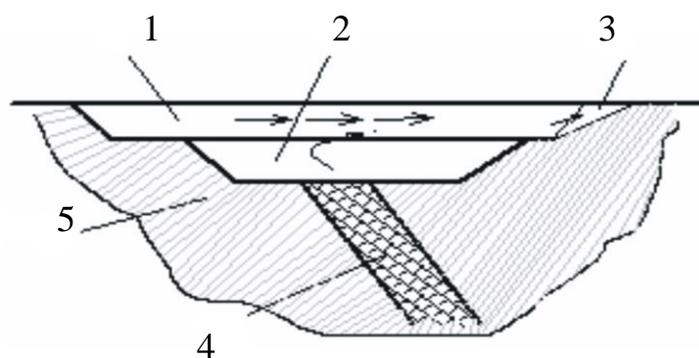


Рис. 2 Схема карьера как комбинация открытых горных выработок

1, 2 - котлованы, 3 -траншея, 4 - рудное тело, 5 - пустые породы,

→ - направления перемещения горных пород.

Для обеспечения нормальной производственной деятельности комплекс открытых горных выработок дополняется поверхностным комплексом, в состав которого входят электрические подстанции, ремонтные мастерские, бытовые и административные помещения и т.п.

Горные работы по добыче полезного ископаемого, которые ведутся под земной поверхностью в закрытом выработанном пространстве, называют *подземными горными работами*, а разработку месторождений с их использованием - *подземной разработкой месторождений*. В этом случае доступ к месторождению персонала и оборудования обеспечивается через подземные горные выработки без удаления покрывающих горных пород, перевод полезного ископаемого в подвижное состояние – путем его разрушения, а его доставка на поверхность – механическими средствами транспорта.

Подземная горная выработка – искусственная выемка в земной коре, образованная в результате ведения горных работ в толще горных пород под земной поверхностью и имеющая сверху покрывающие породы (штольни, штреки, камеры, стволы).

Комплекс подземных горных выработок (рис. 3), служащий для добычи полезного ископаемого, называется *рудником* (при разработке рудных месторождений) или *шахтой* (при разработке угольных и сланцевых

месторождений). Выработки в таком комплексе функционально взаимосвязаны между собой через технологические процессы подземных горных работ: разрушение, отделение от массива и погрузка горных пород осуществляется в камерах, а их транспортировка на поверхность – по штольням, штрекам и стволам.

Для обеспечения нормальной производственной деятельности комплекс подземных горных выработок дополняется поверхностным комплексом, в состав которого входят электрические подстанции, подъемные, компрессорные и вентиляционные установки, устройства для приема и складирования извлеченных горных пород, механические мастерские, бытовые и административные помещения и т.п.

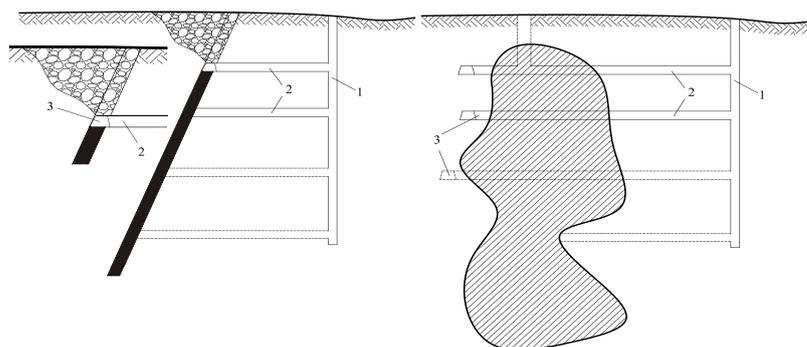


Рис. 3. Схема подземной разработки угольного (а) и рудного (б) месторождения: 1- ствол, 2- квершлаг, 3- штрек.

Горные работы по добыче полезного ископаемого, доступ к которому осуществляется через буровые скважины (рис. 4), а работы ведутся под земной поверхностью без присутствия персонала, называют **скважинной разработкой месторождений**. Скважины в этом случае используются для доставки к полезному ископаемому добычных механизмов, рабочих жидкостей или реагентов, а также для транспортировки на поверхность добытого полезного ископаемого. При этом добычные механизмы, рабочие жидкости или реагенты обеспечивают перевод твердого полезного ископаемого или содержащихся в нем полезных компонентов в подвижное

состояние. **Скважина** – искусственная выемка в земной коре, как правило, цилиндрической формы, длина которой в десятки и сотни раз больше ее поперечного размера (диаметра).

Скважинная разработка месторождений с использованием в качестве рабочего инструмента гидромониторной установки для разрушения твердого полезного ископаемого носит название **скважинной подземной гидродобычи**, химических растворов для перевода полезных компонентов в растворимые соединения – **скважинного подземного выщелачивания**, воды для растворения каменной соли – **скважинного подземного растворения**, перегретого пара для расплавления серы – **скважинного подземного выплавления** (рис. 5).

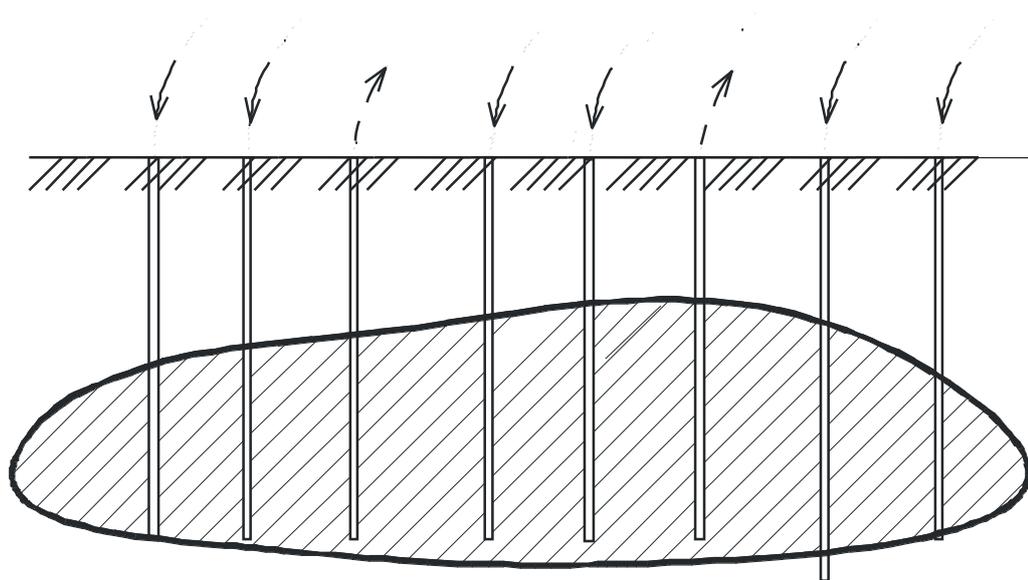


Рис. 4. Схема скважинной разработки месторождений:

- ▶ подача рабочих жидкостей;
- ▶ откачка продуктивных растворов.

Для обеспечения нормальной производственной деятельности скважинный технологический комплекс дополняется поверхностным комплексом, в состав которого входят электрические подстанции, компрессорные и насосные установки, устройства для приема и обработки продуктивных растворов, механические мастерские, бытовые и

административные помещения и т.п.

Горные работы по добыче полезного ископаемого, которые ведутся под водой (рис. 5), называют подводными горными работами, а разработку месторождений с их использованием - подводной разработкой месторождений. В этом случае доступ добычного и транспортного оборудования к полезному ископаемому на дне водоемов осуществляется с помощью плавучих комплексов, оснащенных специальными добычными устройствами (землесосными снарядами, грейферными погрузчиками, черпаковыми элеваторами и т.п.). При таком способе работ в дне водоема образуется выемка, а отделенное от горного массива полезное ископаемое по трубопроводам или специальными транспортными устройствами доставляется на плавучий комплекс.

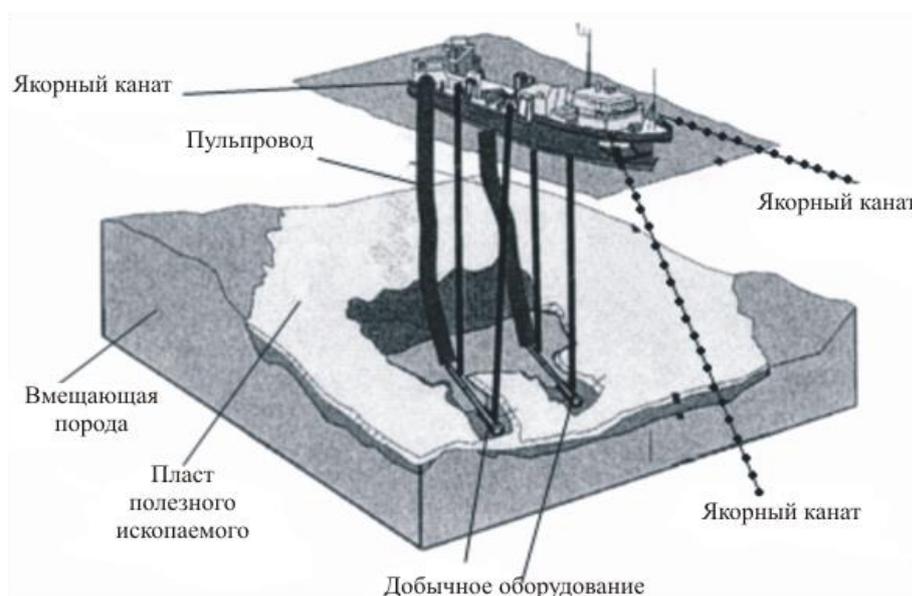


Рис. 5. Схема подводной разработки месторождений

Для обеспечения нормальной производственной деятельности плавучий комплекс при подводной добычи дополняется установками для первичной обработки добытого полезного ископаемого, энергетическими установками, механическими мастерскими, бытовыми и административными помещениями и т.п.

Горные работы по добыче полезного ископаемого, когда месторождение обрабатывается несколькими способами одновременно, называются **комбинированной разработкой месторождений**. В практике освоения месторождений наиболее распространены комбинации открытого, подземного и скважинного способов (рис. 6, 7, 8).

Выбор способа разработки месторождения осуществляется на основании технико-экономических расчетов, базирующихся на знании особенностей залегания полезного ископаемого, свойств горных пород, гидрогеологических условий, технологии ведения работ и возможностей применяемой при этом техники. К реализации принимается способ, имеющий наилучшие технико-экономические показатели.

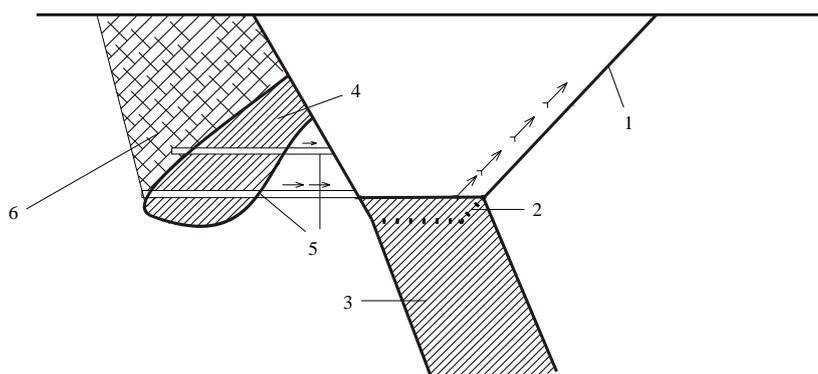


Рис. 6. Схема комбинации открытого и подземного способов разработки месторождения:

1,2 – фактические и проектные границы карьера; 3,4 – рудное тело для открытой и подземной разработки; 5 - подземные горные выработки; 6 - зона обрушения пород при подземной разработке;

—→ - направление движения руды при подземной разработке;
 ↘→ - направление движения руды при открытой разработке.
 ↘→

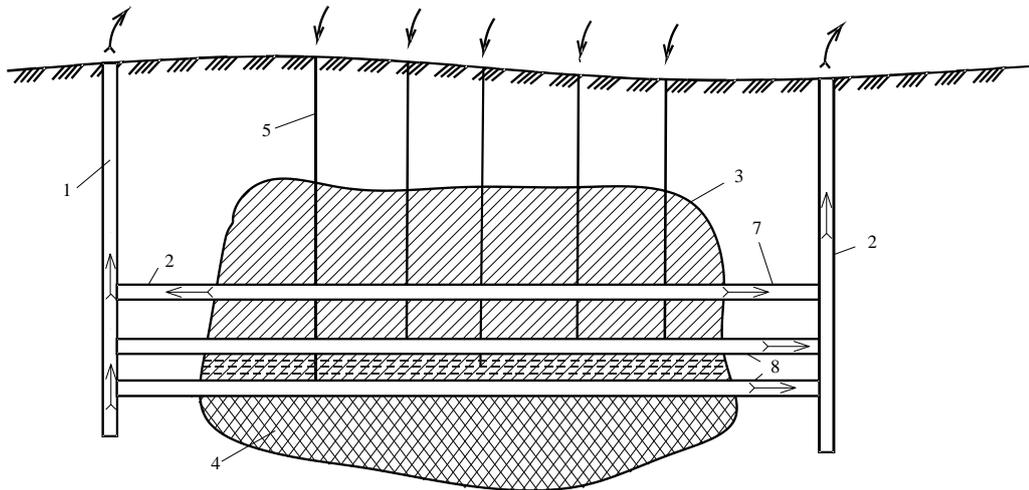


Рис. 7. Схема комбинации подземного и скважинного способов разработки месторождения:

1, 2 – стволы; 3, 4 – участки месторождения для отработки скважинным и подземным способами; 5 - скважины для подачи рабочего раствора; 7 – выработка для сбора продуктивных растворов; 8 – выработки для организации подземной добычи;

—→ - движение рабочих растворов;

↘→ - движение продуктивных растворов.

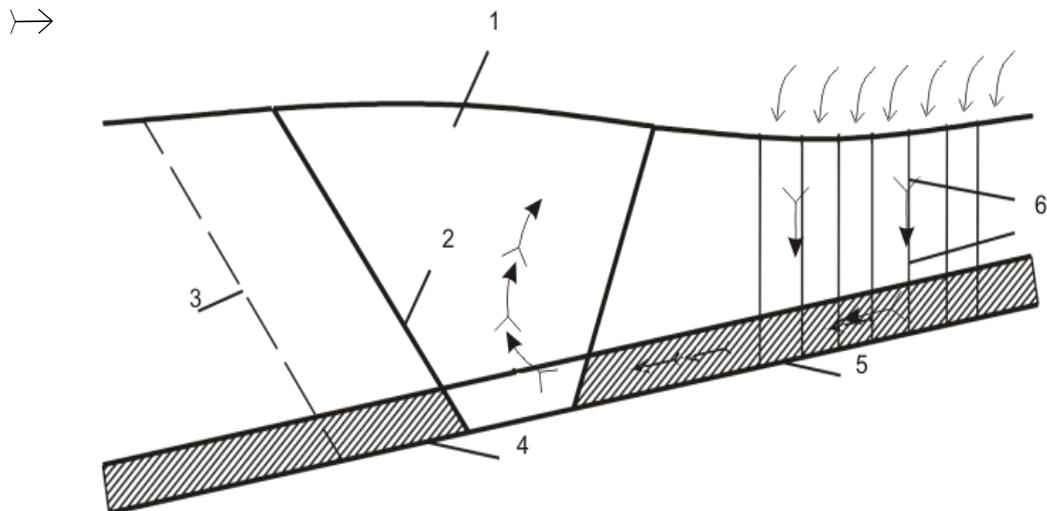


Рис. 8. Схема комбинации открытого и скважинного способов разработки месторождения:

1 – карьер; 2, 3 – фактический и проектный контуры карьера; 4, 5 – пласт для отработки открытым и скважинным способами; 6 – скважины для подачи рабочего раствора в пласт полезного ископаемого;

—→ - движение рабочих растворов;

↘→ - движение продуктивных растворов.

Для освоения месторождений полезных ископаемых создают промышленные предприятия, которые в зависимости от выполняемых

функций называются по-разному. Так, предприятие, осуществляющее только добычу полезных ископаемых, называется горнодобывающим предприятием, добычу и обогащение полезного ископаемого – *горно-обогатительным комбинатом*, а добычу, обогащение и металлургический передел – *горно-металлургическим комбинатом*. При этом практика освоения месторождений сложилась таким образом, что предприятия горной промышленности группируются по направлениям использования добываемого полезного ископаемого (рис. 9), а способы разработки определяются в соответствии со сложившимися традициями, накопленным опытом ведения и проектирования горных работ.

В Узбекистане для добычи твердых полезных ископаемых эффективно применяются открытый (золото, медь, уголь, цинк, строительные материалы), подземный (золото, уголь) и скважинный (уран) способы разработки месторождений. Причем последний способ в сложившихся горно-геологических условиях альтернативы не имеет, а открытый способ играет ведущую роль в горной промышленности. Устойчивая ориентация на этот способ разработки остается и на обозримую перспективу, поскольку его использование обеспечивает наилучшие экономические показатели.

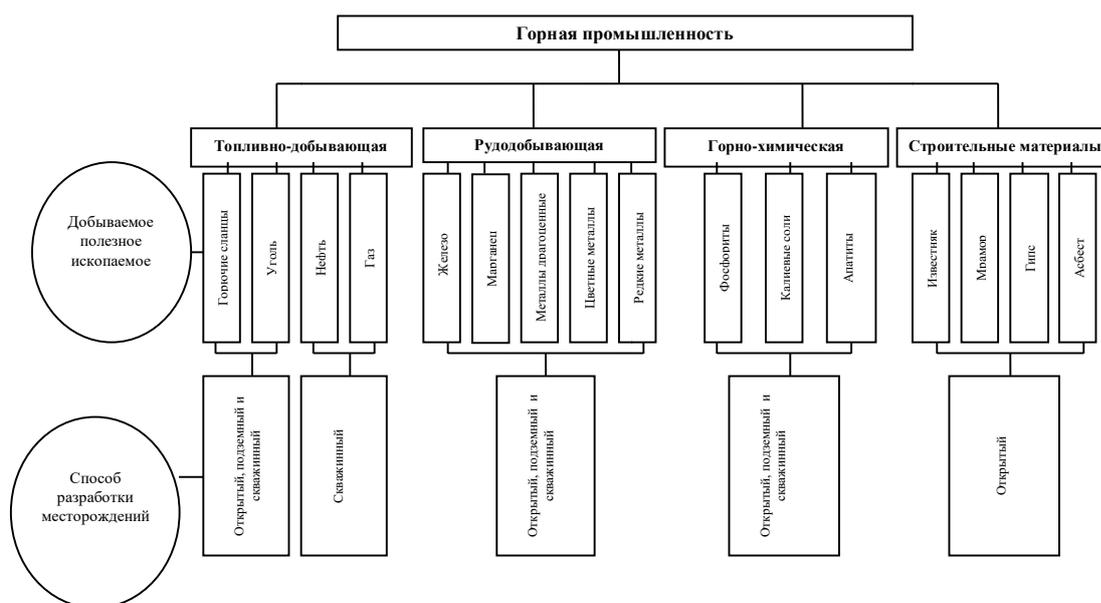


Рис. 9. Схема взаимосвязей способов разработки месторождений с отраслями горной промышленности.

С течением времени в развитии открытого способа добычи наметились вполне определенные закономерности, связанные с изменением, в первую очередь, горно-геологических условий, влияние которых проявляется через истощение запасов богатых месторождений и вовлечение в разработку месторождений с пониженным содержанием полезных компонентов. В частности, за последние 35-40 лет бортовое содержание железа уменьшилось в 2 раза, меди – в 2,5 раза, свинца – в 4,5 раза, редких и благородных металлов – в 6-8 раз, фосфорного ангидрида – до 8,5 раз.

В целом, даже при неизменном потреблении минерального сырья, снижение содержания полезных компонентов в геологических запасах влечет за собой практически пропорциональное увеличение объемов добычи. Анализ проектных решений показывает, что после 2010 г. в карьерах глубиной 200 м и более будет извлекаться 75 % руды и 80 % горных пород, для размещения которых требуются значительные площади земной поверхности.

В настоящее время при добыче 1 млн.т угля нарушается от 9 до 43 га земли, железной руды – от 14 до 600 га, марганцевой руды – от 76 до 600 га, известняка – от 60 до 120 га, фосфоритов – от 22 до 77 га. Основная доля этих земель (до 70%) приходится на внешние породные отвалы. В то же время имеется настоятельная необходимость в рациональном использовании земельных ресурсов даже в пустынных районах.

Открытый способ разработки по сравнению с подземным характеризуется следующими особенностями [3]:

- необходимостью удаления из карьера (или перемещения в его контурах) значительных объемов вскрышных пород, на разработку которых затраты на угольных и рудных карьерах составляют основную часть общих затрат на добычу полезного ископаемого;
- необходимостью соблюдения определенной последовательности отработки слоев (выемку лежащего ниже слоя горных пород можно начинать

только с некоторым отставанием во времени от начала выемки лежащего выше слоя);

- практически неограниченной возможностью создания и использования высокопроизводительного крупногабаритного горного и транспортного оборудования, способного обеспечить наиболее высокие технико-экономические показатели.

К преимуществам открытого способа разработки по сравнению с подземным относятся возможность обеспечения более высокого уровня комплексной механизации и автоматизации горных работ, более высокая в (3-5 раз) производительность труда и меньшая стоимость продукции, более безопасные и гигиеничные условия труда, более полное извлечение полезного ископаемого, меньшие удельные капитальные затраты. Недостатки открытого способа являются некоторая зависимость его от климатических условий, необходимость отчуждения значительных площадей земель и нарушение водного баланса недр.

Для открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых характерно не только дальнейшее увеличение его доли в общей добыче полезных ископаемых, но и строительство мощных карьеров при глубине 500 м и более.

1.3. Месторождения как объекты открытой разработки

Месторождения как объекты открытой разработки рассматриваются, прежде всего, с точки зрения геометрических размеров, формы, условий размещения в недрах и строения рудных тел. Такой подход объясняется тем, что такие характеристики месторождения как мощность и угол падения рудных тел (пластов, залежей), мощность покрывающих пород, физико-механические свойства горных пород, топографические, гидрогеологические и климатические факторы оказывают определяющее влияние на выбор технологии и средств механизации горных работ.

Так, форма, размеры и условия залегания рудных тел могут дать общее представление о размерах и форме будущего карьера, свойства горных пород – о способе их подготовки к выемке и средствах механизации, строение рудных тел – о способе выемки полезного ископаемого.

Прежде чем приступить к рассмотрению основных характеристик месторождений, следует определиться с основными понятиями, которые будут при этом использованы.

Горные породы, в окружении которых находится месторождение, называются *вмещающими породами*.

Поверхность рудного тела, контактирующая с находящимися над ним вмещающими породами (рудное тело как бы подвешено к ним), называется *висячим боком*, а поверхность рудного тела, контактирующая с находящимися под ним вмещающими породами (рудное тело как бы лежит на них), называется *лежачим боком* рудного тела (рис. 10). Для пластовых месторождений терминам «висячий бок» и «лежачий бок» соответствуют термины «кровля пласта» и «почва пласта».

Вмещающие породы, находящиеся над рудным телом со стороны висячего бока называют породами висячего бока, а вмещающие породы, находящиеся под рудным телом со стороны лежачего бока - породами лежачего бока.

Геометрические размеры месторождения характеризуются мощностью и длиной по простиранию и падению. Если месторождение состоит из нескольких рудных тел (пластов, залежей), то этими размерами характеризуется каждое рудное тело.

Мощность рудных тел - кратчайшее расстояние между висячим (кровлей) и лежачим (подошвой) боком рудного тела (рис. 10). Эту мощность называют еще истинной или нормальной мощностью пласта.

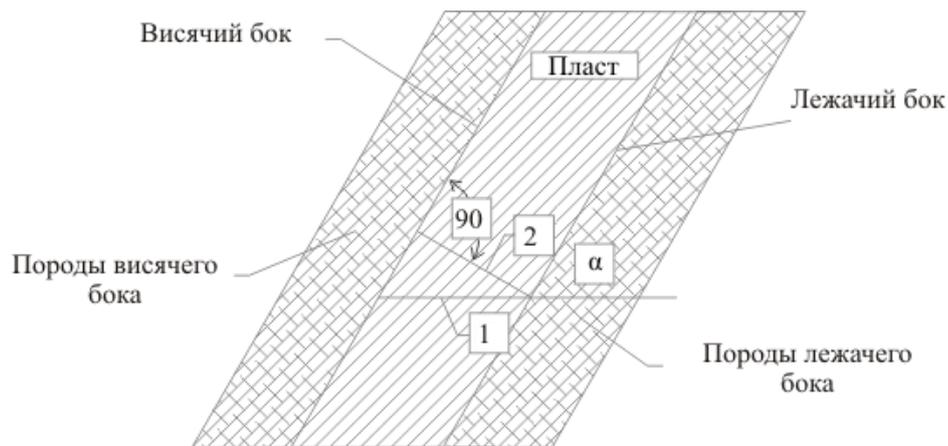


Рис. 10. Элементы залежи (пласта, рудного тела):

1-горизонтальная мощность пласта; 2-нормальная мощность пласта; α -угол падения залежа.

Угол падения рудного тела (пласта) представляет собой угол наклона рудного тела к горизонтальной плоскости. По углу падения рудных тел (пласта, залежи) месторождения делятся на горизонтальные и пологопадающие, наклонные, крутопадающие. Горизонтальными и пологопадающими называются залежи с углом падения от 0 до 20-25°. При разработке таких залежей имеется возможность использования выработанного пространства для складирования вскрышных пород (рис. 11, а). При разработке наклонных залежей с углом падения от 20-25° до 45° борт карьера со стороны лежачего бока сохраняет устойчивое равновесие без выполаживания, а разрабатываются только породы висячего бока.

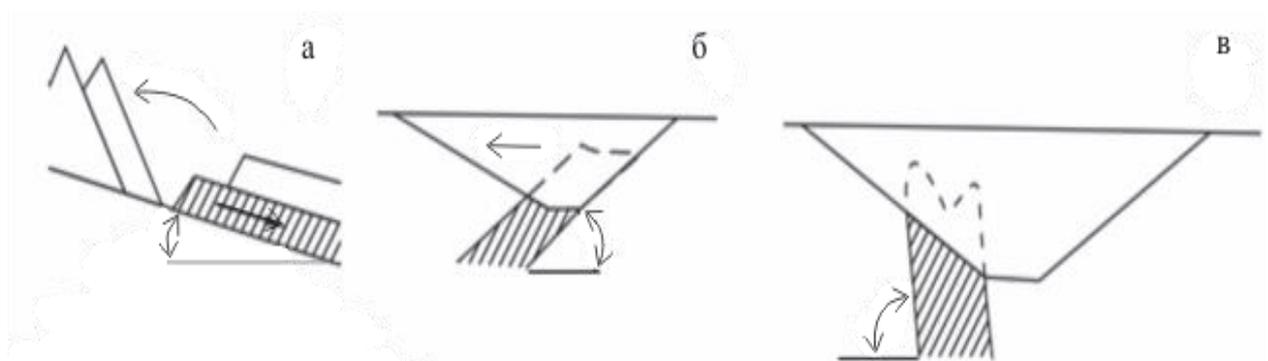


Рис. 11. Схемы поперечного сечения карьера при разработке пологопадающей (а), наклонной (б) и крутопадающей (в) залежи

Выработанное пространство используется для складирования вскрышных пород относительно редко из-за их возможного неустойчивого положения на наклонной поверхности (рис. 11, б). Крутопадающими называются залежи с углом падения более 45° . При разработке таких залежей разрабатываются породы лежащего и висячего боков с целью придания бортам карьера устойчивого угла наклона. Выработанное пространство для складирования вскрышных пород, как правило, не используется (рис. 11, в).

Месторождения по форме рудных тел могут быть систематизированы следующим образом [3]:

–пластовые или близкие к ним (пластообразные залежи), вытянутые преимущественно по двум направлениям при относительно небольшой мощности (рис. 12, а, б, г, д, е, ж);

–развитые более или менее одинаково во всех направлениях и представляющие собой массивные залежи, штоки, гнезда и т.п. (рис. 12л, м);

–развитые преимущественно в одном направлении – столбообразные (рис. 12, к);

- имеющие переходные формы: линзы, жилы, залежи со складками и перегибами (рис. 12, и);

–весьма сложные по условиям залегания месторождения, состоящие, например, из большого числа рудных гнезд относительно небольших размеров или из тектонически сильно нарушенной свиты пластов различной мощности (рис. 12, н).

Форме залежей соответствует и форма карьерных полей, а наибольшее влияние при этом оказывает размер залежи по простиранию. При разработке горизонтальных или близких к ним по условиям залегания пластов и пластообразных залежей с ограниченной площадью, расположенных вблизи земной поверхности (месторождения огнеупорных глин, фосфоритов, известняков и т.п.), форма карьера в плане практически совпадает с контурами месторождения (рис. 12, а).

Пластовые или пластообразные месторождения значительной площади определяют и соответствующую форму карьерного поля с возможностью развития работ по различным направлениям (рис. 12, б). К этому типу относятся марганцевые, буроугольные и другие месторождения осадочного происхождения, часто обрабатываемые несколькими карьерами.

При разработке горизонтальных месторождений большой длины или месторождений, залегающих не горизонтально (рис. 12, г-ж), карьерные поля имеют вытянутую форму с размерами по простиранию в несколько раз больше, чем вкрест простирания.

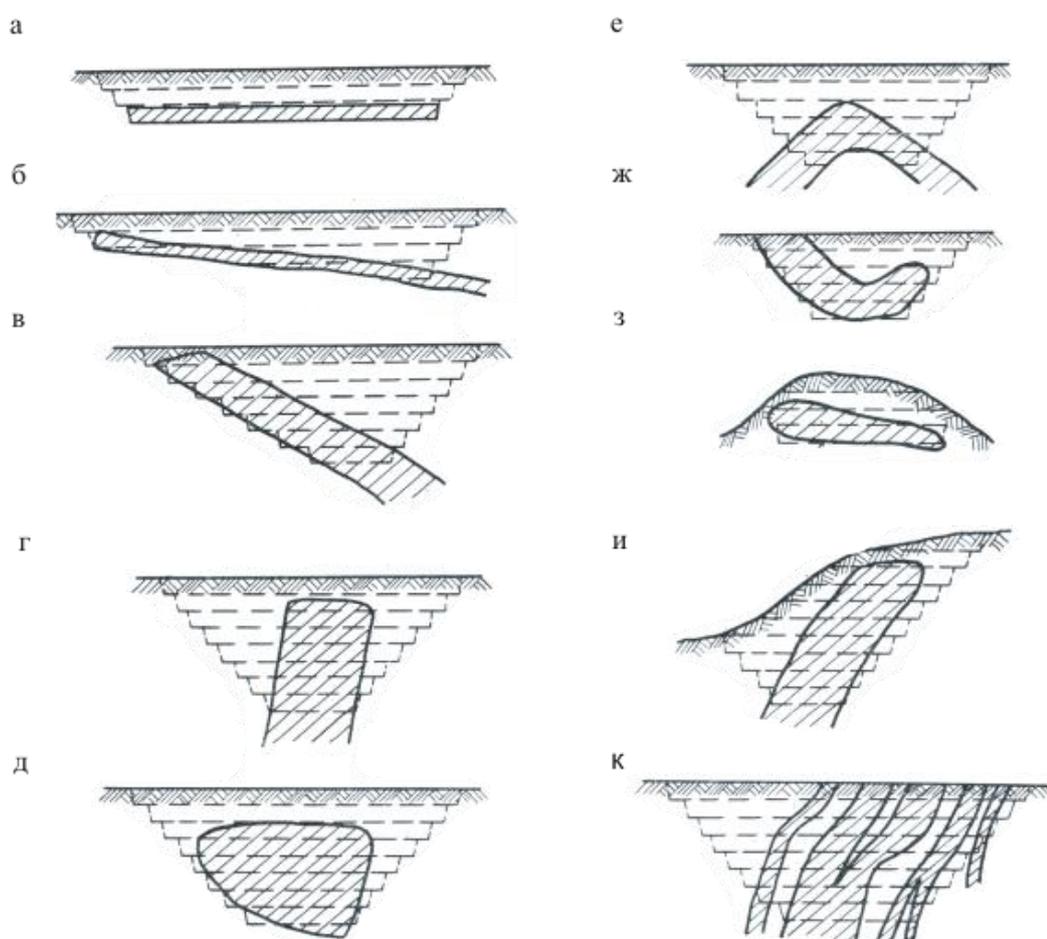


Рис. 12. Основные формы залегания месторождения

При относительно коротких массивных залежах (рис. 12, л, м), а также штокообразных, уходящих на глубину (рис. 12, к), карьер обычно имеет округлую или овальную форму и значительную глубину.

По положению залежей относительно земной поверхности месторождения подразделяются следующим образом:

- массив полезного ископаемого расположен на поверхности или покрыт наносами небольшой мощности (рис. 12, а);
- месторождение глубинного типа, расположенный значительно ниже господствующего уровня поверхности (рис. 12, б-ж, л, н);
- месторождения нагорного типа, расположенные на возвышенности или в склоне горы, т.е. выше господствующего уровня земной поверхности;
- месторождения высотно-глубинного типа (смешанные), частично расположенные в горе или горном склоне (рис. 12, к, м).

Мощность залежи определяет способ ее выемки. Различают залежи большой, средней, малой и весьма малой мощности. Пологие залежи характеризуются вертикальной мощностью, а наклонные и крутые – горизонтальной мощностью.

Пологие залежи весьма малой мощности (до 2-3 м) целесообразно разрабатывать слоями, малой мощности (3-20 м) - одним уступом, средней мощности (15-40 м) – двумя уступами и залежи большой мощности (более 40 м) – тремя уступами и более.

При разработке наклонных и крутых залежей весьма малой (до 10 -20 м) и малой мощности (20-70 м) начинать выемку очередного слоя залежи возможно только после полной выемки лежащего выше слоя (рис. 13, а). Для залежей средней мощности (60-100 м) начинать выемку очередного слоя возможно и при неполной выемке лежащего выше слоя (рис. 13, б). При большой мощности залежи (100-150 м) одновременно можно вынимать несколько слоев (рис. 13, в).

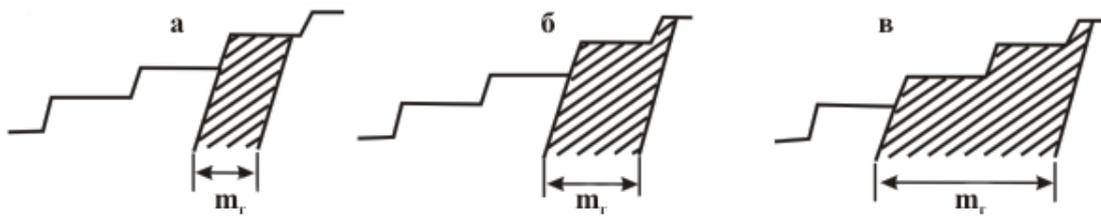


Рис. 13. Схемы выемки наклонных и крутых залежей весьма малой и малой (а), средней (б), и большой(в) мощности.

По строению залежей могут быть выделены месторождения, представленные: - простыми залежами однородного строения без существенных включений некондиционных сортов полезного ископаемого и пустых пород;

- сложными залежами, в которых некондиционные сорта полезного ископаемого и пустые породы распределены внутри залежи без определенной закономерности, но с четко выраженными контактами;

- сложными залежами, в которых некондиционные сорта полезного ископаемого и пустые породы распределены в массиве без определенной закономерности и не имеют четко выраженных контактов;

- рассредоточенными залежами, в которых кондиционные и некондиционные сорта полезного ископаемого распределены в породном массиве без определенной закономерности и четко выраженных контактов.

Полезный компонент на месторождениях может быть распределен:

- равномерно по глубине и в плане залежи;
- неравномерно по глубине и в плане залежи.

На месторождениях могут преобладать следующие типы пород (рис. 14):

однородные мягкие вмещающие породы и однородное мягкое полезное ископаемое;

- однородные крепкие вмещающие породы и однородное крепкое полезное ископаемое;

- мягкие вмещающие породы и крепкое полезное ископаемое;

- крепкие вмещающие породы и мягкое полезное ископаемое;

- разнородные вмещающие породы и однородное полезное ископаемое;
- однородные вмещающие породы и разнородное полезное ископаемое;
- разнородные вмещающие породы и разнородное полезное ископаемое.

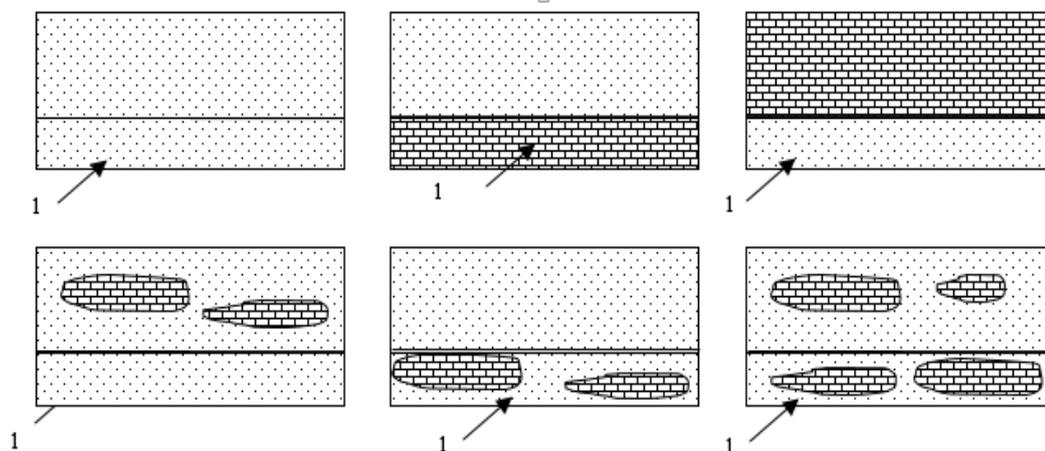


Рис. 14. Систематизация месторождений по преобладающему типу пород:

1 – полезное ископаемое;

⋯ - мягкие породы и полезные ископаемые;

▒ - крепкие породы и полезные ископаемые

Месторождение может состоять из нескольких разобщенных в пространстве рудных тел, различающихся геометрическими параметрами и качественными характеристиками. Такие рудные тела могут разрабатываться одним карьером или несколькими сближенными карьерами (рис. 15).

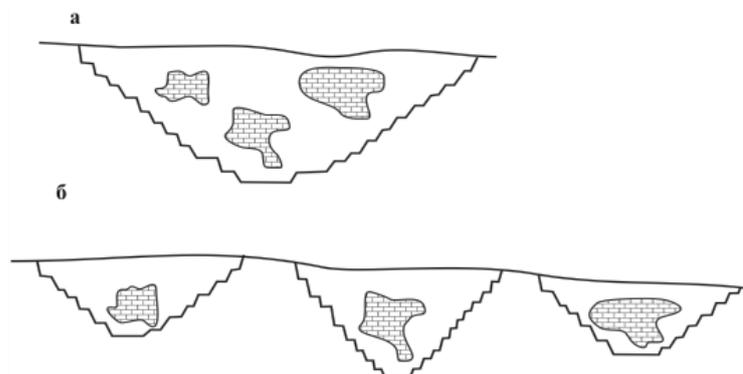


Рис. 15. Схема разработки месторождения с несколькими разобщенными рудными телами одним карьером (а) и несколькими сближенными карьерами (б).

Рудные тела могут иметь или не иметь видимых границ (рис. 16) В первом случае такие границы определяются по различию в цвете полезного ископаемого и вмещающих пород (например, уголь и глина, поваренная соль и песок). Во втором случае границы устанавливаются по данным измерения

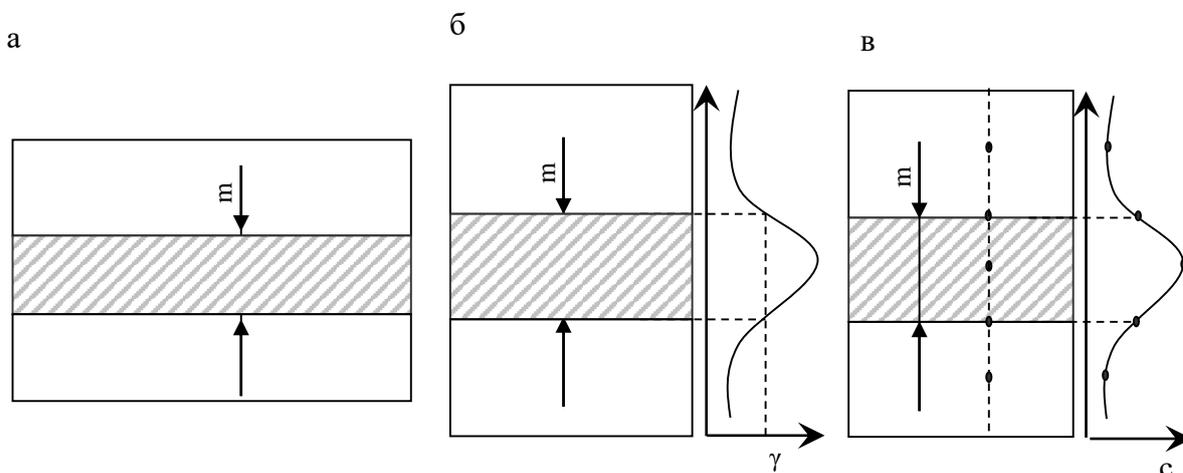


Рис. 16. Схема определения границ рудного тела по цвету (а), результатам измерения физических характеристик (б) и анализа содержания в отобранных пробах (в):

m - мощность пласта кондиционного полезного ископаемого, γ - естественная радиоактивность пород; *c* - содержание полезного компонента; • - точки отбора проб для анализа

физических характеристик полезного ископаемого и вмещающих пород (например, по естественной радиоактивности при разработке месторождений урана осадочного происхождения) или условно по данным опробования горного массива (руда месторождения Мурунтау).

Все эти факторы оказывают решающее влияние на организацию, технику и технологию горных работ, а так же на возможность и целесообразность открытой разработки месторождения.

Перечисленные параметры и условия размещения месторождения в недрах уже на стадии первого ознакомления позволяют представить технологию и технику ведения горных работ, которые могут быть эффективно использованы в конкретном случае.

1.4. Породы как объект воздействия при горных работах

Породы, являющиеся объектом воздействия при горных работах, по происхождению принято подразделять на магматические, осадочные и метаморфические типы.

Магматические горные породы образовались в результате геологических процессов, происходящих в земных недрах и связанных с кристаллизацией застывающей магмы, а также пропиткой окружающих пород расплавами и перегретыми растворами минеральных веществ.

Осадочные горные породы образовались в результате разрушения, переноса и отложения различных горных пород под воздействием воды, температуры, ветра, живых организмов, гравитационных сил и т.п. При этом соединения кальция, магния, железа и других элементов меняли свой химический состав, цементируя частицы разрушенных пород и изменяя физико-механические свойства отложений.

Метаморфические горные породы возникли в результате преобразования магматических и осадочных пород под влиянием длительного воздействия высоких температур и давления.

Около 90 % земной коры по объему сложено магматическими и метаморфическими породами, а 10 % - осадочными породами, которые покрывают 75 % земной поверхности.

Магматические и метаморфические породы называют **коренными породами**, а покрывающие их осадочные породы – **наносами**.

При открытой разработке месторождений породы подвергаются главным образом механическим воздействиям (ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению и т.п.), происходящим в результате ведения взрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и других работ. Поэтому свойства и состояние пород должны быть оценены в первую очередь с точки зрения их ответной реакции на такие воздействия, поскольку именно такой реакцией предопределяется технология горных работ и соответствующий ей комплект

технических средств. Эта реакция индивидуальна для каждой породы и определяется ее механическими свойствами, которые зависят от их минерального состава, строения и состояния.

Минеральный состав пород определяет их структуру и силу связей между отдельными частицами. Особенно наглядно этот фактор проявляется у магматических и метаморфических пород, механические показатели которых повышаются с уменьшением размеров зерен и кристаллов.

Строение пород влияет на механические свойства через взаимное расположение зерен, наличие включений и характер соединения зерен между собой. Если зерна прилегают друг к другу не плотно, то в породах образуются поры, снижающие их механические свойства. Ориентация зерен в определенном направлении (слоистые породы) приводит к тому, что механические свойства будут зависеть от направления приложения силы: предел прочности выше поперек слоистости.

Состояние пород влияет на механические свойства через трещиноватость, обводненность, способность уплотняться и деформироваться под воздействием давления и т.п. В частности, с увеличением трещиноватости механические свойства пород снижаются, а по мере уплотнения – повышаются.

С точки зрения технологии ведения горных работ при изучении месторождения необходимо, прежде всего, ответить на один из основных вопросов: «Каким образом вмещающие породы и полезное ископаемое могут быть разработаны имеющимся в нашем распоряжении оборудованием?». Принципиально на этот вопрос можно дать три ответа: «Нет», «Да, но с трудом» и «Да». Исходя из этого подхода, с технологической точки зрения в учебной литературе породы подразделяют на твердые (крепкие), связные (слабые) и рыхлые (весьма слабые). Такие двойные наименования пород объясняются тем, что разными исследователями они называются по-разному, но имеют одинаковый смысл. Так, например, в трудах В.В.Ржевского

применяется первый термин, М.М.Протодяконова (старшего) – оба термина, Л.И.Барона, С.Е.Чиркова, М.М.Протодяконова (младшего) – второй термин.

При таком делении пород на три больших группы подразумевается, что породы первой группы не могут, второй группы могут с пониженной эффективностью, а третьей группы могут с высокой эффективностью разрабатываться существующим выемочным оборудованием без принятия дополнительных мер по их предварительному рыхлению. Однако в последние десятилетия появилось выемочное оборудование с расширенными (по отношению к традиционному оборудованию) возможностями, которое может эффективно разрабатывать горные массивы, сложенные некоторыми типами пород первой и второй групп. Поэтому возникла необходимость в корректировке принятого деления пород, которые с технологической точки зрения следует разделить на «крепкие (твердые)», «плотные» и «слабые (мягкие)» (рис. 17).

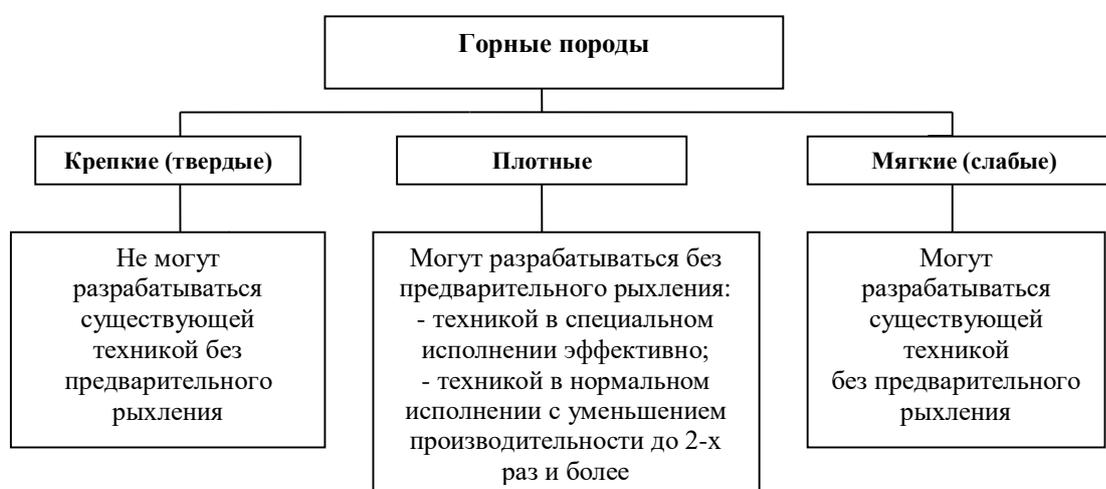


Рис. 17. Схема деления пород с технологических позиций ведения горных работ.

К *крепким породам* (их еще называют «*скальные и полускальные породы*») относится большая часть магматических и метаморфических пород, а также некоторые породы осадочного происхождения (граниты, кварциты, сланцы, песчаники, мергели, известняки, гипс, каменная соль, крепкие каменные угли и др.).

К *плотным породам* относятся глинистый сланец, мел, зернистые фосфориты на карбонатном цементе, мягкий известняк, глины различного состава, мягкие угли, слабо сцементированные конгломераты, песчаники на глинистом цементе, разрушенный песчаник и т.п.

К *мягким (слабым) породам* относятся песчаные глины, суглинки, пески, супеси, полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические породы и др.

Такое деление пород отражает сущность взаимодействия с ними рабочих органов горных машин. Поэтому нами в качестве разделительного признака принята способность выемочно-погрузочного оборудования к разрушению пород и отделению их порций от массива. С такой точки зрения породы подразделяются следующим образом:

- крепкие (скальные) породы с пределом прочности на одноосное сжатие 50-350 МПа, которые не могут разрабатываться существующим выемочно-погрузочным оборудованием без предварительного рыхления;

- плотные породы с пределом прочности на одноосное сжатие 10-100 МПа, которые без предварительного рыхления могут эффективно разрабатываться специальным выемочно-погрузочным оборудованием (например, фрезерными комбайнами, роторными экскаваторами с повышенным усилием копания), а с уменьшением производительности в 1,2-2,0 раза и более оборудованием в обычном исполнении;

- мягкие (слабые) породы с пределом прочности на одноосное сжатие менее 20 МПа, которые достаточно легко без предварительного рыхления разрабатываются всеми видами выемочных машин. Полускальные и плотные породы, разрабатываемые с применением оборудования в обычном исполнении, требуют предварительного рыхления механическим или взрывным способом.

Однако, такое деление пород весьма условно, поскольку для разного выемочно-погрузочного оборудования граница раздела будет разной. В частности, для одноковшовых экскаваторов типа «механическая лопата»

породы с пределом прочности на одноосное сжатие более 40 МПа относятся к крепким, от 10 до 40 МПа – к плотным и менее 10 МПа – к мягким. Для многоковшовых роторных и цепных экскаваторов породы с пределом прочности на одноосное сжатие более 20 МПа относятся к крепким, от 5 до 20 МПа – к плотным и менее 5 МПа – к мягким. Для фрезерных комбайнов породы с пределом прочности на одноосное сжатие более 100 МПа относятся к крепким, от 20 до 100 МПа – к плотным и менее 20 МПа – к мягким. Это объясняется тем, что возможности выемочно-погрузочного оборудования к разрушению пород определяются развиваемым усилием копания: оно имеет наименьшее значение у многоковшовых экскаваторов, а наибольшее – у фрезерных комбайнов.

Породы, разрушенные при отделении от массива, теряют естественное сцепление и разрыхляются, увеличиваясь в объеме на 15-30 %. После складирования под действием веса вышележащих слоев они уплотняются, но их плотность и сцепление приближается к этим характеристикам в ненарушенном массиве только у мягких пород (глины, суглинки, глинистые пески и т.д.).

Свойства скальных пород при отрицательных температурах меняются незначительно. Силы сцепления при замерзании возрастают в большей мере у влажных плотных пород, содержащих до 12 – 18 % воды.

Для правильного выбора технологии и техники ведения горных работ следует изучить физические свойства горных пород.

Под **физическим свойством породы** понимают ее специфическое поведение (ответную реакцию) при воздействии определенных физических полей или тел. Численно каждое физическое свойство породы оценивается одним или несколькими параметрами (показателями, характеристиками), являющимися количественной мерой этого свойства.

Свойства пород, проявляющиеся при воздействии на них конкретных инструментов и механизмов, и соответствующие им характеристики называют **горно-технологическими свойствами пород**.

Всю совокупность физических и технологических параметров пород, описывающих их поведение в процессах разработки, принято называть **физико–техническими параметрами (свойствами) пород**.

Физико–технические свойства пород подразделяют по виду воздействующих внешних полей.

Исходя из этого, выделяют *механическое* поле (давление) и соответствующие ему механические свойства пород, *тепловое поле* (температура) и тепловые свойства пород, *электрическое, магнитное и радиационное* поля и такие же свойства пород. Кроме того, существует еще вещественное поле (флюиды) и соответствующие ему гидравлические и газодинамические свойства пород.

В качестве примера в табл. 2 и 3 приведены базовые характеристики магматических пород месторождения Мурунтау и осадочных пород месторождения Ташкура.

Таблица 2

Базовые свойства магматических пород месторождения Мурунтау

Литологические различия пород	Плотность пород, т/м ³	Прочность, МПа			Коэффициент крепости	Скорость волн, км/с		Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга МПа* 10 ⁴	Трещиноватость	Категория пород по взрываемости
		на сжатие	на растяжение	на сдвиг		Продольных	Поперечных				
Сланцы углисто-слюдистые	2.2 - 2.4	70-90	5.5-7.2	11.3-12.4	6-8	2.8-4.7	1.7-2.8	0.22	2.3	Весьма сильно трещиноватые	Легко взрываемые
Сланцы кварц-слюдистые	2.4 - 2.6	90-110	6.8-7.8	12.3-13.2	8-10	3.7-5.4	2.2-3.1	0.24	3.2	Сильно трещиноватые	Средне-взрываемые
Алевролиты углеродистые	2.6 - 2.7	110-130	7.5-9.2	13.0-16.2	10-12	4.7-5.8	2.65-3.20	0.27	4.6	Средне трещиноватые	Трудно-взрываемые
Алевролиты окварцованные	2.7 - 3.1	>130	8.4-10.6	15.2-17	>12	5.1-5.9	3.1-3.45	0.29	4.65	Мало трещиноватые	Весьма трудно-взрываемые

Большинство базовых характеристик горных пород имеет тесную взаимосвязь с пределом их прочности на одноосное сжатие. Поэтому изучение этих характеристик следует начинать с этого параметра, который положен в основу практически всех горно-технологических классификаций пород.

Таблица 3

Базовые свойства осадочных пород месторождения Ташкура

Породы	Объемная масса, т/м ³	Пористость, %	Предел прочности на сжатие, МПа	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление, МПа	Влажность, %	Коэффициент крепости
Песок, супесь, суглинок	1.36-1.96	39,0	0,6-4,9	-	-	2,8	до 0,5
Глина плотная известковистая	1,85	31,0	1,4-22,1	37-45	0,2-0,4	15,6	0,14 -2,2
Фосфориты	2,02-2,09	13,9	38,9-49,4	-	-	2,5-5,4	3-5
Мергели известковистые	1,64-2,0	31,9	20,0-44,3	35-40	3,6-10,2	6,59	2,0-4,5
Мергели глинистые	1,42-1,89	23,8-45,6	5,1-27,1	25-50	1,8-5,2	6,8	0,5-3,0

При этом базовой классификацией горных пород принято считать классификацию проф. М.М.Протоdjяконова по коэффициенту крепости (табл. 4), который широко используется на практике и взаимосвязан с пределом прочности при одноосном сжатии соотношением:

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{30} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{3}}, \quad (1)$$

где f – коэффициент крепости пород по классификации проф. М.М.Протоdjяконова;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород при одноосном сжатии, МПа.

Таблица 4

Классификация горных пород по крепости (по М.М. Протодяконову)

Категория	Степень крепости	Порода	Коэффициент крепости	Предел прочности на сжатие, МПа
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительно по крепости другие породы	20	>270
II	Крепкие очень	Очень крепкие гранитовые породы	15	180-270
III	Крепкие	Гранит, кварцевые рудные жилы.	10	120-180
IIIa	То же	Известняки. Некрепкий гранит	8	80-120
IV	Крепкие довольно	Песчаник, железные руды	6	52-80
IVa	То же	Песчанистые сланцы	5	35-52
V	Средние	Крепкие глинистые сланцы	4	23-35
Va	То же	Плотный мергель	3	15-23
VI	Мягкие довольно	Мягкий сланец, мел, каменная соль, гипс.	2	10-15
VIa	То же	Отвердевшая глина	1,5	6-10
VII	Мягкие	Глина, глинистый грунт	1	4-6
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8	<4
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, сырой песок	0,6	
IX	Сыпучие	Мелкий гравий насыпная земля	0,5	
X	Плывуны	Болотистый грунт, разжиженный лёсс.	0,3	

С достаточной для практического применения точностью коэффициент крепости горных пород может быть определен по формуле:

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10}. \quad (2)$$

Взаимосвязь коэффициента крепости с пределом прочности пород при одноосном сжатии представлена графически на рис. 17.



Рис. 17. Графическая иллюстрация взаимосвязи коэффициента крепости с пределом прочности пород при одноосном сжатии и классификации пород по коэффициенту крепости.

При ведении буровых и взрывных работ в строительстве пользуются также классификацией горных пород по СНиП-82, согласно которой породы разделены на 12 групп [4]. Между этой классификацией и классификацией пород по проф. М.М. Протодьяконову имеется взаимосвязь, которая иллюстрируется графиком (рис. 18) и описывается уравнением:

$$F = 0,21e^{0,43f}, \quad (3)$$

где F – группа пород по СНиП-82;

f – коэффициент крепости пород по классификации проф. М.М.Протодьяконова, отн.ед.;

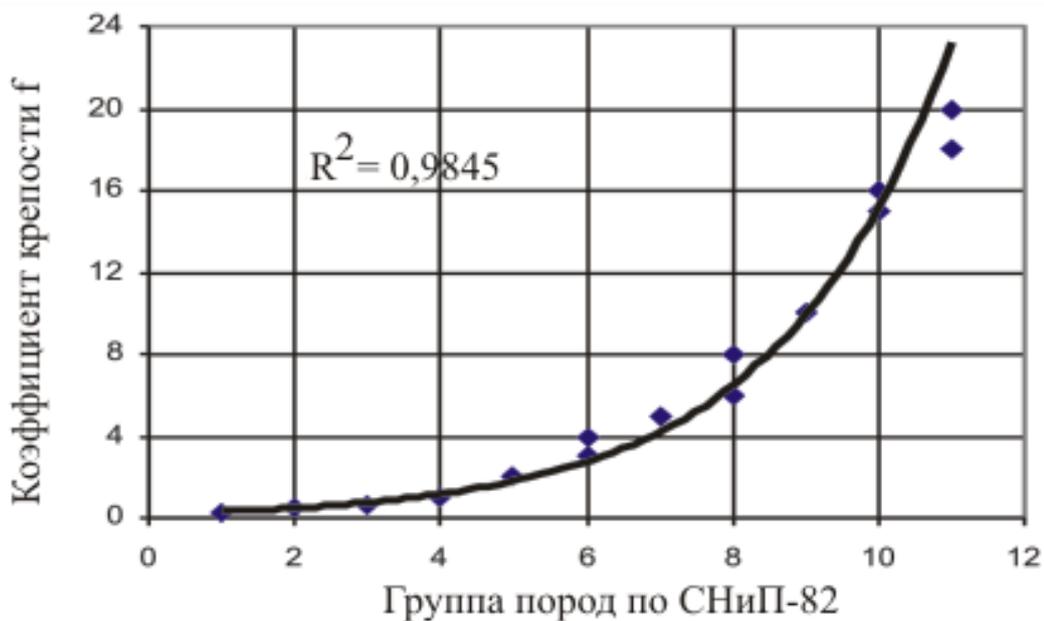


Рис. 18. График зависимости коэффициента крепости при классификации пород по М.М. Протодяконову от группы пород по классификации СНиП-82

Известные классификации построены по усредненным горно-технологическим характеристикам пород, отклонения в определении которых даже для одной и той же породы на месторождении достигают 40-50 % и более. Поэтому такие классификационные признаки, как предел прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, блочность, скорость распространения продольных волн и т.п. достаточно надежно «работают» только в пределах конкретного месторождения, а для однотипных пород других месторождений должны быть откорректированы.

Следовательно, разработанные классификации пород имеют обобщенный характер и требуют корректировки применительно к конкретному месторождению.

Поэтому для практического применения вместо полной классификации пород по крепости проф. М.М. Протодяконова (табл. 4) может быть применен упрощенный вариант классификации по технологическим возможностям выемочно-погрузочного оборудования (табл. 5) [5].

Таблица 5

**Классификация горных пород по технологическим возможностям
выемочно-погрузочного оборудования (на примере одноковшовых
экскаваторов)**

Степень крепости пород	Коэффициент крепости пород	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Возможность непосредственной разработки
Мягкие (слабые)	$f < 2$	$\sigma_{сж} < 15$	Возможна
Плотные	$2 < f < 5$	$15 < \sigma_{сж} < 40$	Возможна с пониженной эффективностью
Крепкие (скальные)	$5 < f < 10$	$40 < \sigma_{сж} < 115$	Не возможна без предварительного рыхления
Очень крепкие	$10 < f < 15$	$115 < \sigma_{сж} < 205$	
В высшей степени крепкие	$15 < f$	$205 < \sigma_{сж}$	

В процессе разработки месторождений по мере накопления фактических данных могут составляться индивидуальные классификации пород, учитывающие особенности их структуры и литологического состава, а также технологию горных работ и применяемые средства их механизации. В качестве примера в табл. 6 представлена такая классификация пород для карьера Мурунтау.

Таблица 6

**Индивидуальная классификации пород карьера Мурунтау
по крепости**

Категория по крепости	Предел прочности на сжатие, МПа	Коэффициент крепости
Слабые	< 40	< 5
Средней крепости	40 – 80	5 - 8
Крепкие	80 – 150	8 - 12
Очень крепкие	>150	>12

Значительное влияние на горно-технологические параметры, а соответственно и на технологию ведения горных работ оказывает естественная трещиноватость пород в массиве, характерная для большинства крепких (скальных и полускальных) пород.

По степени трещиноватости эти породы подразделяют на пять технологических категорий:

1. Практически монолитные, у которых средний размер отдельностей превышает 1,0 м, а видимые трещины отсутствуют. К этой категории относятся пироксениты, каменная соль и др.

2. Мало трещиноватые, у которых среднее расстояние между трещинами и размер отдельностей составляет около 0,7 м, а видимые трещины заполнены мелким материалом. К ним относятся граниты, плотные известняки ряда месторождений.

3. Средней трещиноватости, у которых среднее расстояние между трещинами и средний размер отдельностей составляет около 0,5 м. Имеют хорошо различимые, иногда заполненные мелким материалом трещины. В эту группу входят известняки, роговики и песчаники.

4. Сильно трещиноватые с отдельностями среднего размера около 0,3÷0,4

м. Часто имеют место напластования и видимые сомкнутые трещины. К данной категории относятся алевролиты, бурый уголь и др.

5. Чрезвычайно трещиноватые, имеющие средний размер отдельностей в массиве около 0,2 м. Отсутствуют отдельности крупнее 1 м. К этим породам относятся некоторые гранодиорит–порфиры, бурые угли.

На разных участках месторождения одни и те же породы могут иметь разную трещиноватость. Классификация пород по трещиноватости приведена в табл.7.

Таблица 7

Классификация пород по степени трещиноватости

Степень трещиноватости	Трещиноватость	Порода
Практически монолитные	Средний размер отдельностей превышает 1,0 м, а видимые трещины отсутствуют.	Пироксениты, каменная соль и др.
Мало трещиноватые	Среднее расстояние между трещинами и размер отдельностей составляет около 0,7 м, а видимые трещины заполнены мелким материалом.	Граниты, плотные известняки
Средней трещиноватость	Среднее расстояние между трещинами и средний размер отдельностей составляет около 0,5 м. Имеют хорошо различимые, иногда заполненные мелким материалом трещины.	Известняки, роговики и песчаники
Сильно трещиноватые	Среднее расстояние между трещинами и средний размер отдельностей составляет около 0,3 – 0,4 м. Часто имеют место напластования и видимые сомкнутые трещины.	Алевролиты, бурый уголь и др.
Чрезвычайно трещиноватые	Средний размер отдельностей в массиве около 0,2 м	Гранодиорит-порфиры, бурые угли

На начальном этапе оценки месторождения объема данных по физико-механическим и структурным особенностям пород, как правило, недостаточно

для обоснованного выбора технологии и техники для ведения горных работ. Поэтому проектировщики вынуждены проводить такую оценку в условиях неопределенности. Для того, чтобы уменьшить риск принятия решений проведен анализ общераспространенных характеристик пород (табл. 8), который показал вполне определенную прямую зависимость плотности и обратную зависимость трещиноватости пород с пределом их прочности на сжатие. Прямые зависимости имеют место между прочностью пород на сжатие и растяжение, а также между прочностью пород на сжатие и скоростью продольной волны.

Таблица 8

Общераспространенные характеристики породных массивов

Коэффициент крепости пород по М.М.Протогьяконову	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Плотность пород, г/см³	Расстояние между трещинами в массиве, м
до 3	10-30	1,40-2,00	≤ 0,10
2-4	20-45	1,75-2,35	0,05-0,25
3-6	30-65	2,25-2,55	0,20-0,5
5-8	50-80	2,50-2,80	0,45-0,75
7-12	70-120	2,75-2,9	0,70-1,0
11-16	110-160	2,85-3,0	0,95-1,25
14-18	145-205	2,95-3,2	1,20-1,5
17-19	195-250	3,15-3,40	1,45-1,7
18-20	235-300	3,35-3,6	1,65-1,9
	285 и более	> 3,5	> 1,85

Эти зависимости иллюстрируются графиками (рис.19) и аппроксимируются уравнениями [Горный вестник Узбекистана №34]:

- плотность пород $\rho = 650 \ln(\sigma_{сжс}) - 180, \text{ кг/м}^3; \quad (4)$

- расстояние между трещинами $l_{тр} = 0,007 \sigma_{сжс} + 0,07, \text{ м} \quad (5)$

- предел прочности на растяжение $\sigma_p = 0,3 \sigma_{сжс}^{0,777} \approx 0,1 \cdot \sigma_{сжс}, \text{ МПа}; \quad (6)$

- скорость продольной волны $\lambda_{пр} = 0,043 \sigma_{сжс} - 0,111, \text{ км/с}. \quad (7)$

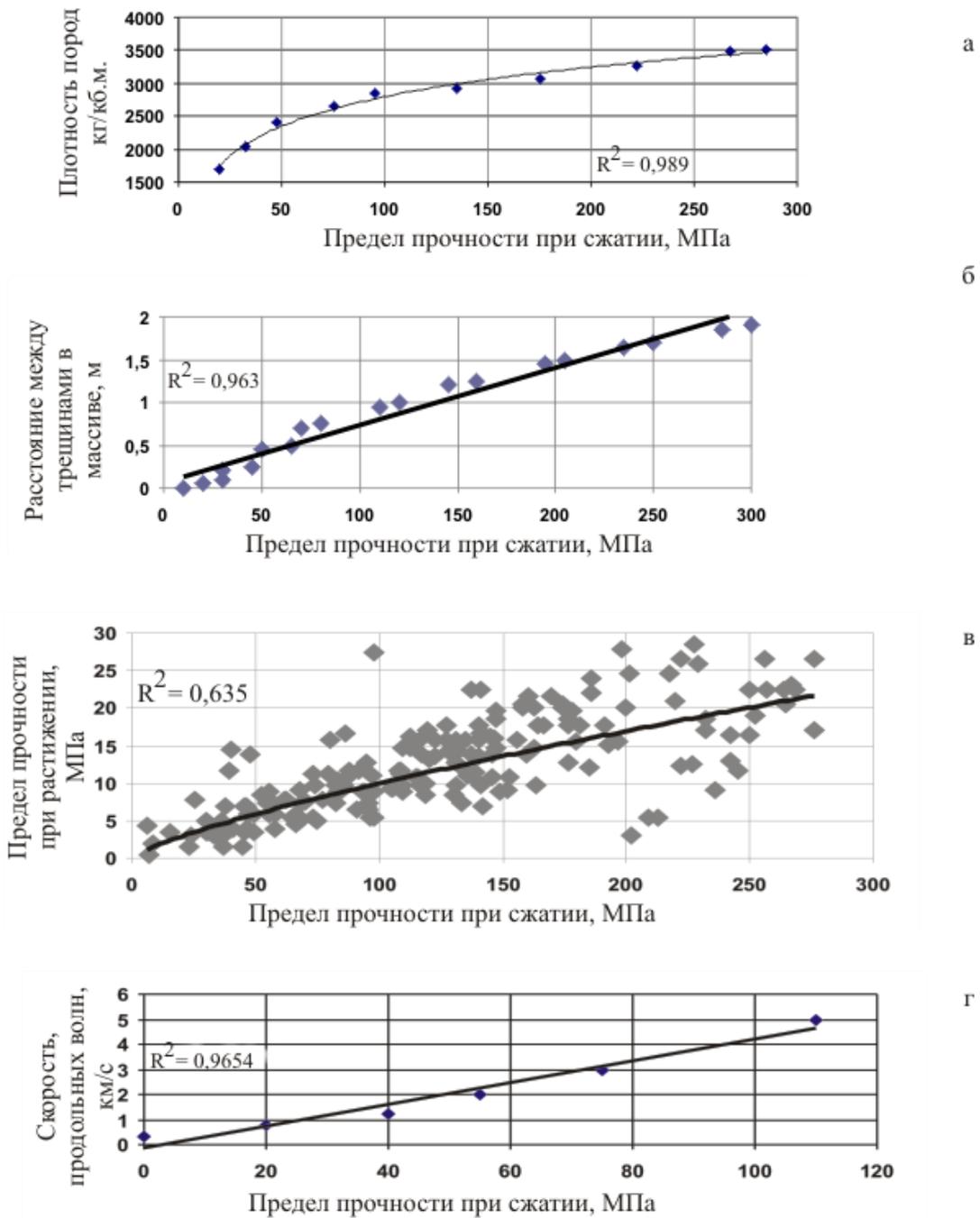


Рис. 19. Зависимость плотности (а), расстояния между трещинами (б), предела прочности на растяжение (в) и скорости продольной волны (г) от предела прочности пород на сжатие

Полученные зависимости позволяют уже при первом знакомстве с месторождением по минимальному количеству базовых физико-механических параметров пород составить достаточно ясное представление о технологии и технике открытых горных работ. Они могут быть использованы также в горно-технических расчетах с удовлетворительной для практического применения точностью.

Пример 1.

Определить степень трещиноватости пород, имеющих предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}=150$ МПа.

Решение.

Подставим значение $\sigma_{сж}=150$ МПа в формулу (5) и определим расстояние между трещинами:

$$l_{тр} = 0,007 \cdot 150 + 0,07 = 1,12 \text{ м.}$$

Согласно классификации приведенной в табл. 7, породы с расстоянием между трещинами $l_{тр} > 1,0$ м по степени трещиноватости являются практически монолитными породами.

Пример 2.

Определить степени трещиноватости пород, имеющих предел прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 80$ МПа.

Решение.

По графику рис. 19, б находим, что в породах с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж}=80$ МПа расстояние между трещинами составляет $l_{тр} > 0,6$ м. Согласно классификации приведенной в табл. 7, породы с расстоянием между трещинами $l_{тр} > 0,6$ м по степени трещиноватости являются малотрещиноватыми породами.

Пример 3.

Определить предел прочности на растяжение пород с пределом

прочности на сжатие $\sigma_{сж}=100$ МПа.

Решение.

Воспользуемся графиком (рис. 19, в) или подставим значение $\sigma_{сж}=100$ МПа в формулу (6) и получим предел прочности пород на растяжение:

$$\sigma_p = 0,1 \cdot \sigma_{сж} = 0,1 \cdot 100 = 10 \text{ МПа}$$

Пример 4.

Определить скорость продольных волн в породах с пределом прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} = 80$ МПа.

Решение.

Воспользуемся графиком (рис. 19, г) или подставим значение $\sigma_{сж}=80$ МПа в формулу (7) и получим значение скорости продольных волн:

$$\lambda_{пр} = 0,043 \cdot 80 - 0,111 = 3,33 \text{ км/с}$$

Пример 5.

Определить группу пород по классификации СНиП – 82, имеющих $\sigma_{сж} = 120$ МПа.

Решение.

По графику рис. 18 находим, что пределу прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} = 120$ МПа соответствует коэффициенту их крепости по Протоdjяконову П.П. $f=10$. Тогда по графику (рис. 19) или формуле (3) находим, что коэффициенту крепости СНиП – 82 соответствует группа пород $F=9$.

1.5. Общее понятие о карьере

Горное предприятие по разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом представляет собой сложный производственный объект. Такое предприятие принято называть карьером. На практике под этим названием может пониматься один и тот же объект, но разного статуса (рис.20):

- горнотехнический объект (рис. 20,а), имеющий статус открытой горной выработки, по мере развития которой во времени и пространстве осуществляется разработка месторождения;

- производственно-технический горный объект (рис. 20,б), имеющий статус горного предприятия, в состав которого входят горнотехнический объект, отвалы пород и склады полезного ископаемого в комплексе с объединяющими их транспортными, энергетическими и информационными коммуникациями;

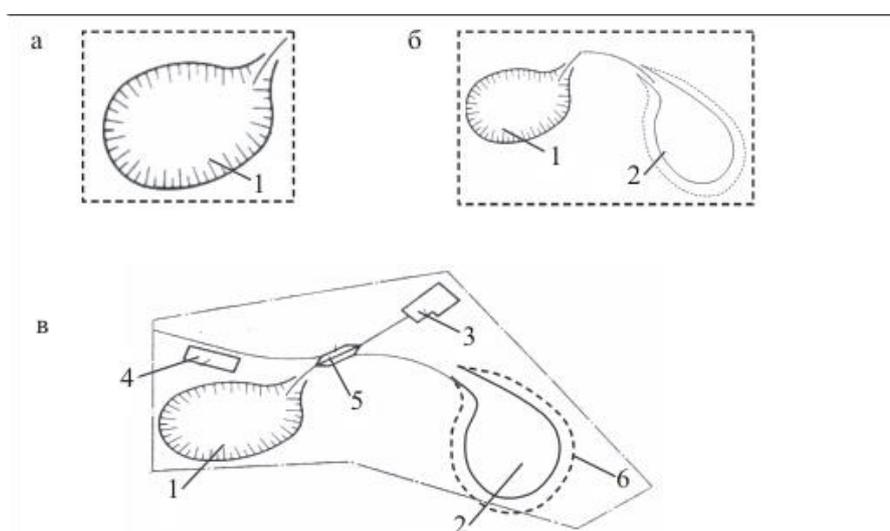


Рис. 20. Иллюстрация статуса карьера как горнотехнического (а), производственного (б), в производственного (в) объекта промышленной деятельности.

- производственно-хозяйственный горный объект (рис. 20,в), имеющий статус промышленного предприятия, в состав которого входит производственно-технический горный объект, объекты энергоснабжения, водоснабжения, подъездные железнодорожные пути и автомобильные дороги, ремонтные подразделения по обслуживанию горно-транспортного оборудования, объекты социально-бытового назначения (столовые, административно-бытовой комбинат и т.п.).

Границами горнотехнического горного объекта являются границы нарушения недр открытыми горными работами. Эти границы определяются

проектом и закрепляются специальным разрешительным документом – Актом на горный отвод. Под *горным отводом* понимается часть земных недр, предоставляемая горному предприятию государством для разработки месторождения полезных ископаемых.

Границами производственно-технического горного объекта являются границы нарушения земной поверхности в результате извлечения горных пород из недр и их складирования на земной поверхности. Эти границы определяются проектом.

Границами производственно-хозяйственного горного объекта является часть земной поверхности, предоставленная горному предприятию для размещения его объектов и осуществления деятельности, связанной с разработкой месторождения.

Эти границы определяются проектом, а участок земной поверхности, занимаемый горным предприятием, называется *земельным отводом*. Право горного предприятия на ведение деятельности в пределах этого отвода удостоверяются Актом на право пользования землей. Схема земельного отвода карьера приведена на рис. 20.

В настоящем пособии соответствие термина «карьер» одному из определений устанавливается по содержанию задач, которые ставятся при изложении материала. Однако наиболее часто карьер будет рассматриваться как производственно-технический горный объект, поскольку он объединяет все технологические процессы открытых горных работ – от подготовки горных пород к выемке до их складирования и обеспечения безопасности горных работ, персонала и окружающей среды.

Месторождение или его часть, предназначенная для отработки одним карьером, называется *карьерным полем*.

Карьер как открытая горная выработка образуется в результате разработки месторождения слоями. Причем каждый нижележащий разрабатываемый слой горных пород по размерам в плане меньше вышележащего слоя, что связано с обеспечением устойчивости

подроботанного горного массива и созданием транспортных связей между слоями и земной поверхностью. В результате в недрах образуется сужающаяся конусообразная выемка со ступенчатой боковой поверхностью, называемая **выработанным пространством карьера**. Количество таких ступеней в карьере может изменяться от 1 до 20-30 штук и более.

Слой горных пород в карьере, разрабатываемый самостоятельными средствами рыхления, выемки, погрузки и транспортирования, называется **уступом**.

Каждый уступ характеризуется высотной отметкой горизонта расположения на нем транспортных коммуникаций. Отметки уступов могут быть абсолютные (относительно уровня моря) или условные (относительно условно выбранной высотной отметки).

Поверхности, ограничивающие уступ по высоте, называют **нижней и верхней площадками уступа** (рис. 21), а расстояние между ними – **высотой уступа**. Если на площадках уступа работает выемочно-погрузочное и транспортное оборудование, то их называют **рабочими площадками уступа**.

Наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства, называется **откосом уступа**, а угол его наклона к горизонтальной плоскости - **углом откоса уступа** (рис. 21). Линии пересечения откоса уступа с его нижней и верхней площадками называются соответственно **нижней и верхней бровками уступа**.

Уступ, сложенный покрывающими или вмещающими породами, называется **вскрышным уступом**, а сложенных полезным ископаемым – **добычным уступом**.

По технологии ведения работ уступы могут разделяться на **подуступы**, разработка которых ведется одним и тем же или разным выемочным оборудованием последовательно или одновременно, но обязательно на единый для уступа транспортный путь.

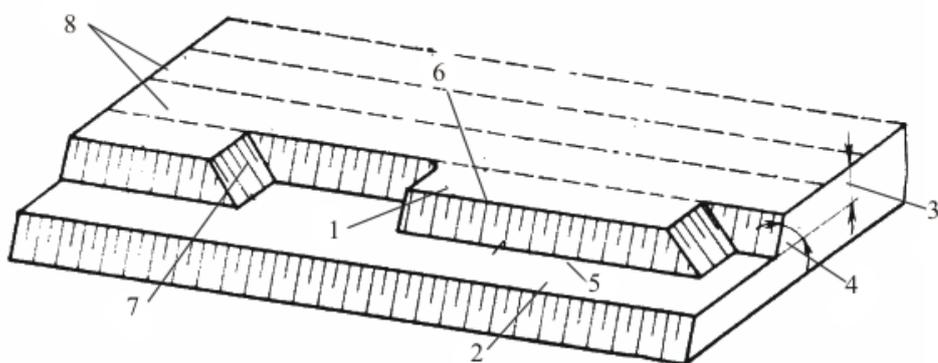


Рис. 21. Элементы уступа: 1- верхняя площадка уступа; 2- нижняя площадка уступа; 3- высота уступа; 4- угол откоса уступа; 5- нижняя бровка уступа; 6- верхняя бровка уступа; 7- забой; 8- заходка.

Подготовленная для разработки часть уступа по длине называется **фронтом работ уступа**. Он может иметь в плане прямолинейную или криволинейную форму.

Часть поверхности откоса уступа, образуемая рабочим органом выемочной машины и перемещаемая по мере отделения от массива или развала очередных порций горных пород, называется **забоем**, а угол наклона этой поверхности к горизонту – **углом откоса забоя**. Забой, в котором находится выемочная машина, называется **рабочим забоем**, а из которого такая машина временно выведена – **временно нерабочим забоем**.

На практике термин «забой» часто объединяют с термином «рабочая зона машины». В этом случае термин «забой» имеет более широкий смысл, поскольку под ним понимается не просто часть поверхности уступа, а также и пространство, в котором происходит перемещение выемочной машины и ее рабочего органа в процессе ведения горных работ.

Уступ обычно разрабатывается последовательными параллельными полосами – **заходками** шириной 10-20 м и более.

В породах, разрабатываемых без применения взрывного рыхления, ширина забоя экскаватора соответствует ширине заходки (рис. 22), а в

породах, разрабатываемых с применением взрывного рыхления, ширина забоя экскаватора больше ширины заходки за счет развала пород при взрыве (рис. 23).

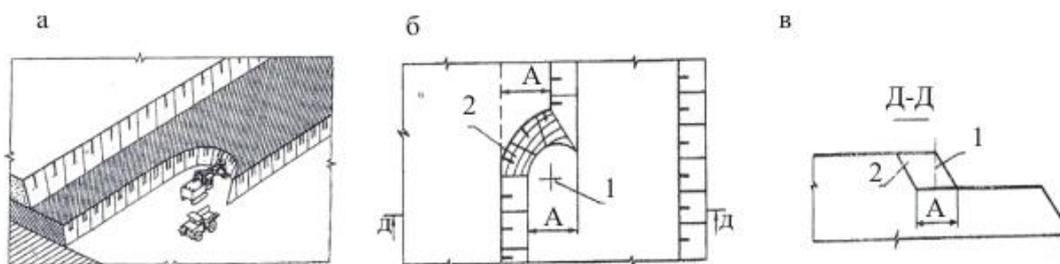


Рис. 22. . Общий вид экскаваторного забоя при разработке слабых пород в изометрии (а), плане (б) и разрезе (в):
1 - ось перемещения экскаватора; 2 – забой экскаватора; А- ширина заходки.

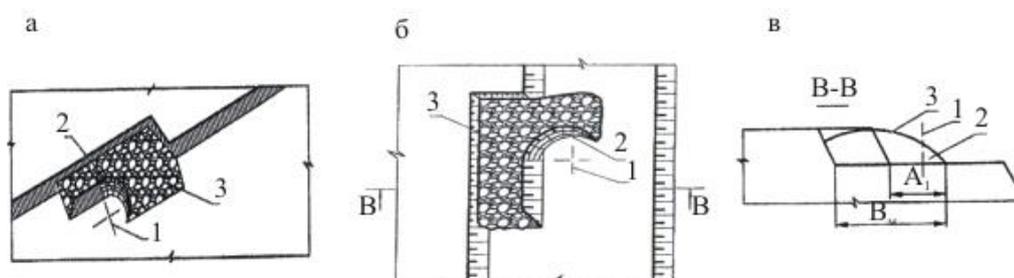


Рис. 24 . Общий вид экскаваторного забоя при разработке взорванных пород в изометрии (а), плане (б) и разрезе (в):
1 - ось перемещения экскаватора; 2 – забой экскаватора; 3- развал взорванных пород; А- ширина заходки экскаватора; В – ширина развала пород.

Различают *рабочие и нерабочие* уступы карьера. На рабочих уступах ведется выемка горных пород, поэтому на их площадках располагается выемочное оборудование и транспортные коммуникации, необходимые для разработки уступа.

Часть карьера, в которой ведутся горные работы, называется *рабочей зоной карьера*.

Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются *бортами карьера* (рис. 25).

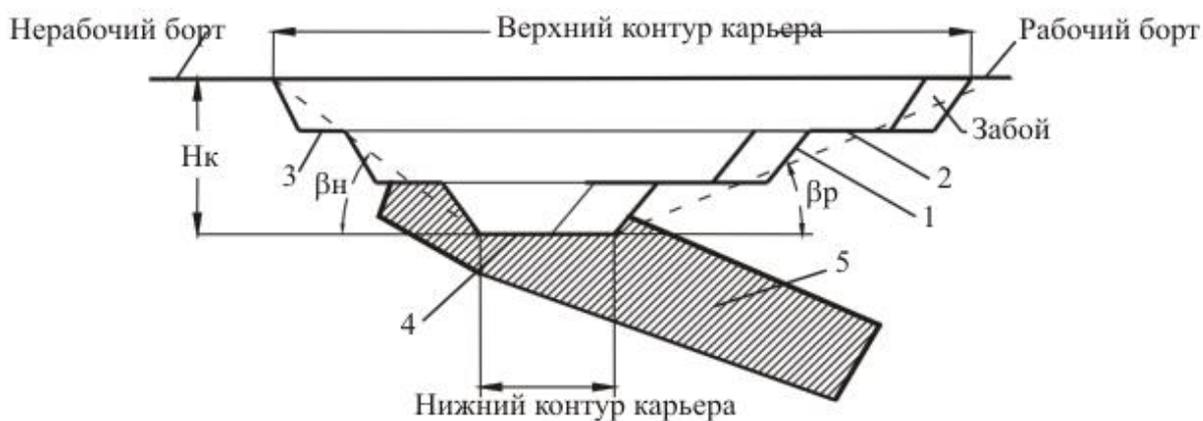


Рис. 25. Поперечный профиль и элементы карьера:

1 – уступ; 2 – рабочая площадка уступа; 3- берма уступа; 4 – дно карьера; 5- полезное ископаемое; β_p – угол откоса рабочего борта; β_n – угол откоса нерабочего борта карьера.
L- нижний контур карьера

Линия, ограничивающая карьер на уровне земной поверхности, является **верхним контуром** карьера, а линия, ограничивающая дно (подошву карьера), - его **нижним контуром**.

Борт карьера, представленный рабочими уступами, называют **рабочим бортом карьера**, а нерабочими уступами - **нерабочим бортом карьера**.

Положения рабочего борта, верхнего и нижнего контуров карьера меняются в пространстве. Это объясняется тем, что постепенно отдельные уступы, начиная сверху, достигают конечных контуров (границ) карьера. Поэтому борт карьера может состоять из нерабочей и рабочей части. Причем нерабочая часть по мере понижения горных работ будет увеличиваться по всему периметру карьера и к моменту окончания (погашения) горных работ ей будет **соответствовать конечная (граничная) глубина и конечные (граничные) размеры карьера** в плане (рис. 25). Проектные границы карьера по поверхности называют технической границей карьеров.

На **нерабочих бортах карьера** горные работы не производятся, а откосы уступов разделяют площадками (бермами). Различают транспортные и предохранительные бермы и бермы очистки. Они формируются при подходе рабочих уступов к конечным контурам карьера за счет уменьшения ширины рабочих площадок.

На **транспортных бермах** расположены транспортные коммуникации, по которым осуществляется грузотранспортная связь рабочей зоны карьера с поверхностью. Ширина транспортных берм определяется размерами применяемых транспортных средств.

Предохранительные бермы шириной от 3-5 до 8-10 м служат для повышения устойчивости прибортового массива горных пород, а также для задержания осыпавшихся с верхних уступов кусков породы.

Бермы очистки представляют собой предохранительные бермы увеличенной ширины, что позволяет использовать оборудование (бульдозеры, небольшие экскаваторы, погрузчики, автосамосвалы) для их периодической очистки от осыпавшейся с откосов породы. Такие бермы оставляют через три-четыре уступа по высоте.

Угол между линией, соединяющей верхний и нижний контуры карьера, и горизонтом называется **углом откоса рабочего (нерабочего) борта карьера**. На практике угол откоса рабочего борта карьера β_p изменяется от 7-8 до 17 градусов (иногда до 23-27 градусов, а нерабочего борта β_n от 25 до 40-45 градусов (реже до 55-65 градусов).

Угол откоса нерабочего борта в значительной степени определяется устойчивостью разрабатываемых пород, от которых зависит также высота уступа на граничном контуре карьера, которая может быть в 2-3 раза больше высоты уступа в рабочей зоне. Угол откоса нерабочего борта определяется расчетом, конструктивно формируется из откосов уступов, предохранительных и транспортных берм, а также берм очистки. Этот угол должен обеспечивать сохранность конструктивных элементов борта в течение всего срока существования карьера.

Технологическое назначение нерабочего борта заключается в обеспечении транспортной связи рабочей зоны карьера с поверхностью (по транспортным бермам) и поддержании выработанного пространства карьера в состоянии, гарантирующем безопасное развитие горных работ на проектную глубину.

Угол откоса рабочего борта в меньшей степени зависит от устойчивости разрабатываемых пород, а в большей степени от принятой технологии горных работ и средств их механизации, которыми определяются размеры рабочих площадок и заходов. Так, при использовании железнодорожного транспорта этот угол значительно меньше, чем при использовании автомобильного транспорта.

Технологическое назначение рабочего борта заключается в обеспечении заданных темпов ведения горных работ по принятой технологии и средств их механизации, а также транспортной связи рабочих забоев с поверхностью через транспортные бермы на нерабочих бортах.

Длина фронта горных работ карьера складывается из длины фронта горных работ всех рабочих уступов.

Для введения в работу нового уступа необходимо создать транспортный доступ к нему и первоначальный фронт работ с соответствующей рабочей площадкой. Эта процедура, которая называется **вскрытием уступа** или **нарезкой горизонта**, предусматривает проведение с поверхности или с вышележащего уступа **вскрывающих горных выработок** (рис. 26) для размещения транспортных коммуникаций. называют

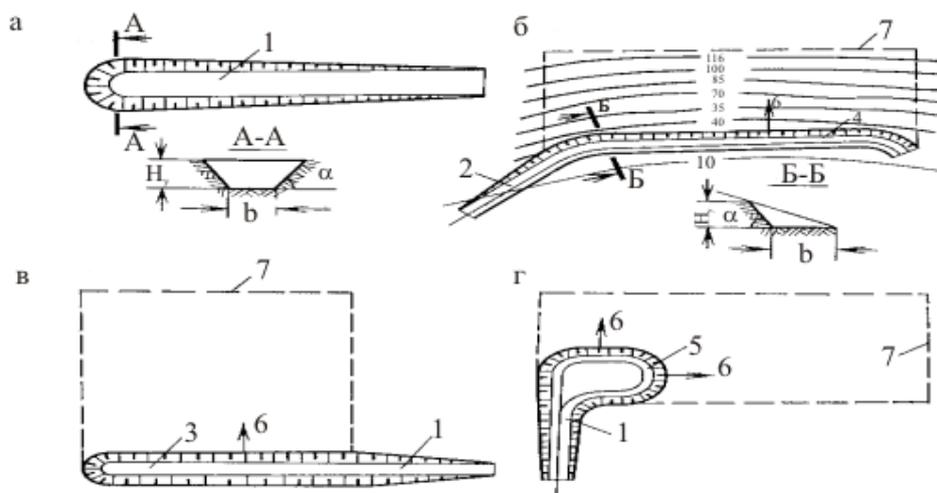


Рис. 26. Горноподготовительные выработки:

1, 2 – капитальные траншея и полутраншея (а, б); 3, 4, 5 - разрезные траншея, полутраншея, и котлован (б, в, г); 6 – направление развития горных работ (г); 7 – граница карьера (в, г).

По ним горная масса нового уступа будет перемещаться на поверхность или на вышележащие уступы. Эти выработки имеют определенный угол наклона, потому что соединяют верхнюю и нижнюю площадки уступа с разными высотными отметками. Вскрывающие выработки имеют поперечное сечение в виде трапеции (если проходятся в массиве при наличии открытого пространства только сверху) или треугольника (если проходятся в массиве при наличии открытого пространства сверху и сбоку). В первом случае такие выработки **вскрывающими траншеями**, а во втором – **вскрывающими полутраншеями**.

Для создания начального фронта работ на вскрытом уступе необходимо провести от вскрывающей выработки горизонтальную (реже с небольшим уклоном для стока воды) горную выработку - **разрезную траншею (полутраншею)** или **котлован**.

Вскрывающие выработки отдельных уступов имеют транспортную связь с поверхностью через общие вскрывающие выработки, которые называются **вскрывающими капитальными траншеями и полутраншеями**. Такими капитальными выработками вскрываются отдельные части или месторождение в целом.

Три обязательных стадии горных работ, являющихся неотъемлемым комплексом добычи полезных ископаемых, при открытой разработке месторождений имеют одну особенность, которая заключается в том, что в подвижное состояние переводится не только полезное ископаемое, но также покрывающие и вмещающие породы в больших объемах. При этом доступ персонала и оборудования с помощью вскрывающих выработок обеспечивается сначала к этим породам и только после этого – к полезному ископаемому.

Проведение вскрывающих траншей при открытой разработке месторождений называют **горно-подготовительными работами**, удаление покрывающих и вмещающих пород – **вскрышными работами**, а извлечение полезного ископаемого – **добычными работами**. В зависимости от

применяемого оборудования и физико-технических свойств пород перечисленные работы могут включать весь набор или только часть следующих *технологических процессов*: подготовка пород к выемке; выемка пород; погрузка пород в транспортные средства; доставка пород к месту складирования; складирование пород.

Подготовка пород к выемке – процесс приведения породы в подвижное состояние в результате разрушения горного массива взрывным или механическим способом.

При взрывном способе подготовки пород к выемке горный массив разрушают с помощью взрывчатого вещества, а при механическом - с помощью тракторных рыхлителей.

В ряде случаев (разработка рыхлых пород экскаваторами цикличного и непрерывного действия, полускальных и скальных пород фрезерными машинами) разрушение массива как самостоятельный процесс отсутствует, поскольку оно осуществляется одновременно с отделением породы от массива рабочим органом выемочно-погрузочной машины, снабженной режущим инструментом.

В отдельных случаях подготовка пород к выемке заключается в удалении из массива излишней воды, оттаивании мерзлых пород, удалении растительности и т.п.

Выемка - процесс извлечения горных пород из ненарушенного или предварительно разрушенного горного массива. Заключается во внедрении исполнительного (рабочего) органа машины в ненарушенный горный массив или навал предварительно разрушенных горных пород и отделении от него порций породы для дальнейшей погрузки в транспортное средство или укладки в отвал. В зависимости от типа рабочего органа отдельные порции породы от массива осуществляется с наполнением (экскаваторы, фронтальные погрузчики, скреперы и т.п.) или без наполнения (фрезерные машины) рабочего органа породой одновременно с отделением ее порций от массива.

Погрузка – процесс заполнения транспортного средства породой,

извлеченной из горного массива или навала горных пород.

При открытой разработке месторождений процессы выемки и погрузки выполняются, как правило, одной горной машиной. Такое совмещение процессов носит название *«выемочно-погрузочные работы»*, а при использовании экскаваторов – *«экскавация»*.

Транспортирование – процесс перемещения породы от места погрузки в транспортное средство к месту постоянного или временного хранения. Осуществляется с применением средств автомобильного, железнодорожного, конвейерного, гидравлического, пневматического и т.п. транспорта или без применения транспортных средств, например, при перемещении извлеченной из горного массива (навала горных пород) породы специальными экскаваторами непосредственно в отвал (склад).

Размещение пород на хранение – процесс приема и укладки пород, доставленных с применением или без применения транспортных средств в места постоянного или временного хранения. При этом место хранения пород вскрыши называют отвалом, а место хранения полезного ископаемого – складом. Соответственно термин *«отвалообразование»* применяется при размещении пород вскрыши в отвале, а термин *«складирование»* - при размещении полезного ископаемого в складе.

Все указанные выше производственные процессы связаны между собой, выполняются в строго определенной последовательности, а в комплексе составляют единый технологический процесс производства открытых горных работ. Перечисленные производственные процессы являются основными процессами открытых горных работ, которые на практике дополняются процессами вспомогательного назначения.

Контрольные вопросы к главе 1

1. Охарактеризуйте различия между карьерами первого, второго и третьего поколений.
2. Какое различие между полезным ископаемым и месторождением?
3. Какая разница между понятием карьер и разрез?
4. При каких условиях применяю открытый способ добычи полезного ископаемого, а при каких – подземный?
5. Перечислите элементы и параметры залежи.
6. Какие бывают основные формы залегания месторождения.
7. На какие типы пород делятся с технологической точки зрения?
8. Перечислите базовые характеристики горных пород.
9. Сколько категорий содержит классификация горных пород по крепости М.М. Протоdjяконова?
10. В чем различие между горным отводом и карьерным полем?
11. Элементы и параметры уступа.
12. Какие вы знаете технологический процессы.
13. Что такое ТЭО?
14. Какие части содержит проект карьера?
15. Чем отличаются полезные ископаемые от пустых пород?
16. Объясните последовательность технологических процессов горных работ.
17. Какие способы добычи полезных ископаемых существуют? В чем их различие?
18. Перечислите особенности открытого способа разработки.
19. По каким параметрам классифицируются месторождения открытой разработки?
20. Какие типы горных пород существуют?
21. Объясните различие крепких, плотных и мягких пород.
22. По каким физика - механическим свойствам горных пород выбираются горная техника?
23. Назовите физика - механическим свойства горных пород.

24. Перечислите все элементы и параметры карьера.
25. Перечислите очередность технологических процессов.
26. Объясните сущность главной задачи проектирования карьеров.
27. Расскажите об основных этапах проектирования карьера
28. Перечислите главные параметры карьера
29. Что такой коэффициент вскрыши?
30. Перечислите разновидности коэффициентов вскрыши?

Литература в главе 1

1. Горная энциклопедия. Том 1. Москва Издательство «Советская энциклопедия» 1984.
2. В.Н. Сытенков. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. Москва 2003г.
3. Н.А. Кулешов, Ю.И. Анистратов. Технология открытых горных работ. Москва 1968г.
4. СНиП-82.
5. В.В. Ржевский, Новик Г.А. Основные физики горных пород. М. Недра, 1978, 390 ст.
6. Ржевский В.В. Технология, механизация и автоматизация процессов открытых разработок. М.»Недра» 1966.

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

2.1. Общие сведения о подготовке пород к выемке

Разделение пород с технологической точки зрения на крепкие (твердые), плотные и мягкие (слабые) отражает способность выемочно-погрузочного оборудования к разрушению пород и отделению их порций от массива. С этой точки зрения от массива крепких (твердых) и частично плотных пород не могут быть отделены их порции без предварительной подготовки, сущностью которой является разделение породного массива на куски и его разрыхление. Степень такого разрыхления должна обеспечивать внедрение в разрыхленный массив рабочего органа выемочно-погрузочной машины и отделение от него порции породы для последующего перемещения в транспортное средство или отвал.

При открытой разработке месторождений подготовка пород к выемке может осуществляться механическим или взрывным способом. В первом случае рыхление пород происходит за счет механической энергии движущегося бульдозера, оснащенного рыхлительным оборудованием, а во втором - за счет энергии, выделяют при химическом разложении взрывчатых веществ, размещенных в разрушаемом породном массиве.

Таким образом, для подготовки пород к выемке механическим способом требуется иметь бульдозер со специальным навесным оборудованием, а взрывным способом - создать в разрушаемом массиве выработки для размещения взрывчатых веществ. Поэтому механическое рыхление пород происходит в процессе движения бульдозера, а взрывному рыхлению пород предшествует создание в массиве выработок для размещения взрывчатых веществ (шпуров, скважин, камер, траншей и т.п.). При взрывном

рыхлении пород в карьерах основными выработками для размещения взрывчатых веществ в разрушаемом массиве являются взрывные скважины, которые бурят специальными буровыми станками.

Выбор способа подготовки пород к выемке зависит от физико-механических свойств пород, масштаба горных работ, наличия оборудования, персонала, горно-технических условий ведения работ и т.п.

2.2. Механическое рыхление пород

Основным оборудованием, применяемым при рыхлении пород, является бульдозер, на который чаще всего устанавливается одностоечный или трехстоечный рыхлитель (рис.27), представляющий собой раму с рабочим органом (зубом), шарнирно закрепленную на базовом тракторе и оснащенную гидроцилиндрами управления.

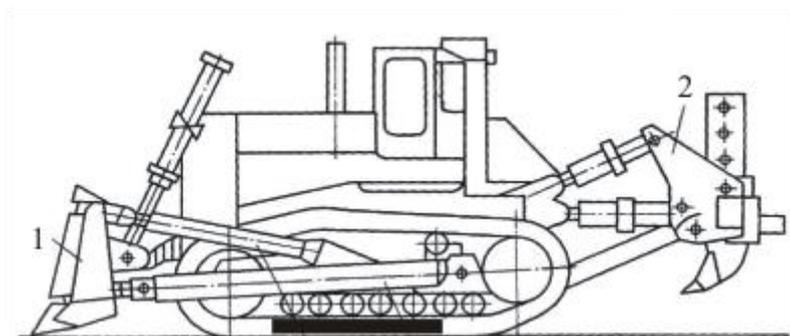


Рис. 27. Общий вид бульдозера с установленным рыхлителем

1 – лемех; 2 – рыхлитель.

Процесс механического рыхления начинается с принудительного заглубления рабочего органа (зуба) рыхлителя в породный массив на определенную глубину. Такое заглубление зуба происходит при движении бульдозера вперед с одновременным опусканием стойки рыхлителя. При продолжении движения бульдозера в массиве образуется борозда из

разрушенной породы на всю длину разрабатываемого участка, в конце которого бульдозер разворачивается и, двигаясь параллельно ранее пройденной борозде на некотором расстоянии от нее, прорезает следующую борозду. Затем цикл повторяется, а рыхление массива происходит параллельными смежными ходами при движении рыхлителя по челночной схеме (рис.28), которая называется параллельно-челночной схемой рыхления.

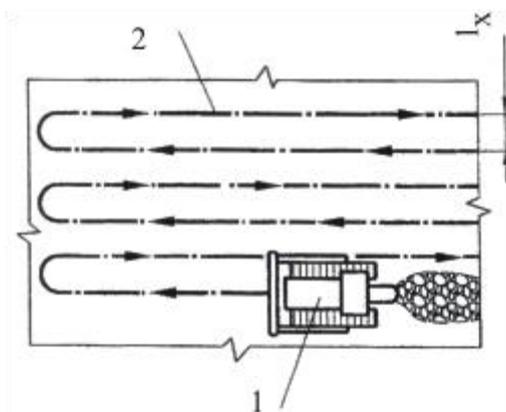


Рис. 28. Схема движения бульдозера-рыхлителя при рыхлении пород:

1 – бульдозер-рыхлитель, 2 – ось движения бульдозера-рыхлителя; l_x – расстояние между смежными проходами

Борозда из разрушенной породы, образовавшаяся при протаскивании через массив рыхлителя, имеет форму трапеции с широким основанием на уровне земной поверхности и наклоном боковых стенок под углом α к горизонту. При этом в нижней части разрушенного слоя между смежными бороздами остаются «гребни» не разрушенной породы (рис.29). Поэтому эффективная глубина рыхления $h_э$ всегда меньше величины заглубления зуба рыхлителя:

$$h_э = h_з - h_г, \text{ м}; \quad (8)$$

где $h_з$ – величина заглубления зуба в породу, м;

$h_г$ – высота «гребня» не разрушенной породы, м.

Высота «гребней» не разрушенной породы может быть определена по формуле:

$$h_r = \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (l_0 - b), \text{ м}; \quad (9)$$

где l_0 – расстояние между смежными бороздами (при трехстоечном рыхлителе равно расстоянию между осями стоек), м;

b – ширина основания борозды (зависит от свойств пород и ширины наконечника зуба рыхлителя), м.

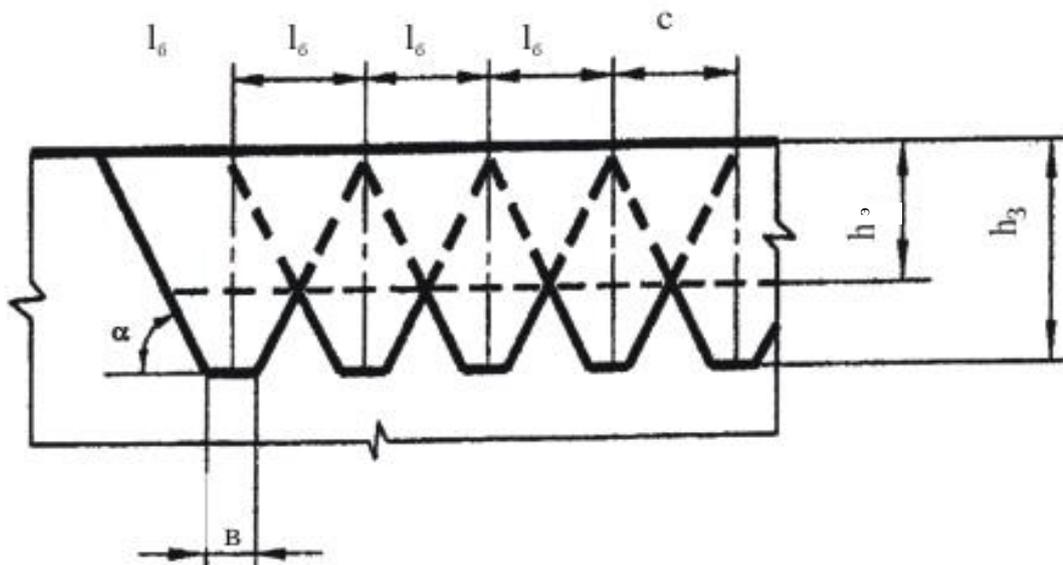


Рис. 29. Схема взаимного расположения борозд при рыхлении массива

Глубина эффективного рыхления зависит также от формы поперечного сечения борозды, а высота «гребней» - от состояния массива, что в расчетах учитывается через эмпирические коэффициенты. Тогда глубина эффективного рыхления h_3 при параллельно-челночной схеме движения рыхлителя может быть найдена по формуле:

$$h_3 = \frac{1}{K_2} \left[K_1 \cdot h_2 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (l_0 - b) \right], \text{ м} \quad (10)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения борозды;

K_2 - коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры неразрушенных гребней;

α – угол наклона боковых стенок борозды, градус;

Значения параметров формул (9) и (10) приведены в табл.9.

Таблица 9

Значения параметров для расчета показателей рыхления пород

Породный массив	Значение параметров						
	K_1	K_2	b , м	h_3 , м	v_p , м/с	α , град	l_0 , м
Малотрещиноватый, труднорыхлимый	0,8 - 0,9	0,95- 1,0	(1,5- 2,0) b_1	0,5 $\cdot h_o$	0,6 $\cdot V_o$	60°	0 , 7
Среднетрещиноватый, средней трудности рыхления	0,9 - 1,0	0,9- 0,95	(2,0- 3,5) b_1	0,7 $\cdot h_o$	0,8 $\cdot V_o$	50°	0 , 9
Сильнотрещиноватый, легкорыхлимый	1,0	0,8- 0,9	(3,5- 6,0) b_1	h_o	V_o	40°	1 , 1

Примечание: b_1 – ширина наконечника зуба рыхлителя, м;

h_o – заглубление зуба по технической характеристике рыхлителя, м;

v_o – скорость движения при рыхлении пород по технической характеристике рыхлителя, м/с;

v_p – расчетная скорость движения при рыхлении пород, м/с.

Для уменьшения объема «гребней» неразрушенной породы и увеличения глубины эффективного рыхления применяют метод рыхления перекрестными ходами, когда под углом $\sim 90^\circ$ к ранее пройденным

параллельным бороздам проводят дополнительные борозды. В этом случае глубина эффективного рыхления практически совпадает с величиной заглабления зуба, увеличиваясь на 15...20 %, а такая схема работы рыхлителя называется параллельно-перекрестной схемой.

Фактическое заглавление зуба рыхлителя в массив находится в обратной зависимости от механических характеристик пород (чем прочнее порода, тем меньше заглавление) и в прямой зависимости от энергосиловых параметров бульдозера (чем больше мощность двигателя, тем больше заглавление). Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей приведена в табл.10 и 11. в основу классификации которых положена мощность двигателя и соответствующее ей тяговое усилие базового трактора.

Таблица 2.2.2

**Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей
производства СНГ**

Показатели	Значение				
	100	150	250	350	750
Тяговый класс, кН	100	150	250	350	750
Модель рыхлителя	ДП-26С	ДП-22С	ДП-10С	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130	Т-180	Т-330	Т-500	Т-50.01
Мощность двигателя базового трактора, кВт	118	133	250	353	523
Число стоек рыхлителя, штук	1	1; 3	1; 3	1	1
Расстояние между осями стоек, м	-	0,8	0,7	-	-
Ширина наконечника зуба, м	0,07	0,09	0,11	0,12	0,13
Максимальное заглавление зуба, м:					
одностоечный рыхлитель	0,45	0,50	0,70	1,30	1,78
трехстоечный рыхлитель	-	0,31	0,43	-	-
Скорость передвижения, м/с:					
при передвижении обратным ходом	1,3	1,2	1,9	1,6	1,8
при наборе и перемещении породы	0,9	0,7	0,8	1,0	0,9
при рыхлении	0,6	0,6	0,7	0,9	0,6

По этому признаку базовые тракторы делятся на сверхмощные, мощные, средней мощности, малой мощности и легкие (мощность двигателя свыше 500 кВт, 300...500 кВт, 200...300 кВт, 130...200 кВт и менее 130 кВт).

В расчетах максимальное заглубление зуба при использовании трехстоечных рыхлителей следует принимать в $\sim 1,6$ раза меньше, чем при использовании одностоечных рыхлителей, а скорость передвижения при рыхлении – одинаковой для обоих вариантов.

Расстояние между смежными ходами при параллельно-челночной схеме движения одностоечного рыхлителя составляет $l_x=0,7...1,1$ м, а между поперечными ходами при параллельно-перекрестной схеме движения рыхлителя – $l_d=(1,2...1,5) l_x$. При этом более высокие значения принимаются для легкорыхлимых, а более низкие значения – для труднорыхлимых пород.

Таблица 11

**Техническая характеристика бульдозеров-рыхлителей фирмы
«Катерпиллер»**

Показатели	Значение			
	250		350	750
Тяговый класс, кН	D8R		D9R	D10R
Базовый трактор	D8R		D9R	D10R
Мощность двигателя базового трактора, кВт	265	299	415	609
Число стоек рыхлителя, штук	1; 3			
Расстояние между осями стоек, м	0,7		0,8	
Ширина наконечника зуба, м	0,10	0,12	0,13	0,15
Максимальное заглубление зуба, м:	1,16	1,23	1,37	1,61
	одностоечный рыхлитель 0,72	трехстоечный рыхлитель 0,77	0,85	1,07
Скорость передвижения, м/с:	1,08...1,33		1,11...1,15	1,08...1,33
	при передвижении обратным ходом		0,4...0,5	0,4...0,5
	при наборе и перемещении породы		0,4...0,5	0,4...0,5
	при рыхлении		0,4...0,5	0,4...0,5

Угол наклона боковых стенок борозды в легкорыхлимых породах следует принимать равным 40° , в среднерыхлимых породах - 50° и в труднорыхлимых породах - 60° .

При определении категории пород по рыхлимости в качестве классификационного признака целесообразно принять скорость распространения продольных волн, поскольку этот показатель достаточно

полно отражает не только физико-механические свойства пород, но и особенности их строения, а также структуру и состояние горного массива. Тогда породы со скоростью распространения продольных волн до 750 м/с могут быть отнесены к легкорыхлимым, 750...1200 м/с – к среднерыхлимым и более 1200 м/с – к труднорыхлимым. При этом следует учитывать тот факт, что возможности механического рыхления ограничиваются энергосиловыми параметрами базового трактора. Так, например, возможности рыхлителей на базовых тракторах тягового класса 150 кН реально позволяют рыхлить породы со скоростью продольных волн не более 1400 м/с, тягового класса 250 кН – породы со скоростью продольных волн не более 1600 м/с, тягового класса 350 кН – породы со скоростью продольных волн не более 1830 м/с, тягового класса 750 кН – породы со скоростью продольных волн не более 2450 м/с.

Область применения бульдозеров-рыхлителей разного тягового класса для рыхления различных пород приведена на рис. 30. Анализ приведенных диаграмм позволяет в первом приближении определить возможность применения механического рыхления конкретных пород.

Эксплуатационная производительность рыхлителя в плотной массе может быть определена по формуле:

- при параллельно-челночной схеме движения:

$$Q_{\text{эч}} = \frac{3600K_{\text{ис}}}{T_{\text{чч}}} h_{\text{з}} l_{\text{уз}} L, \text{ м}^3 / \text{ч}; \quad (11)$$

- при параллельно-перекрестной схеме движения:

$$Q_{\text{эпт}} = \frac{3600K_{\text{ис}}}{T_{\text{пт}}} h_{\text{з}} l_{\text{уз}} L, \text{ м}^3 / \text{ч}; \quad (12)$$

где $K_{\text{ис}}$ – коэффициент использования времени, $K_{\text{ис}} = 0,8-0,9$;

$l_{уз}$ – ширина захвата рыхлителя, равная расстоянию между бороздами при одностоечном рыхлителе и трем расстояниям между стойками при трехстоечном рыхлителе.

L – длина участка рыхления, м;

$T_{цч}$, $T_{цпн}$ – продолжительность цикла соответственно при параллельно-челночной и перекрестной схеме движения рыхлителя, с.

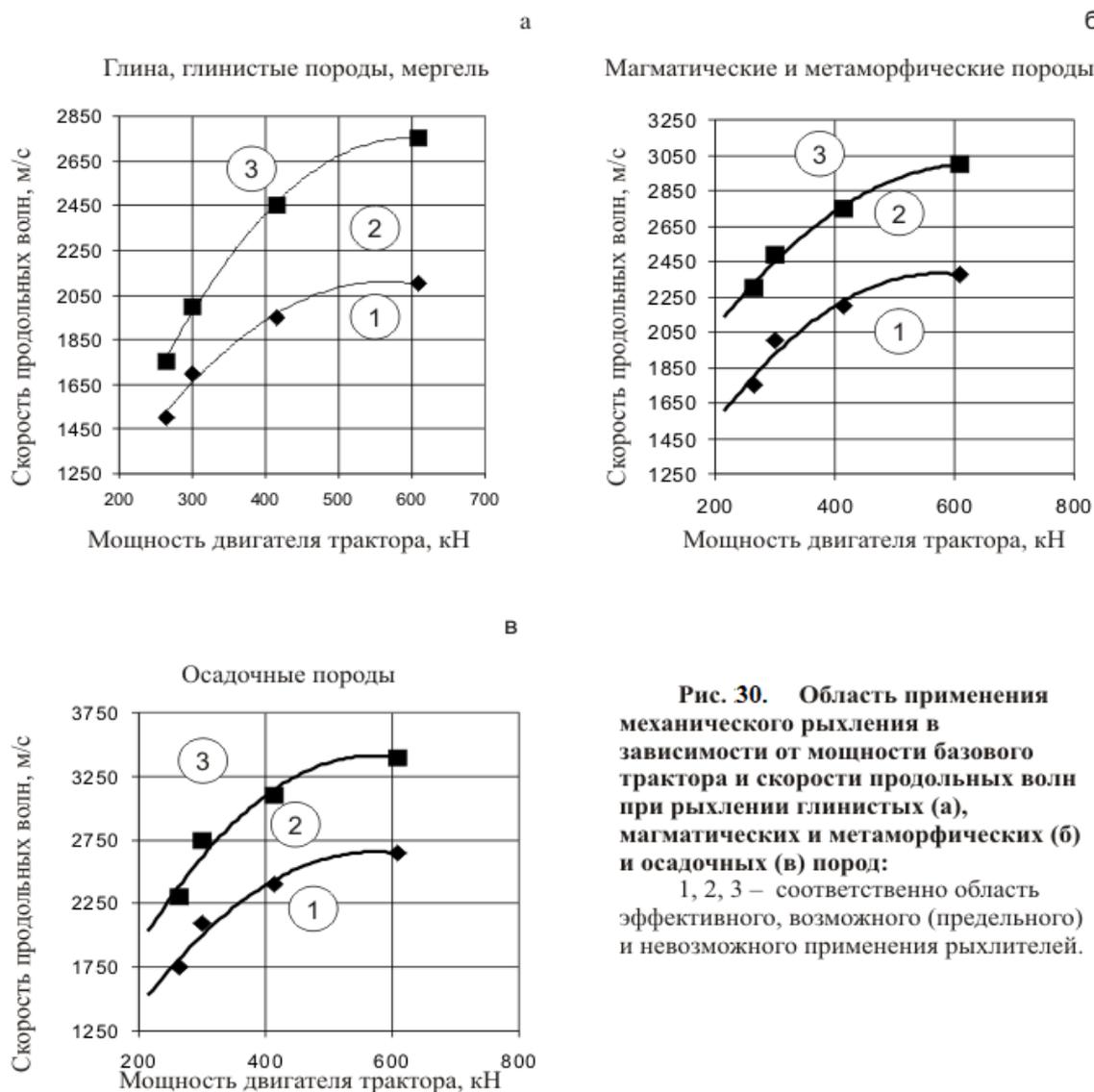


Рис. 30. Область применения механического рыхления в зависимости от мощности базового трактора и скорости продольных волн при рыхлении глинистых (а), магматических и метаморфических (б) и осадочных (в) пород:

1, 2, 3 – соответственно область эффективного, возможного (предельного) и невозможного применения рыхлителей.

Под продолжительностью цикла при параллельно-челночной схеме движения понимается время, затрачиваемое рыхлителем на одиночный проход вдоль участка с переездом на смежную борозду, а при параллельно-перекрестной схеме – время, затрачиваемое рыхлителем на одиночный

проход вдоль и одиночный проход поперек участка с двумя переездами на смежные борозды (совмещенный цикл).

Продолжительность цикла при параллельно-челночной и параллельно-перекрестной схеме движения соответственно может быть определена по формулам:

$$T_{\text{чч}} = \frac{L}{v_p} + t_m, \text{с}; \quad (13)$$

$$T_{\text{пк}} = \frac{L+B}{v_p} + 2t_m, \text{с}; \quad (14)$$

где v_p – скорость передвижения рыхлителя в процессе рыхления, м/с;

B – ширина участка рыхления, м;

t_m – продолжительность переезда рыхлителя на смежную борозду, $t_m = 30-50$ с.

Производительность оборудования при механическом рыхлении пород может быть определена также по графикам (рис. 29) в зависимости от скорости продольных волн в разрабатываемом массиве. Производительность рассчитана за 1 час чистого времени работы одностоечных рыхлителей при параллельно-челночной схеме. Для получения эксплуатационной производительности значение производительности, полученное по графикам рис. 31, должно быть умножено на коэффициент использования времени $K_{ис}$.



Рис. 31. Зависимость технической производительности одноствоечных рыхлителей от скорости продольных волн.

Пример 2.2.1

Определить глубину эффективного рыхления пород средней трудности рыхления при параллельно-челночной схеме работы рыхлителя ДП-10С с базовым трактором Т-330 тягового класса 250 кН.

Решение.

Для решения поставленной задачи воспользуемся формулой (2.2.3) и данными табл.2.2.1 и 2.2.2.

Принимаем одноствоечный рыхлитель с величиной заглужения зуба $h_o=0,7$ м и шириной наконечника $b_1= 0,11$ м (табл. 2.2.2). Тогда согласно табл. 2.2.1 величине заглужения зуба в породы средней трудности рыхления составит $h_z=0,75h_o=0,75\cdot 0,7= 0,525$ м, а ширина основания борозды – $b= 3,0b_1 = 3,0\cdot 0,11 = 0,33$ м. Примем значение коэффициента $K_1=0,9$, коэффициента $K_2 = 0,95$, угла наклона боковых стенок борозды $\alpha =50^\circ$, а расстояние между смежными бороздами $l_b =0,9$ м. Тогда после подстановки известных значений в формулу (2.2.3) получаем:

$$h_s = \frac{1}{0,95} \left[0,9 \cdot 0,525 - \frac{\text{tg}50^\circ}{2} (0,9 - 0,33) \right] = 0,11 \text{ м} .$$

Полученная в результате расчетов эффективная глубина рыхления составляет около 20 % от заглужения зуба, что явно недостаточно. Поэтому

для ее увеличения требуется либо уменьшить расстояние между смежными бороздами, либо применить параллельно-перекрестную схему работы рыхлителя. Второй вариант позволит довести эффективную глубину рыхления практически до величины заглубления зуба $h_3 = h_9 = 0,5$ м.

Пример 2.2.2.

Определить продолжительность цикла на рыхлении труднорыхлимых пород при параллельно-челночной схеме работы трехстоечного рыхлителя D10R тягового класса 350 кН на участке длиной 300 м.

Решение.

Для решения поставленной задачи воспользуемся формулой (2.2.6) и данными табл.2.2.1 и 2.2.3.

Скорость рыхления по технической характеристике бульдозера (табл.2.2.3) составляет $V_o = 0,5$ м/с. Тогда согласно табл.2.2.1 в труднорыхлимых породах скорость рыхления составит $V_p = 0,6V_o = 0,6 \cdot 0,5 = 0,3$ м/с. Примем продолжительность переезда рыхлителя на смежную борозду равной $t_m = 30$ с. После подстановки известных значений в формулу (2.2.6) получаем:

$$T_{ци} = \frac{300}{0,3} + 30 = 1030 \text{ с.}$$

Пример 2.2.3.

Определить продолжительность совмещенного цикла на рыхлении труднорыхлимых пород при параллельно-перекрестной схеме работы трехстоечного рыхлителя D10R тягового класса 350 кН на участке длиной 300 м и шириной 90 м.

Решение.

Для решения поставленной задачи воспользуемся формулой (2.2.7), данными табл.2.2.1, 2.2.3 и Примера 2.2.2. После подстановки известных значений в формулу (2.2.7) получаем:

$$T_{\text{шт}} = \frac{300+90}{0,3} + 2 \cdot 30 = 1300 \text{с.}$$

Пример 2.2.4.

Определить эксплуатационную производительность бульдозера-рыхлителя на породах средней трудности рыхления при параллельно-челночной схеме работы трехстоечного рыхлителя D10R тягового класса 350 кН на участке длиной 300 м. Продолжительность цикла рыхления взять из примера 2.2.2.

Решение.

Для решения поставленной задачи воспользуемся формулами (2.2.3) и (2.2.4), а также данными табл.2.2.1 и 2.2.3.

Определим эффективную глубину рыхления. Согласно данным табл.2.2.3 максимальное заглубление зуба трехстоечного рыхлителя составляет $h_0=0,85$ м, а согласно табл. 2.1 это заглубление в породы средней трудности рыхления равно $h_3= 0,75h_0= 0,75 \cdot 0,85 = 0,64$ м. Согласно данным табл.2.2.3 расстояние между стойками рыхлителя составляет $l_0 = 0,8$ м, а ширины зуба $b_l=0,13$ м. Тогда ширина основания борозды согласно данным табл. 2.2.1 – $b = 3,0b_l = 3,0 \cdot 0,13 = 0,39$ м. После подстановки полученных значений и значений $K_1 = 1,0$; $K_2 = 0,9$ и $\alpha = 50^\circ$ в формулу 2.2.3 получаем:

$$h_3 = \frac{1}{0,9} \left[1,0 \cdot 0,64 - \frac{\text{tg}50^\circ}{2} (0,80 - 0,39) \right] = 0,5 \text{ м.}$$

Ширина захвата трехстоечного рыхлителя составит $l_{\text{уз}}= 3l_0 = 3 \cdot 0,8 = 2,4$ м. После подстановки значений в формулу (2.4) для коэффициента использования времени $K_{\text{ис}} = 0,8$ получаем:

$$Q_{\text{эч}} = \frac{3600 \cdot 0,8}{1030} 0,5 \cdot 2,4 \cdot 300 = 1007 \text{ м}^3 / \text{ч.}$$

Пример 2.2.5.

Определить эксплуатационную производительность бульдозера-рыхлителя на породах средней трудности рыхления при параллельно-

перекрестной схеме работы трехстоечного рыхлителя D10R тягового класса 350 кН на участке длиной 300 м. Продолжительность цикла рыхления взять из примера 2.2.3, остальные данные – из примера 2.2.4.

Решение.

При параллельно-перекрестной схеме работы рыхлителя эффективная глубина рыхления равна величине заглубления зуба. В рассматриваемом случае $h_э = h_з = 0,64$ м (из примера 2.2.4). Тогда после подстановки известных значений из примеров 2.2.3 и 2.2.4 в формулу (2.2.5) получаем:

$$Q_{энт} = \frac{3600 \cdot 0,8}{1300} 0,64 \cdot 2,4 \cdot 300 = 1021 \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Сравнение результатов в Примерах 2.2.4 и 2.2.5 показывает, что при разной продолжительности цикла эксплуатационная производительность практически одинакова для параллельно-челночной и параллельно-перекрестной схем работы. Это объясняется увеличением в 1,28 раза эффективной глубины рыхления во втором варианте.

Пример 2.2.6.

Определить эксплуатационную производительность одностоечного рыхлителя на базовом тракторе тягового класса 350 кН при рыхлении пород, имеющих скорость распространения продольных волн 1500 м/с.

Решение.

По графику рис. 2.2.3 находим, что при заданных параметрах производительность рыхлителя за 1 час чистой работы составит $Q_ч = 420$ м³/ч. Тогда при коэффициенте использования времени $K_{ис} = 0,8$ эксплуатационная производительность рыхлителя составит $Q_э = K_{ис} Q_ч = 0,8 \cdot 420 = 336$ м³/ч.

Пример 2.2.7.

Определить объем рыхления пород средней трудности рыхления за один проход трехстоечного рыхлителя D10R тягового класса 350 кН на участке длиной $L = 300$ м.

Решение.

Воспользуемся данными табл.2.2.1 и 2.2.3, а также результатами расчетов из Примера 2.2.4, согласно которым глубина эффективного рыхления пород средней трудности рыхления составляет $h_э=0,5$ м, ширина захвата $l_{уз} = 3l_б = 3 \cdot 0,8 = 2,4$ м, а угол наклона боковых стенок борозды $\alpha=50^\circ$. Тогда объем рыхления пород средней трудности рыхления за один проход трехстоечного рыхлителя D10R составит:

$$V_{\text{проход}} = L \cdot l_{\text{уз}} \cdot h_э \cdot 2tg\alpha = 300 \cdot 2,4 \cdot 0,5 \cdot 2tg50^\circ = 496,8 \text{ м}^3.$$

Контрольные вопросы:

1. Что такое механическое рыхление пород? Область его применения?
2. Что представляет собой рыхлитель для механического рыхления пород?
3. Какие применяются схемы рыхления пород?
4. Что представляет собой борозда пород, разрыхленных механическим способом?
5. Что такое эффективная глубина рыхления? От каких факторов она зависит?
6. От каких факторов зависит скорость рыхления пород? Как подразделяются породы по трудности механического рыхления?
7. Оценить влияние тягового класса базового трактора на эффективность рыхления пород.
8. Оценить влияние тягового класса базового трактора на область применения механического рыхления пород.
9. Что делают с породой после ее рыхления механическим способом?

2.3. Бурение взрывных скважин

2.3.1. Способы бурения взрывных скважин

Взрывное рыхление пород требует размещения в горном массиве зарядов ВВ. С этой целью в массиве бурят скважины, называемые **взрывными скважинами**. Бурение таких скважин в карьерах осуществляется специальными буровыми машинами, которые по способу воздействия на разрушаемую породу подразделяются на две группы:

- воздействие механическими способами (удар, резание и т.п.);
- воздействие физическими способами (термические, волновые, взрывные и т.п.).

Соответственно по способу воздействия буровой машины на разрушаемую породу выделяют ударный, вращательный (резанием), ударно-вращательный (комбинация удара с поворотом инструмента вдоль вертикальной оси), термический, комбинированный и другие способы бурения взрывных скважин.

Сущность **ударного способа бурения** скважин заключается в разрушении породы в забое скважины под воздействием ударных нагрузок, которые создаются буровым инструментом, находящимся в возвратно-поступательном движении. Для этого используется кинетическая энергия, возникающая под действием силы тяжести, сжатого воздуха или жидкости. В первом случае ударный способ бурения реализован в *ударно-канатных буровых станках*, принцип действия которых основан на разрушении пород свободно падающим буровым инструментом. На такой способ бурения приходится 1 % от общего объема бурения скважин, а его использование целесообразно только в закарстованных разнородных и разнопрочных породах при диаметре скважин 150...350 мм и глубине их до 50 м. В карьерах Узбекистана этот способ не применяется и поэтому в учебном пособии подробно не рассматривается.

Во втором случае ударный способ бурения реализован в *пневматических и гидравлических бурильных молотках* (перфораторах), которые используются

для бурения шпуров диаметром от 32...40 до 50...75 мм в скальных породах. При этом широко применяются различные установочные приспособления, в том числе самоходные каретки.

Сущность **вращательного способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины резанием при использовании резцовых коронок или их локальном объемном раздавливании при использовании шарошечных долот. В первом случае разрушенная порода выносится из скважины шнеком (шнековое бурение), а во втором – сжатым воздухом (шарошечное бурение). При таком способе бурения скважин усилие вращающимся буровым ставом передается на буровой инструмент, который внедряется в породы за счет осевого усилия, создаваемого либо весом бурового става с приводом, либо специальным напорным механизмом. Скорость бурения в этом случае находится в прямой зависимости от осевого усилия: чем выше осевое усилие, тем выше скорость бурения.

На шнековое бурение приходится до 15 %, а на шарошечное - около 70 % объема буровых работ в карьерах.

Сущность **ударно-вращательного способа бурения** заключается в объемном разрушении породы в забое скважины под воздействием ударных нагрузок, которые периодически создаются буровым инструментом. Этот инструмент (погружной пневмоударник) имеет поршень-боек, который находится в поступательно-возвратном движении под действием сжатого воздуха или жидкости. Поршень-боек наносит удар по хвостовику бурового долота. Пневмоударник вращается вместе с долотом и буровым ставом с частотой 30-70 об/мин. В результате такого вращения буровое долото каждый удар наносит на новую часть забоя скважины. На ударно-вращательный способ бурения приходится до 5 % объема буровых работ в карьерах.

Сущность **термического способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины под действием напряжений, возникающих в результате их теплового расширения при нагреве сжигаемым жидким топливом (керосина с воздухом). Наиболее эффективно применяться для

расширения нижней части скважин в чрезвычайно крепких породах, например, кварцитах с пределом прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} > 160$ МПа. В Узбекистане этот способ бурения проходил испытания в карьере Мурунтау, но дальнейшего применения не нашел и поэтому в учебном пособии детально не рассматривается.

Сущность **комбинированного способа бурения** заключается в разрушении пород в забое скважины комбинацией механических и физических способов воздействия, что позволяет объединить их преимущества. В результате такой комбинации разработаны термо-шарошечный, термо-ударный, ударно-шарошечный и режуще-ударный способы бурения взрывных скважин. Способы воздействия на породу при комбинированном бурении могут выполняться последовательно или одновременно. Например, скважина сначала бурится шарошечным способом, а затем в нижней части расширяется термическим способом. Ударно-шарошечный способ совмещает удар с объемным разрушением, а режуще-ударный способ предусматривает поочередное применение режущего и ударного воздействия.

Комбинация способов воздействия определяется в первую очередь физико-механическими свойствами буримых пород. В частности, ударно-шарошечный способ бурения целесообразно применять в весьма и исключительно труднобуримых породах ($P_b > 20$, $\sigma_{сж} > 200$ МПа), а режуще-ударный – при бурении легко-буримых пород ($\sigma_{сж} < 60 \dots 70$ МПа) с включениями слоев средне- и трудно-буримых пород ($60 \dots 70$ МПа $< \sigma_{сж} < 120 \dots 150$ МПа).

Таким образом, при открытой разработке месторождений наибольшее распространение получили шарошечное, шнековое и ударно-вращательное бурение взрывных скважин, для чего предусмотрено производство соответствующих типов буровых станков:

1. СБР – станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения).

2. СБШ - станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения).

3. СБУ – станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмо-ударного бурения).

4. Станки с использованием комбинации разных способов бурения.

Типоразмеры буровых станков определяются условным диаметром пробуриваемой скважины. В условное обозначение станка входят тип станка, условный диаметр пробуриваемой скважины в миллиметрах и глубина бурения. Например, обозначение станка СБШ-320-36 означает, что этот станок предназначен для шарошечного бурения скважин диаметром до 320 мм и глубиной до 36 м.

Все станки могут бурить скважины с углом наклона к вертикали 0° , 15° и 30° , но конструктивно не исключены и дополнительные углы наклона.

Изготавливаются станки и с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по преобладающему способу бурения.

При вращательном способе бурения резанием для удаления разрушенной породы (буровой мелочи) из скважины часто используют витые штанги – шнеки (шнековое бурение) иногда с одновременной продувкой скважины сжатым воздухом. При других способах бурения буровая мелочь из скважины удаляется, как правило, ее продувкой сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью.

Станки могут обеспечиваться энергией от постороннего (по линиям электропередач) или автономного (дизельный привод) источника. При этом автономный источник энергообеспечения может быть установлен на станке или за его пределами.

На выбор способа бурения, а соответственно и типа бурового станка влияют горно-геологические условия месторождения, физико-механические

свойства горных пород, производственная мощность карьера и параметры системы разработки.

2.3.2. Область применения способов бурения взрывных скважин

Бурение взрывных скважин – трудоемкий и дорогостоящий процесс, эффективность которого определяется скоростью бурения, зависящей от:

- сопротивляемости пород воздействию бурового инструмента (основной фактор);
- вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины (ударное, вращательное, ударно – вращательное и т.д.);
- усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;
- диаметра скважины и, в ряде случаев, ее глубины;
- способа удаления из забоя скважины буровой мелочи, препятствующей дальнейшему разрушению породы.

Все перечисленные факторы определяют не только выбор способа бурения скважин, но и технологические параметры буровых станков (диаметр и тип бурового инструмента, мощность привода вращения бурового става, создаваемую величину осевого усилия, производительность компрессора для удаления буровой мелочи, глубину бурения, угол наклона скважин). Однако основным критерием выбора является **буримость пород**, под которой понимается сопротивляемость породы разрушению буровым инструментом. Она включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность и пластичность, а также технологические показатели (твердость, вязкость и абразивность). Кроме свойств пород, буримость зависит также от конструктивных особенностей бурового инструмента и режима работы бурового оборудования.

Буримость пород принято оценивать по коэффициенту крепости пород, пределу прочности пород на сжатие, контактной прочности пород, скорости

бурения, а также времени и энергоемкости бурения 1 м скважины. Разработанные для такой оценки классификации пород по буримости разделяют их на легкобуримые (например, каменный уголь), среднебуримые (например, мергели), труднобуримые (например, перидотиты) и весьма труднобуримые (например, железистые кварциты).

Область эффективного применения вращательного бурения резцовыми коронками (шнековое бурение) ограничена породами 6 -7-ой категории трудности бурения ($\sigma_{сжс}=80$ МПа). Этот способ может применяться для бурения скважин в породах 8 - 9-ой категории с пределом прочности на сжатие 90 -120 МПа (рис. 32). Однако скорость бурения в этом случае существенно снижается.

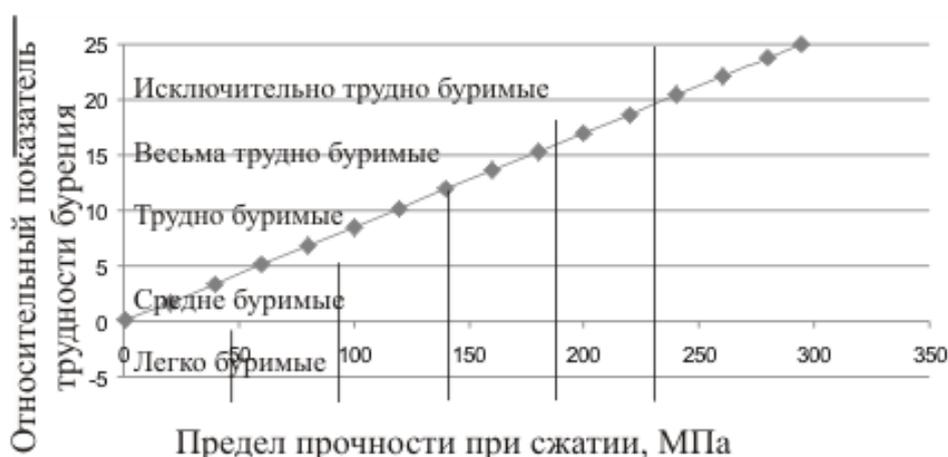


Рис. 32. Графическая интерпретация классификации пород по трудности бурения в зависимости от предела прочности пород на сжатие.

Шнековое бурение применяется для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125 - 160 мм (в карьерах на месторождении Учкудук диаметр скважин был увеличен до 180 - 230 мм) и глубиной до 25 - 30 м, главным образом, при открытой разработке пластовых месторождений осадочного происхождения (уголь, аргиллиты, плотные глины, мягкий известняк, мергель, уран, фосфориты, марганец и т.п.).

Станки вращательного бурения резцовыми коронками типа СБР (табл. 12) отличаются простотой эксплуатации, а при их работе обеспечиваются

благоприятные санитарно-гигиенические условия труда. Станки состоят из следующих основных узлов и систем: гусеничного хода; рамы с кузовом и кабиной машиниста; мачты с направляющими для перемещения бурового става и вращателя; кассеты для хранения шнеков; механизмов свинчивания – развинчивания бурового става, подачи и подъема бурового става, выравнивания станка и подъема мачты; компрессорной станции; гидро- и пневмосистем; электрической части [3].

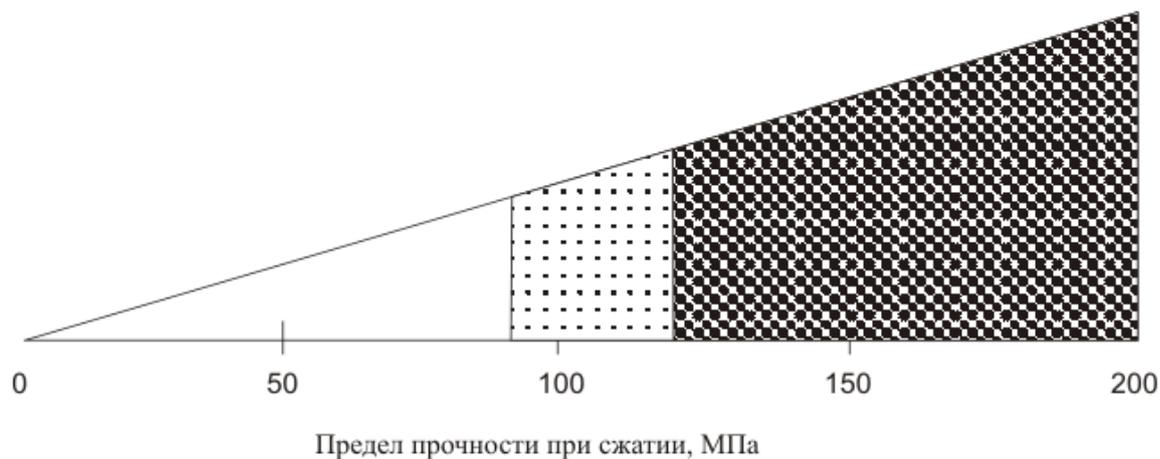


Рис. 33. Область применения вращательного способа бурения взрывных скважин.

-  - область эффективной работы;
-  - область работы с пониженной эффективностью;
-  - область не эффективной работы.

Режущий инструмент при вращательном бурении взрывных скважин представлен резцовыми коронками (долотами) со сплошной или прерывистой режущей кромкой, которые в процессе бурения образуют бесступенчатую или ступенчатую форму забоя. Такие коронки могут иметь два, три или четыре режущих луча (пера), армированных съёмными или несъёмными твердосплавными резцами (рис. 34).

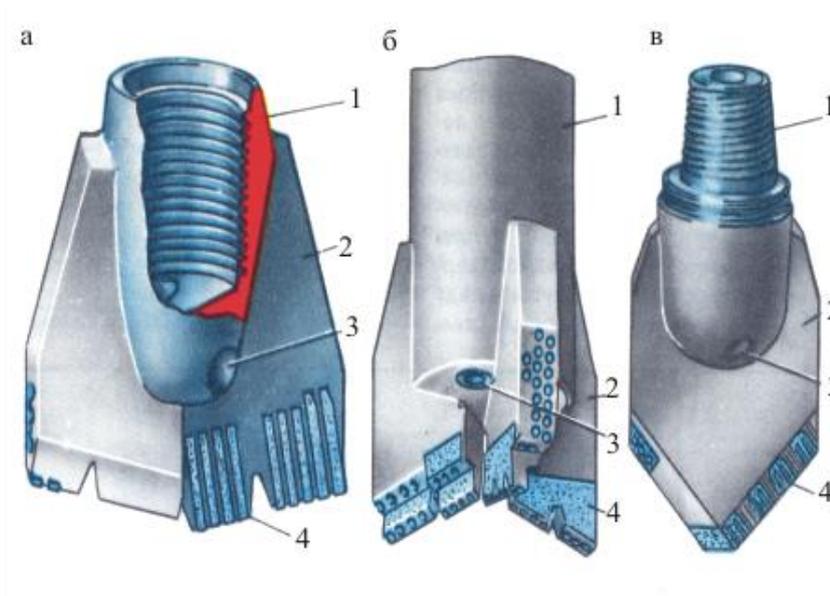


Рис. 35. Двух лучевые (а), трех лучевые (б) и пикообразное долота для бурения взрывных скважин: 1 – корпус; 2 – лопасть; 3 – отверстие для промывочной жидкости или сжатого воздуха; 4 - армировочные пластины.

В зависимости от конструкции режущие долота имеют различную область применения. Так, особенности бурения скважин в мягких породах ($\sigma_{сж} < 30$ МПа) определяются большой скоростью подачи инструмента на забой. В результате образуется интенсивный поток разрушенной породы, поэтому возникает необходимость защиты от абразивного износа корпуса долота по высоте, а режущих кромок – по всей длине. Для бурения скважин в породах средней крепости ($30 < \sigma_{сж} < 50$ МПа) применяются долота со ступенчатой формой режущей кромки, что создает разрыв в ее контакте с забоем скважины и увеличивает удельное усилие резания. Для бурения скважин в крепких породах ($50 < \sigma_{сж} < 60$ МПа) применяются долота, обеспечивающие высокое удельное усилие резания за счет максимального уменьшения линии контакта режущей кромки с породой, что достигается использованием ступенчатой режущей кромки, армированной сменными резцами.

Область эффективного применения вращательного бурения шарошечными долотами (шарошечное бурение) распространяется на породы 6 - 18-ой категории трудности бурения ($\sigma_{сж} = 70-220$ МПа). Этот способ может также применяться для бурения скважин в породах 2 - 6-ой категории с пределом прочности на сжатие 20 - 70 МПа и 18 - 25-ой категории с пределом прочности на сжатие 220 - 250 МПа (рис.35, б).

Т а б л и ц а 13

**Техническая характеристика станков вращательного бурения
резцовыми коронками**

Показатели	Значение		
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24
Диаметр скважины, мм	160	160; 200	160
Глубина скважины, м	24	32	24
Наклон скважины к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0,7; 1,4; 2,1; 3,0
Установленная мощность, кВт	184	184	1122
Мощность вращателя (по заказу), кВт	36/40/50	36/40/50	-
Крутящий момент, кНм	12	12	-
Усилие подачи, кН	80	80	70
Скорость бурового инструмента, м/с:			
подачи	0-0,05	0-0,05	0-0,09
подъема	0,5	0,5	0,37-0,53
Ходовая часть:			
мощность привода, кВт	15x2	18x2	15x2
скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1,0
преодолеваемый уклон, градус	15	15	18
Давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008
Габариты, м	7,5x4,9x13,0	8,1x4,9x13,0	7,7x3,8x9,2
Масса, т	25	35	18

Однако эффективность бурения резко снижается в первом случае из-за забивки шарошек пластичными породами, а во втором случае – из-за

невозможности создания требуемого осевого усилия. Поэтому для шарошечного бурения исключительно труднобуримых пород ($P_{\sigma} > 20$) целесообразно применять комбинированный ударно-шарошечный или шарошечно-термический способ бурения уменьшенным диаметром шарошечного долота с последующим расширением нижней части скважин

В разнопрочных горных массивах с чередованием слабых, плотных и крепких пород целесообразно применение комбинированного шарошечно-режущего способа бурения скважин [4].

Шарошечное бурение осуществляется станками (табл. 14, 15 и 16), предназначенными для бурения взрывных скважин диаметром от 160 до 400 мм глубиной до 50 - 60 м в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах.

Таблица 14

Характеристика шарошечных буровых станков легкого класса

Показатель	БТС-150Б, Можайский завод (Россия)	DM-35SP, Ингер-солл- Рэнд (США)	DM-45E Ингерсолл- Рэнд (США)	D-45KS, Тамрок- Дрилтек (США)	СБШ-160, проект (Россия)
Диапазон диаметров бурения, мм	150-160	125-200	132-225	152-229	125-190
Максимальная глубина бурения, м	32	19,8	38,5	53,2	48,55
Угол наклона скважин, градус вдоль оси станка	0-30	0-20	0-20	0-30	0-40
поперек оси	Нет	Нет	Нет	Нет	0-20
Масса базового станка, т	26 (без компрессора)	29,5	32	41	*
Осевое усилие, кН	150	159	204	204	200
Мощность двигателя вращателя, кВт	60	*	65	*	60
Скорость хода, км/ч	4,0	3,2	3,4	3,5	2,8
Установленная мощность, кВт	96 (без компрессора)	350	373	337	300
Тип главного привода	Дизель	Дизель	Дизель электро- двигатель	Дизель	Дизель электро- двигатель

* Нет данных.

Т а б л и ц а 15

Характеристики шарошечных буровых станков среднего класса

Показатель	6СБШ-200-32, Бузулукский завод (Россия)	3СБШ-200/250-55, Бузулукский завод (Россия)	БШ-250МНА-32, Воронежский завод (Россия)	БШ-250/270, Воронежский завод (Россия)	М-М2 Ингерсолл-Рэнд (США)	45-R, Бюсайрус-Эри (США)	РН-70А, Харнишфегер (США)
Диапазон диаметров бурения, мм	216	216-250 (270)	245	245-270	200-270	229-279	229-331
Глубина бурения, м: одной штангой с наращиванием	8 32	12 55;60	8 32	12,5-16,0 36	10,7 42,7;53,7	8,4; 16,8; 18,3 50;67	9,9;16,8 59,4
Осевое усилие, кН	300	300	300	350	340	362	408
Мощность вращателя, кВт	68	68	68	68; 90	130	37,3	130
Производительность компрессора, м ³ /мин	25,0	332,0	25,0;32,0	32,0	45,3	41,1; 60,9	67;71
Скорость передвижения станка, км/ч	0,85	0,84	0,74	0,85	2,7	1,6	1,51
Установленная мощность, кВт	350	400	400	430	450	370	420
Тип привода	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Низковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Дизель или высоковольтный электропривод	Высоковольтный электропривод	Дизель или высоковольтный электропривод
Масса станка	53,0	70,6	71,5	90	52,2	88,0	90,7

Станки состоят из следующих основных узлов: рамы на гусеничном ходу с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; мачты с кассетой для хранения буровых штанг; вращательно-подающего механизма с буровым ставом; механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг; машинного отделения с маслостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; пылеулавливающей установки или емкости для воды

при бурении с водовоздушной смесью; кабины машиниста; гидросистемы для подъема и опускания мачты, а также выравнивания станка.

Таблица 16

Характеристики буровых станков тяжелого класса

Показатель	М-4В-15, Дрессер- Марион (США)	DM-H, Ингерсолл- Рэнд (США)	49-RII-120, Бюсайрус- Эри (США)	59-R-140 (130), Бюсайрус -Эри (США)	РН-70А, Харниш- фегер (США)	СБШ-270/320 проект, АО Рудугле- маш (Россия)
Диапазон диаметров бурения, мм	251-381	229-381	251-381	273-444	251-444	270-320
Глубина бурения, м: одной штангой с наращиванием	16,8-19,6 39,6-54,9	13,7-19,8 28,9-73,2	18,3-21,3 54,9-73,2	18,3-19,8 36,6-73,2	15,2-16,8 59,4-79,2	12,0-20,0 36,0-55,0
Осевое усилие, кН	590	499	544	590;635	590	400-500
Мощность привода вращателя, кВт	153 (электропривод)	462 (гидравлический привод)	145 (электропривод)	153 (электропривод)	99-120 (электропривод)	120-180 (электропривод),
Производительность компрессора м ³ /мин	37,1-82,6	39,6-73,6	41,1-84,9	до113,3	71,0-85,0	50,0-64,0
Скорость передвижения станка, км/ч	1,04-2,08	3,2	1,76	1,44	1,6	1,6
Установленная мощность, кВт	775	600	570	1000	1000	1000
Тип привода	Высоковольтный электропривод или дизель	Высоковольтный электропривод или дизель	Высоковольтный электропривод или дизель	Высоковольтный электропривод постоянного тока	Высоковольтный электропривод постоянного тока	Высоковольтный электропривод постоянного тока
Масса станка	138	127	145,1	183,7	143,9	140

Основным буровым инструментом при шарошечном бурении взрывных скважин являются трехшарошечные долота (рис.17), которые в зависимости от физико-механических свойств горных пород имеют разные рабочие элементы (**вооружение шарошек**) и разную защиту от абразивного износа.

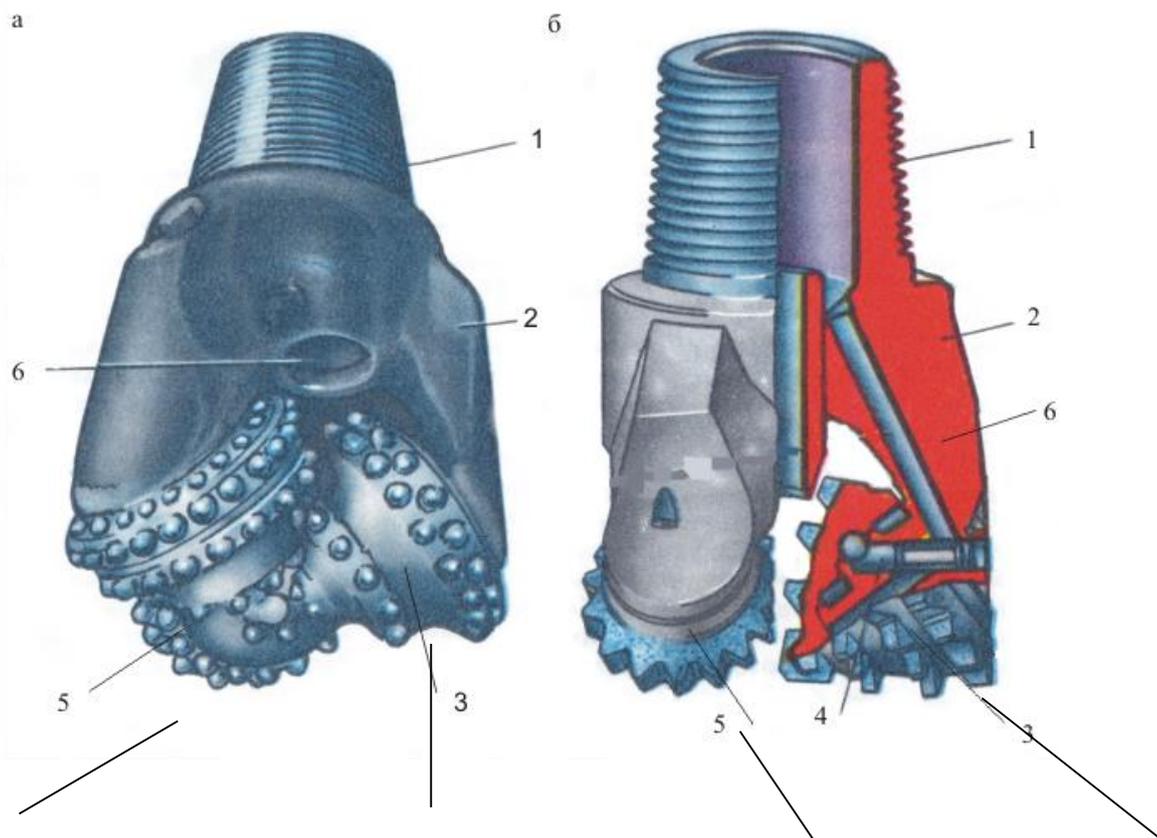


Рис. 17. Трех шарошечное долото для бурения взрывных скважин с твердосплавными (а) и фрезерованными (б) зубками:

- 1 – конусная резьба для присоединения к буровой штанге (ниппель);
 2 – секция (лапа) долота; 3 – шарошка; 4 – опора долота; 5 – зубья; 6 – каналы для подачи сжатого воздуха.

Вооружение шарошек долот с буквенными обозначениями М, С, Т представлено фрезерованными в теле шарошек зубьями; долот МЗ и ТЗ – твердосплавными зубками с клиновидной формой рабочей поверхности, а долот ТК, К, ОК – зубками с полусферической рабочей головкой. Боковая поверхность долот М, С и Т для повышения долговечности наплавляется зерновым твердым сплавом «релит». Тыльные части шарошек, козырьки и спинки лап также армированы твердосплавными зубками с плоскими торцами.

Шарошки долот могут устанавливаться на подшипниках скольжения или качения (шариковых и роликовых). Для охлаждения в процессе бурения шарошки на подшипниках скольжения продуваются воздушно-водяной смесью, а на подшипниках качения – сжатым воздухом.

2.3.3. Расчет производительности станков при бурении взрывных скважин

Производительность бурового станка зависит от свойств буримого массива, состояния бурового инструмента, режима бурения и организации буровых работ. При этом организация буровых работ должна обеспечивать качественное выполнение заданного объема бурения скважин в расчетный период времени и с минимальными затратами.

Различают теоретическую, техническую и эксплуатационную скорость бурения скважин. При этом теоретическая скорость бурения характеризует теоретически достижимую скорость бурения в рассматриваемых условиях без выполнения вспомогательных операций. Ее обычно получают расчетным путем на основе теоретически установленных взаимосвязей и определяют за короткие отрезки времени (секунду, реже – минуту).

Техническая скорость бурения характеризует технически достижимую скорость бурения конкретным станком в конкретных условиях с учетом факторов, которые не могут быть учтены в теоретических расчетах. Техническая скорость бурения на 10 - 25 %, как правило, меньше, но может быть и больше теоретической скорости бурения. Ее определяют из расчета работы станка на выполнении основных (бурение) и вспомогательных (наращивание бурового става) технологических операций в реальных условиях. Техническую скорость бурения называют технической производительностью станка и измеряют в протяженности скважины, пробуренной за одну минуту или один час чистого (то есть, только на бурении) времени работы. Взаимосвязь между технической и теоретической скоростью осуществляют через коэффициент адаптации $k_a = 0,75 \dots 1,25$, с помощью которого теоретическая скорость бурения приводится в соответствие с реальными условиями.

Эксплуатационная скорость бурения определяется с учетом затрат времени на выполнение вспомогательных технологических операций (переезд к новому месту бурения, замена долота, выравнивание станка и т.п.) и организационных простоев (плановые и аварийные ремонты, регламентированные перерывы и т.п.). Эта скорость всегда меньше технической скорости. Эксплуатационная скорость бурения представляет собой среднюю скорость бурения станка в течение смены и является основой для расчета сменной, месячной и годовой производительности бурового станка. Для этого применяется коэффициент использования бурового станка во времени, которым учитывают его простои, зависящие от параметров карьера, принятой организации работ, системы плановых и аварийных ремонтов и т.п.

Таким образом, средняя скорость бурения в течение смены характеризует сменную производительность станка, которая является наиболее часто применяемым на практике показателем. Эта производительность определяется с учетом технической скорости бурения, продолжительности смены, времени на замену рабочего инструмента, времени на перемещение станка от скважины к скважине, плановые и аварийные ремонты и п.т.:

$$Q = k_u \cdot T_{см} \cdot v_m, \text{ м/смена}; \quad (15)$$

где Q – сменная производительность бурового станка, м/смена;

v_m - техническая скорость бурения, м/мин;

$T_{см}$ – продолжительность смены, мин.;

k_u – коэффициент использования станка в течение смены, $k_u = 0,5 \dots 0,8$.

Техническая скорость бурения характеризует время, за которое может быть пробурен один метр скважины:

$$v_t = \frac{1}{t_с + t_в} = \frac{1}{\frac{1}{v} + t_в}, \text{ м/мин} \quad (16)$$

где $t_с$, $t_в$ – удельное время, затрачиваемое соответственно на собственно бурение скважины и выполнение вспомогательных операций, мин/м;

v – теоретическая скорость бурения, м/мин.

Выполнение вспомогательных операций требует затрат времени, которые могут зависеть от свойств буримых пород, глубины скважины, режима бурения. Так, при шарошечном бурении продолжительность таких операций как подъем и разборка бурового става, осмотр и продувка скважины, наращивание бурового става, подготовка к переезду, переезд и установка на другую скважину не зависят от свойств буримых пород, а замена и приработка долота зависят от свойств буримых пород.

При шнековом бурении скважин затраты времени на чистку скважин зависят от свойств буримых пород.

Затраты времени на выполнение вспомогательных операций составляют при бурении шарошечными станками $t_g = 1,3 \dots 1,6$ мин, а шнековыми – $t_g = 1,1 \dots 1,6$ мин на 1 м скважины. При этом меньшие значения соответствуют нижней границе области эффективного применения рассматриваемого способа бурения.

Таким образом, при определении сменной производительности бурового станка основная трудность заключается в определении технической скорости бурения. Эту скорость ориентировочно можно принять равной $v_m = (0,75 \dots 0,80) \cdot v$ или рассчитать с использованием справочных данных (прил. 2.11 – 2.14) через нормативы основного и вспомогательного времени на бурение 1 м скважины.

Теоретическая скорость бурения при ограниченном объеме фактических исходных данных может быть определена на основе нормативов времени на бурение, теоретических зависимостей [4] или эталонной удельной энергоемкости бурения в стандартных условиях [4], а также фактической энергоемкости бурения в реальных условиях.

Рассмотрим порядок определения производительности станков шарошечного, шнекового и ударно-вращательного бурения скважин.

1.Производительность станков шарошечного бурения скважин.

Способ шарошечного бурения является наиболее распространенным способом бурения скважин как в целом при открытой разработке месторождений существуют разные методы определения производительности станков шарошечного бурения, но любой из этих методов начинается с определения технической скорости бурения.

1.1.Метод определения производительности станков шарошечного бурения скважин на основе теоретических зависимостей.

Метод предполагает первоначальное определение теоретической скорости шарошечного бурения по формуле, выведенной на основе теоретической зависимости и учитывающей влияние осевого усилия, частоты вращения, буримости пород и диаметра долота [4]:

$$v_{\text{т}} = \frac{3 \cdot 10^2 \cdot P_{\text{ос}} n_{\text{вр}}}{\Pi_{\text{б}} D^2}, \text{ м/мин} \quad (17)$$

где $P_{\text{ос}}$ – осевое усилие на шарошечное долото, кН;

$n_{\text{вр}}$ – частота вращения бурового става, с^{-1} ;

$\Pi_{\text{б}}$ – категория пород по буримости;

D – диаметр шарошечного долота, мм.

Осевое усилие на долото и частота вращения бурового става принимаются по технической характеристике бурового станка (максимальные значения). После подстановки значения $\Pi_{\text{б}}$ из (16) в (17) и преобразований получаем:

$$v_{\text{т}} = \frac{3,5 \cdot 10^3 \cdot P_{\text{ос}} n_{\text{вр}}}{\sigma_{\text{сж}} D^2}, \text{ м/мин} . \quad (18)$$

Техническая скорость бурения рассчитывается на основе теоретической скорости бурения через введение коэффициента адаптации:

$$v_{ummm} = k_a \cdot v_{us}, \text{ м/ч}; \quad (19)$$

где k_a – коэффициент адаптации теоретической скорости бурения к реальным условиям (как правило, $k_a = 0,75 \dots 0,8$).

Тогда после замены v_m в (2.3.4) на v_{ummm} из (2.3.9) получаем выражение для определения производительности шарошечного бурового станка:

$$Q_{us} = v_{ummm} \cdot T_{cm} \cdot k_u, \text{ м/смена}. \quad (20)$$

Пример 2.3.1.

Определить сменную производительность станка СБШ-250МНА при шарошечном бурении взрывных скважин (диаметр долота 250 мм) в породах с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 100$ МПа. Глубина скважин – 15 м.

Решение.

Расчеты технической скорости бурения выполняем по формуле (16). Предварительно по табл.11 устанавливаем, что пределу прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 100$ МПа соответствует XI категория буримости пород по шкале ЦБНТ. Для этой категории норматив основного времени на бурение скважины диаметром 250 мм составляет $t_{\sigma} = 2,47$ мин/м, а вспомогательного – $t_b = 1,43$ мин/м. Тогда техническая скорость бурения согласно (16) составит:

$$v_t = \frac{1}{t_{\sigma} + t_b} = \frac{1}{2,47 + 1,33} = 0,26 \text{ м/мин.}$$

При этом сменная производительность бурового станка при продолжительности смены $T_{cm} = 480$ минут и коэффициенте использования времени $k_u = 0,6$ согласно (15) составит:

$$Q = 0,6 \cdot 480 \cdot 0,26 = 75,8 \text{ м/смена.}$$

Пример 2.3.2.

Определить сменную производительность станка СБШ-250МНА при шарошечном бурении взрывных скважин (диаметр долота 250 мм) в породах с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 100$ МПа.

Решение.

Расчеты выполняем с использованием метода определения производительности станка на основе теоретических зависимостей.

Установлено что станок СБШ-250МНА имеет максимальное осевое усилие $P_{ос} = 300$ кН, а частоту вращения бурового става - $n_{вр} = 2,5$ с⁻¹. Тогда после подстановки значений D , $\sigma_{сж}$, $P_{ос}$ и $n_{вр}$ в формулу (18) получаем теоретическую производительность бурового станка:

$$v_{шт} = \frac{3,5 \cdot 10^3 \cdot 300 \cdot 2,5}{100 \cdot 250^2} = 0,42 \text{ м/мин.}$$

Приняв значение коэффициента адаптации теоретической скорости бурения к реальным условиям $k_a = 0,75$ по формуле (19) рассчитываем техническую скорость шарошечного бурения:

$$v_{umm} = k_a \cdot v_{шт} = 0,75 \cdot 0,42 = 0,31 \text{ м/мин.}$$

После подстановки значения $v_{шт}$ в (20) при $T = 480$ мин и $k_u = 0,6$ получаем теоретически возможную сменную производительность бурового станка при шарошечном бурении скважин:

$$Q_{umm} = v_{umm} \cdot T \cdot k_u = 0,31 \cdot 480 \cdot 0,6 = 90,7 \text{ м/смена.}$$

Контрольные вопросы:

1. Какие бывают способы бурения? Объясните сущность каждого из способов?
2. Перечислите факторы, от которых зависит эффективность бурения скважин.

3. Перечислите основные показатели бурения скважин.
4. Классификация пород по трудности бурения. Какой основной параметр положен в ее основу?
5. Назовите область применения вращательного способа бурения скважин.
6. Назовите основные виды бурового инструмента для вращательного способа бурения взрывных скважин.
7. Назовите область применения шарошечного способа бурения скважин.
8. Назовите основные виды бурового инструмента для вращательного способа бурения взрывных скважин.
9. Назовите область применения ударно-вращательного бурения взрывных скважин.
10. Назовите основные виды бурового инструмента для ударно-вращательного бурения взрывных скважин.
11. Что является главным параметром, определяющим производительность бурового станка? От каких факторов она зависит?
12. Что такое теоретическая скорость бурения?
13. Что такое техническая скорость бурения?
14. Что такое эксплуатационная скорость бурения?
15. Какие существуют методы определения производительности станков шарошечного бурения скважин?
16. Какой параметр является основой при определении производительности бурового станка?
17. Поясните сущность метода определения производительности станков на основе: теоретических зависимостей и энергоемкости процесса бурения.
18. Опишите последовательность определения необходимого количества буровых станков для карьера.

2.4. Взрывное рыхление пород

2.4.1. Сущность и способы взрывного рыхления пород

Взрывное рыхление направлено на придание породам подвижного состояния за счет их дробления на куски, порции которых могут быть отделены от массива имеющимся выемочно-погрузочным оборудованием. Это достигается созданием в массиве дополнительных трещин, в результате чего вновь образовавшиеся куски породы практически теряют сцепление между собой и смещаются относительно друг друга, а разрушенный массив увеличивается в объеме – **разрыхляется**. Именно эти два взаимосвязанных между собой параметра – размер кусков и разрыхление – придают породам разрушенного массива требуемую подвижность. А разбить массив дополнительными трещинами со смещением образовавшихся кусков породы относительно друг друга возможно, лишь приложив к нему за короткий отрезок времени усилия, величина которых значительно превышает предел прочности пород на сжатие, растяжение и сдвиг. Такие усилия называются **ударными нагрузками**. Они могут быть созданы воздействием продуктов химического разложения веществ, химическая реакция которых начинается под воздействием инициирующего импульса и протекает с крайне быстрым образованием большого количества газообразных продуктов (до 1000 л/кг) и выделением тепла (до 7 кДж/кг). Такие химические вещества называются **взрывчатыми веществами (ВВ)**, а процесс их разложения под действием проходящей по ним со сверхзвуковой скоростью (до 10 000 м/с) ударной волны от инициирующего импульса – **детонацией или взрывным превращением**.

Таким образом, сущность взрывного рыхления пород может быть определена как разделение разрушаемых пород трещинами со смещением образовавшихся кусков относительно друг друга в результате ударной

нагрузки на массив от взрывного превращения взрывчатых веществ в газы и тепло.

Взрывчатое вещество, размещенное в одном месте и взрываемое за один прием, называется **зарядом ВВ**, которые по положению относительно разрушаемого объекта, форме и конструкции подразделяются следующим образом.

По положению относительно разрушаемого объекта различают **наружные** или **накладные** (помещаются на разрушаемом объекте) и **внутренние** (помещаются внутри разрушаемого объекта) **заряды**. При открытой разработке месторождений наружные (накладные) заряды используются в основном для дробления крупных негабаритных кусков породы, а внутренние - для рыхления пород перед выемочно-погрузочными работами.

По форме различают сосредоточенные (имеют примерно равные размеры по всем трем измерениям) и удлинённые (размер по одному измерению превышает размеры по другим измерениям в три и более раз) заряды. При открытой разработке месторождений применяют в основном удлинённые заряды.

По конструкции заряды могут быть **сплошными** (без деления на части) и **рассредоточенными** (с делением на части промежутками из воздуха, мелкой породы, воды и т. п.).

Взрывное рыхление пород может быть реализовано при обязательном соблюдении, по крайней мере, двух условий.

1. Возможность применения такого количества ВВ, которое по своим энергетическим характеристикам способно не только разрушить породы на отдельные куски, но и сместить эти куски относительно друг друга (необходимое условие). Требуемое для выполнения этого условия количество ВВ может быть размещено в одном или разных местах, а взрываться за один или несколько приемов.

2. Наличие свободного пространства для размещения разрыхленной части массива, объем которого неизбежно увеличится из-за появления новых

трещин и смещения кусков породы относительно друг друга (достаточное условие).

Сочетание этих двух условий определяет характер действия взрыва, который может быть изменен изменением глубины заложения заряда или увеличением его массы заряда. Изменением этих параметров заряда достигается управление зоной разрушения пород, а по характеру действия различают [6]:

- **камуфлетные** заряды, при взрыве которых не проявляется видимого действия на поверхности массива, а разрушение породы происходит в ограниченной зоне вокруг заряда (рис.36, а);

- **откольные** заряды, при взрыве которых происходит откол породы у открытой поверхности и разрушение массива вокруг заряда (рис. 36, б);

- заряды **рыхления**, обеспечивающие дробление породы до требуемой степени без ее существенного перемещения за пределы зоны разрушения (рис. 36, в);

- заряды **выброса**, обеспечивающие не только дробление, но и выброс породы за пределы зоны разрушения (рис. 36, г).

При открытой разработке месторождений применяются преимущественно заряды рыхления.

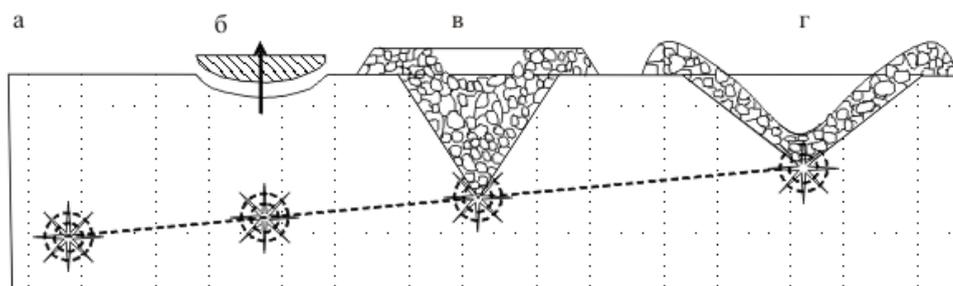


Рис. 36. Проявление характера действия взрыва при изменении глубины заложения заряда ВВ

Зона разрушения от действия одиночных зарядов выброса или рыхления имеет форму опрокинутого конуса с вершиной в центре заряда и называется **воронкой взрыва**. Воронка взрыва характеризуется глубиной заложения

заряда, радиусом разрушения пород на поверхности массива и углом раскрытия воронки.

Глубина заложения заряда, представляющая собой кратчайшее расстояние от центра заряда до открытой поверхности, называется **линией наименьшего сопротивления** пород взрыву (Л.Н.С.), а радиус разрушения пород на поверхности массива - **радиусом воронки взрыва**. Угол раскрытия воронки зависит от глубины заложения заряда, массы заряда и свойств разрушаемых пород.

Отношение радиуса воронки взрыва к Л.Н.С. называется **показателем действия взрыва**, в зависимости от величины которого заряды различаются следующим образом (рис.37):

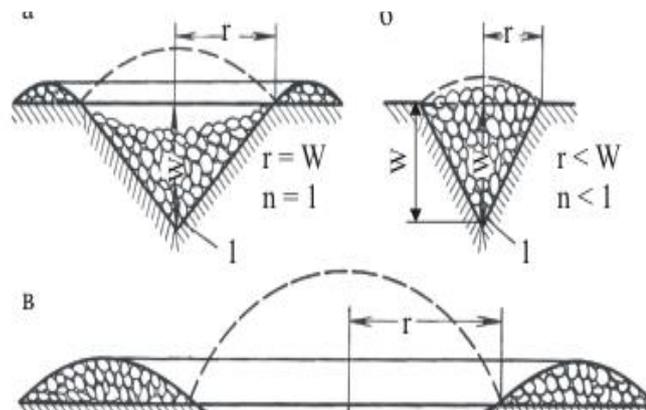


Рис. 37. Схема воронки взрыва для зарядов нормального (а), уменьшенного (б) и усиленного (в) действия: 1 - заряд ВВ.

1.Заряд нормального действия, когда радиус воронки выброса разрушенных пород равен глубине заложения заряда ВВ:

$$n = \frac{r}{W} = 1; \quad (21)$$

2. Заряд усиленного действия, когда радиус воронки выброса разрушенных пород больше глубины заложения заряда ВВ:

$$n = \frac{r}{W} > 1; \quad (22)$$

3. Заряд уменьшенного действия, когда радиус воронки выброса разрушенных пород меньше глубины заложения заряда ВВ:

$$n = \frac{r}{W} < 1, \quad (23)$$

где n – показатель действия взрыва;

r - радиус воронки разрушения пород;

W – линия наименьшего сопротивления пород взрыву.

Наличие необходимого и достаточного условий для реализации взрывного способа рыхления пород, а также разный характер действия взрыва в зависимости от их сочетания позволяют сделать вывод о том, что, изменяя параметры условий работы заряда ВВ, можно управлять действием взрыва и получить требуемый эффект в разрушении горных пород. Такими изменяемыми параметрами являются энергетическая характеристика заряда ВВ и его расположение в разрушаемом массиве. Но задачу управления можно решить только при правильном понимании физических процессов, происходящих при разрушении пород взрывом, действие которого в горных массиве схематично можно представить следующим образом.

Первым результатом взрыва заряда ВВ является передача на окружающие его породы огромного давления газообразных продуктов, под действием которых в массиве развиваются напряжения, многократно превышающие самую высокую прочность пород. Высокое давление в сочетании с огромным количеством выделившегося тепла приводит к тому, что порода, непосредственно окружающая заряд ВВ, переходит в пылегазовое состояние с образованием полости, радиус которой составляет от 1 до 7 радиусов заряда ВВ. Эта зона называется зоной вытеснения пород, а на ее границе формируется ударная волна, которая по мере удаления от заряда ВВ трансформируется в упруго-пластическую волну сжатия.

Непосредственно за зоной вытеснения пород следует **зона дробления**, в которой процессы разрушения вызываются напряжениями от ударной волны, превышающими предел прочности породы на сжатие, и давлением продуктов взрыва, проникающим в трещины, которые выходят за пределы этой зоны. В результате порода в этой зоне переизмельчается, а давление газов быстро падает из-за образования дополнительного объема, связанного процессом возникновения трещин. Радиус зоны дробления составляет от $7\div 8$ до $15\div 20$ радиусов заряда ВВ.

Зона дробления переходит в **зону трещинообразования**, где основной разрушающей силой является упруго-пластическая волна, от которой в породе возникают напряжения меньше предела их прочности на сжатие, но больше предела прочности на растяжение. Под действием комбинации этих напряжений в породе происходит интенсивное образование новых трещин.

За пределами зоны трещинообразования оставшаяся энергия взрыва переходит в породный массив в виде упругих волн, вызывающих в породах упругие колебания, под действием которых происходит раскрытие естественных трещин без образования новых. Эта зона называется зоной **упругих колебаний**, а ее размеры могут достигать нескольких тысяч метров.

При взрывных работах в карьерах практическое значение имеет совокупность зон дробления и трещинообразования, называемая общим термином «**зона разрушения**». Радиус этой зоны называется **радиусом разрушения** или **радиусом действия заряда ВВ**.

Поверхность, в направлении которой смещаются породы при взрыве, называется **свободной поверхностью**.

2.4.2. Взрывчатые вещества для открытых горных работ

Для взрывного рыхления пород в карьерах используется широкий ассортимент ВВ (табл. 17): порошкообразные аммониты; сыпучие гранулированные ВВ (гранулиты, граммониты, алюмотол, игданиты,

гранулол); водонаполненные ВВ (акватолы, акваниты, ифзаниты) и эмульсионные ВВ (эмуланы, эмульгиты, нобелиты и нобеланы). В то же время при выборе взрывчатых веществ для конкретных условий оцениваются такие технологические свойства ВВ, как работоспособность, плотность заряжания, водостойчивость, безопасность в обращении и пригодность к механизированному заряжанию в скважины. Сравнение разных типов ВВ проводится по переводному коэффициенту, равному отношению работоспособности эталонного (аммонит № 6-ЖВ) и сравниваемого ВВ в одинаковых условиях (табл. 17). В последнее время для открытых горных работ в качестве эталонного ВВ используется граммонит 79/21, имеющий одинаковую с аммонитом №6-ЖВ работоспособность, но более удобный в применении.

*) Эмульсионная матрица представляет собой раствор минерального масла в жидкой (82 %) аммиачной селитре, для стабилизации которого применяется эмульгатор, препятствующий расслоению масла, селитры и воды.

**) Сенсбилизация, в результате которой повышается чувствительность эмульсионного ВВ к начальному импульсу и передачи детонации, производится введением газогенерирующей добавки (раствора нитрита натрия).

Эффективность использования различных ВВ зависит от прочности, вязкости и обводненности пород, блочности (трещиноватости) массива и т.п. При этом, чем выше прочность, вязкость и блочность пород, тем более работоспособные ВВ должны быть применены. В обводненных породах используются водостойчивые ВВ.

Таблица 17

Характеристики основных ВВ для открытых горных работ

Тип ВВ	Состав и агрегатное состояние ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Коэффициент работоспособности ВВ	Область применения
Акватор М	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с алюмотолом и загустителем	5045	0,86	Для сухих и малообводненных скважин
Акватор 65/35	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с тротилом и загустителем	3855	1,10	
Граммонит 30/70	Смесь гранулированной селитры и гранулированного тротила	3645	1,13	
Граммонит 79/21	Смесь гранулированной селитры и чешуйчатого тротила	4316	1,0	Для сухих скважин
Гранулит АС-8	Смесь гранулированной селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	5204	0,89	
Игданит (ANFO), гранулит-М,	Смесь гранулированной аммиачной селитры (94 %) с дизельным топливом или минеральным маслом (6 %)	3813	1,13	
Нобелан-2060 Нобелан-2070 Нобелан-2080 Нобелан-2090	Смесь игданита (ANFO) (от 60 до 90 %) и эмульсионной матрицы ^{*)}	2814	0,91	
Нобелит-2000 Нобелит-2030 Нобелит-2040 Нобелит-2050	Смесь сенсibilизированной ^{**)} эмульсионной матрицы и игданита (ANFO) (от 0 до 50 %)	2600	1,05	
Гранулотол	Гранулированный тротил	3457	1,0	Для обводненных скважин при неограниченном времени пребывания ВВ в воде
Алюмотол	Гранулированный сплав тротила с алюминиевым порошком	5279	0,83	

При выборе типа ВВ учитываются не только технологические, но и экономические факторы. Поэтому простейшие ВВ, не обладающие высокими взрывными свойствами, но более дешевые по сравнению с промышленными ВВ и пригодные для механизированного заряжания скважин, находят все

более широкое применение при ведении взрывных работ в карьерах. Следует также учитывать, что простейшие ВВ более безопасны в обращении.

В карьерах обычно используются следующие основные виды ВВ:

1. При зарядании сухих скважин или сухой части обводненных скважин: граммонит 79/21, гранулит АС-4, гранулит АС-4В, гранулит АС-8, гранулит АС-8В, нобеланы, игданит (АС+ДТ или ANFO).

2. При зарядании обводненных скважин: гранулотол, алюмотол, гранипор, граммонит 50/50, граммонит 30/70, нобелиты.

Наиболее распространенный ассортимент ВВ, применяемый в карьерах Узбекистана, приведен в табл. 18. При выборе ВВ для конкретных условий следует иметь в виду, что с увеличением прочности и обводненности пород доля ANFO (игданита) в эмульсионном ВВ должна уменьшаться.

Таблица 18

Наиболее распространенный ассортимент ВВ в карьерах Узбекистана

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы применяемых ВВ
Легко-взрываемые	Чрезвычайно трещиноватые	6-8	Игданит (ANFO), граммонит 79/21, Нобелан, Нобелит
Средне-взрываемые	Сильно-трещиноватые	8-10	
Трудно-взрываемые	Средне-трещиноватые	10-12	
Весьма трудно-взрываемые	Мало-трещиноватые	>12	
Обводненные породы	Любые		Гранулотол, гранипоры, Нобелит

2.4.3. Способы возбуждения детонации зарядов взрывчатых веществ

Детонация заряда взрывчатых веществ требует возбуждающего импульса, источником которого является небольшое количество высокоактивного ВВ, помещенного в специальную гильзу. Такое ВВ имеет высокую чувствительность к тепловому воздействию, возникающему при горении пороха или другого специального горючего состава. В первом случае для передачи теплового импульса инициирующему заряду ВВ применяют огнепроводный шнур, сердцевина которого представлена порохом, а во втором – электрический мостик накаливания с капелькой горючего состава.

Гильза, наполненная высокоактивным ВВ, называется **капсюлем-детонатором**, если он предназначен для работы с огнепроводным шнуром, и **электродетонатором**, если в нем устанавливается электровоспламенитель (рис.38). Количество ВВ в детонаторе рассчитано таким образом, чтобы его было достаточно для безотказного инициирования взрыва промышленных порошкообразных ВВ с сильными взрывными свойствами.

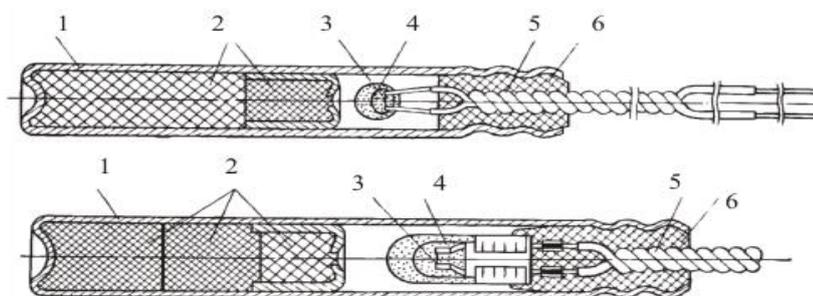


Рис. 38. Схема электродетонатора:

1 – гильза; 2 – заряд детонатора; 3 – мостик; 4 – двухслойная воспламеняющаяся головка; 5 – выводные провода; 6 – пластиковая пробочка.

Детонатор может выполнять функции индивидуального либо группового инициирующего устройства. В первом случае детонатор, получающий инициирующий импульс от огнепроводного шнура со скоростью горения 1

см/с или электрической сети, помещается в каждом заряде ВВ, а во втором – располагается на удалении от нескольких зарядов ВВ, с которыми он соединяется отрезками детонирующего шнура. При этом детонирующий шнур, имеющий сердцевину из высокоактивного ВВ (тэн), передает детонацию со скоростью 6500 м/с от детонатора к заряду ВВ.

В зависимости от способа подрыва основного заряда ВВ различают капсюльное (в заряде размещается детонатор) и бескапсюльное (в заряде отсутствует детонатор) взрывание.

В зависимости от способа инициирования взрыва детонатора различают:

- огневое взрывание зарядов, когда детонатор взрывается от теплового воздействия горящего пороха в огнепроводном шнуре;
- электрическое взрывание зарядов, когда детонатор взрывается от теплового воздействия электрического тока;
- ударно-волновое взрывание зарядов, когда детонатор или непосредственно заряд ВВ взрывается от воздействия детонационной волны.

Применяется также электроогневое взрывание зарядов, когда детонатор взрывается от пламени огнепроводного шнура, подожженного электрозажигательным патроном.

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов ВВ называется **средствами взрывания**.

Средствами огневого взрывания являются капсюли-детонаторы, огнепроводный шнур, средства зажигания огнепроводного шнура.

Средствами электрического взрывания являются электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительные приборы.

Средствами ударно-волнового взрывания являются средства огневого или электрического взрывания и детонирующий шнур, а в последнее время – гибкие волноводы, представляющие собой гибкую полиэтиленовую трубку, имеющую на внутренней поверхности напыление из высокоактивного ВВ (тэн в количестве 15÷20 мг/м) и работающую в комплекте с капсюлями-детонаторами.

Достоинства огневого взрывания заключаются в простоте ведения взрывных работ при низкой себестоимости, а недостатки – повышенная опасность для персонала, невозможность получения заданных интервалов между взрывами, невозможность приборного контроля исправности средств взрывания, большое количество ядовитых газов при сгорании шнура.

Достоинства электрического взрывания заключаются в относительной безопасности, возможности проверки сети перед взрывом, возможности управления очередностью и интервалами подрыва зарядов ВВ с применением электрических детонаторов, восприимчивых к электрическому сигналу заданной формы, широкая область применения, а недостатки – наличие скрытых дефектов, высокая вероятность ошибочных действий персонала, чувствительность к блуждающим токам.

Достоинством ударно-волнового взрывания является минимальная опасность ведения взрывных работ, а недостаток – отсутствие приборного контроля исправности сети перед взрывом.

В карьерах наибольшее распространение при ведении взрывных работ получили детонирующие шнуры и гибкие волноводы (ударно-волновые трубки), для возбуждения детонационной (ударной) волны в которых требуется применение детонатора, подрываемого с помощью огнепроводного шнура или электрического тока.

Для создания требуемого интервала и очередности между взрывами зарядов применяются пиротехнические замедлители, встроенные в детонаторы или врезаемые во взрывную сеть между группами зарядов.

ВВ являются, как правило, химически и физически неоднородными составами, обладающими разной чувствительностью к детонации, поэтому способы передачи в них инициирующего импульса различны. Так, например, для промышленных ВВ, содержащих высокоактивные ВВ (нитроглицерин, гексоген, тэн) достаточно теплового или механического воздействия; для ВВ менее активных, но обладающих сильными взрывными свойствами (тротил) требуется уже капсуль-детонатор, а для ВВ со слабовыраженными

взрывчатыми свойствами (граммониты, игданиты) кроме капсуля-детонатора необходим **промежуточный** (дополнительный) **заряд** из взрывчатого вещества с сильными взрывными свойствами. Такой дополнительный заряд, служащий для повышения мощности инициирующего импульса, называется «**заряд-бустер**» или «**промежуточный детонатор**», в качестве которого используются порошкообразное ВВ в патронах и тротиловые шашки (брикеты) промышленного изготовления ТГФ-850, ГТП-500, ТГ-500, Т-400Г, а также патронированные сенсibiliзирoванные эмульсионные ВВ.

Для возбуждения инициирующего импульса в капсуле-детонаторе применяются огнепроводный шнур с пороховой сердцевиной, электрический ток и ударно-волновые трубки (Динашок, СИНВ, Нонель и др.), а непосредственно в промежуточном детонаторе – капсуль-детонатор или детонирующий шнур марок ДШЭ-12, ДШВ или ДША с сердцевиной из высокоактивного ВВ. При электрическом взрывании инициирующий импульс в электродетонаторы подается с помощью взрывных машинок ПИВ-100 М, КПВ-1/100 М или аппаратуры радиоуправления взрывом типа «Друза-М».

2.4.4. Требования к результатам взрывного рыхления пород в карьерах

Результаты взрывного рыхления пород в карьерах должны удовлетворять следующим основным требованиям:

1. Порода при взрыве должна быть раздроблена на куски, размер которых должен обеспечивать работу выемочно-погрузочного, транспортного и дробильно-измельчительного оборудования с максимально возможной производительностью и экономической эффективностью. При этом выход кусков негабаритных размеров должен быть сведен к минимальному количеству.

Наличие во взорванной горной массе большого количества негабаритных кусков значительно снижает производительность и срок службы оборудования. Кроме того, вторичное дробление негабаритов нарушает ритм

работы карьера. Поэтому в идеальном варианте негабарит в развале пород после взрыва должен отсутствовать, что маловероятно, а при проектировании взрывных работ его выход следует принимать на уровне до 5 % либо по результатам опытных взрывов.

Требования к качеству дробления пород взрывом формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров.

Геометрическими характеристиками применяемого оборудования определяется максимально допустимый линейный размер куска породы, гарантирующий нормальную работу оборудования. Этот размер определяется по следующим формулам.

Для экскаваторов типа «механическая лопата» с емкостью ковша до 10 м³:

$$d_{\max} \leq 0,75\sqrt[3]{E_{\kappa}} \quad (24)$$

где E_{κ} – емкость ковша экскаватора, м³.

При емкости ковша $E_{\kappa} > 10$ м³ максимально допустимый размер куска породы $d_{\max} = 1,6$ м.

Для автосамосвалов и думпкаров:

$$d_{\max} \leq 0,5\sqrt[3]{E_m}, \quad (25)$$

где E_m – емкость кузова, м³.

Для дробилок:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85)Z_{\partial p}, \quad (26)$$

где $Z_{\partial p}$ – размер приемного отверстия дробилки, м.

Ленточные конвейеры при разработке скальных месторождений применяются, главным образом, в комплексах циклично-поточной технологии (ЦПТ). При этом загрузка конвейера осуществляется после предварительного дробления горной массы в дробилках, параметры выходной щели которых выбираются исходя из требований, предъявляемых к размеру куска геометрическими параметрами конвейера. Поэтому для ленточных

конвейеров требования к размеру максимального куска при взрывном рыхлении массива нами не рассматриваются.

Куски породы, не удовлетворяющие зависимостям (24÷26), считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению взрывным или механическим способами.

2. Взорванные породы должны разрабатываться имеющимся выемочно-погрузочным оборудованием до проектной отметки нижней площадки (подошвы) уступа без существенных (до 0,3÷0,5 м) завывшений (порогов).

3. При взрыве зарядов не должно образовываться заколов массива за линию последнего ряда скважин, а выброс породы за эту линию на верхнюю площадку уступа должен быть минимальным.

4. Развал разрушенной взрывом породы должен при заданной ширине и высоте обеспечивать производительную и безопасную работу выемочно-погрузочного оборудования, а вертикальные и горизонтальные смещения на месторождениях со сложным строением рудных тел – минимизацию потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Расположение в массиве и конструкция зарядов ВВ в массиве должны обеспечивать максимальную эффективность использования энергии взрывчатых веществ на выполнение полезной работы, которой является дробление пород для зарядов рыхления, перемещение пород для зарядов выброса и т.п.

2.4.7. Методы взрывного рыхления пород в карьерах

Метод взрывного рыхления пород в карьерах определяется по типу выработки, которая сооружается для размещения заряда ВВ в горном массиве. А поскольку такими выработками являются шпуры, скважины, котлы, камеры и траншеи, то методы взрывного рыхления пород носят соответствующие названия: **метод шпуровых зарядов, метод скважинных зарядов, метод котловых зарядов, метод камерных зарядов и метод**

траншейных зарядов. В ряде случаев, например, для дробления негабаритных кусков породы специальных выработок для размещения заряда ВВ не сооружается, а заряд ВВ размещается на поверхности разрушаемого куска. Этот метод взрывного рыхления пород носит название **«метод накладных зарядов».**

Метод шпуровых и метод скважинных зарядов отличаются друг от друга только параметрами выработок и областью применения. Сущность этих методов заключается в разрушении породы с помощью помещенных в шпуры или скважины зарядов ВВ, представляющих собой сплошную или прерывистую колонку взрывчатого вещества, засыпанного сверху забоечным материалом.

Метод шпуровых зарядов применяется в карьерах при небольших объемах работ, селективной выемке маломощных рудных тел, добыче крупных блоков облицовочного камня, разработке особо ценных полезных ископаемых с сохранением геологической структуры массива, дроблении негабаритов. Вертикальные, наклонные и горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м могут располагаться в один или несколько рядов. Их бурят ручными или установленными на легких самоходных каретках бурильными молотками. В крепких породах длина шпуров на 10÷15 % больше высоты уступа, а расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрываемых через определенный интервал времени. Это расстояние зависит от способа взрывания – оно больше при огневом способе и меньше при электрическом и бескапсюльном способах, а также использовании неэлектрических систем инициирования с помощью ударно-волновых трубок.

Метод скважинных зарядов является основным методом взрывного рыхления скальных пород при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Метод скважинных зарядов позволяет

одновременно взрывать неограниченное количество горной массы, а также управлять процессом дробления горных пород взрывом[6].

В карьерах для размещения зарядов применяются главным образом вертикальные (рис. 38) или наклонные (рис. 39) скважины. Причем, наклонные скважины бурятся, как правило, параллельно откосу уступа ($\alpha=\beta$).

Верхняя часть скважины на величину $l_{заб}$ не заряжается взрывчатым веществом, а заполняется забоечным материалом, в качестве которого используется песок, буровая мелочь или специальный состав.

В карьерах угол откоса уступа α обычно меньше 90° , поэтому при взрывном рыхлении наибольшее сопротивление пород взрывному воздействию вертикальных скважинных зарядов имеет место на уровне подошвы уступа. Это расстояние от оси скважины до нижней бровки уступа называется **линией сопротивления пород по подошве уступа** (Л.С.П.П.). Для преодоления этого сопротивления по линии W часть заряда ВВ размещают в скважине, пробуренной ниже подошвы разрабатываемого уступа. Эта часть скважины l_n называется **перебуром**. Линия сопротивления пород по подошве уступа является основным горнотехническим параметром, определяющим параметры скважинного заряда.

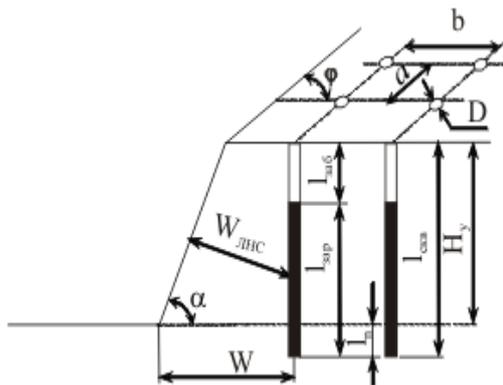


Рис. 38. . Вертикальные скважинные заряды

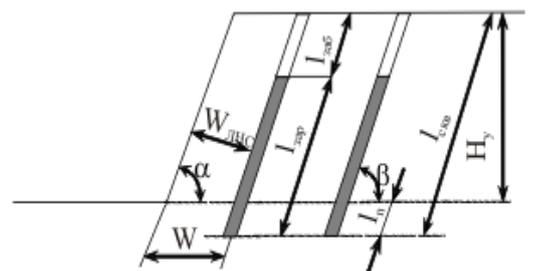


Рис. 39. Наклонные скважинные заряды

Заряды в скважине могут быть сплошными (рис. 40, а) или рассредоточенными (рис. 40, б) по высоте воздушным промежутком или другим инертным материалом. Рассредоточение заряда позволяет увеличить

эффективность использования энергии взрывчатого вещества для дробления пород за счет более равномерного его распределения в массиве и интерференции взрывных волн от отдельных частей заряда.

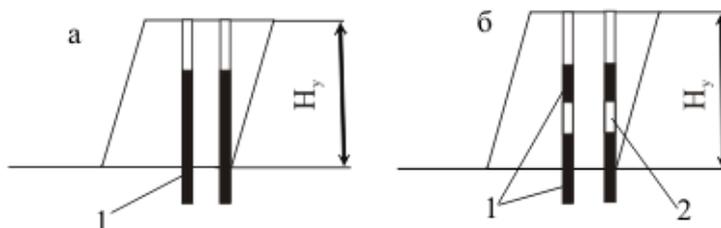


Рис.41. Конструкция сплошных (а) и рассредоточенных (б) скважинных зарядов: заряд взрывчатого веществ; 2 - воздушный промежуток

Скважины на взрываемом блоке породного массива могут располагаться в один или несколько рядов, образуя своеобразную сетку скважин. Сетка расположения скважин характеризуется двумя размерами: расстоянием между скважинами в ряду «а» и расстоянием между рядами скважин «b». Эти размеры выбираются таким образом, чтобы зоны разрушения массива от каждой скважины перекрывали друг друга, не образуя «порогов» в основании уступа (рис.42)

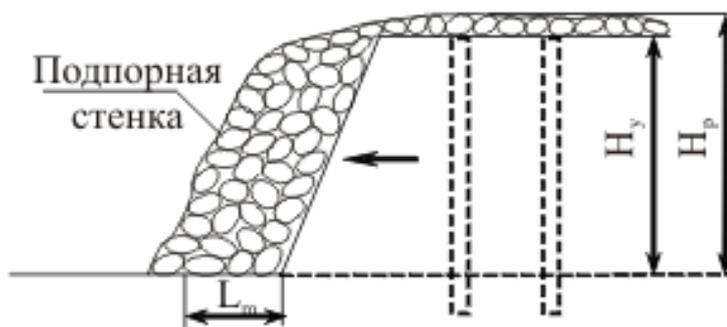


Рис. 42. Взрывание в “зажатой среде”

Расстояние S_6 от первого ряда скважин до верхней бровки уступа должно обеспечивать безопасность работы бурового станка и персонала, занятого бурением скважин и подготовкой массового взрыва. При ведении взрывных работ «на подобранный забой» это расстояние должно составлять не менее 2,0

м, а при ведении с «подпорной стенкой» из неубранной горной массы - не лимитируется.

Промежуточный детонатор в скважине располагается, как правило, на уровне подошвы уступа. Это обеспечивает совпадение направления детонации заряда взрывчатого вещества с направлением разрушения массива, а также улучшает проработку подошвы.

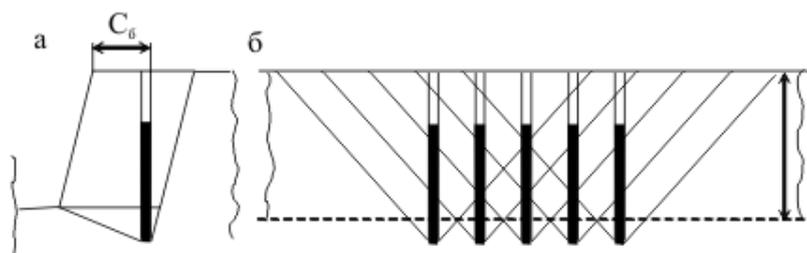


Рис. 42. Схема расположения и зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях взрываемого бока

При больших значениях сопротивления по подошве уступа, когда одиночные скважинные заряды не обеспечивают нормальной проработки подошвы уступа, возможно применение параллельно-сближенных зарядов в виде группы из двух, трех и более скважин (рис. 43). Заряды в таких группах взрываются одновременно.

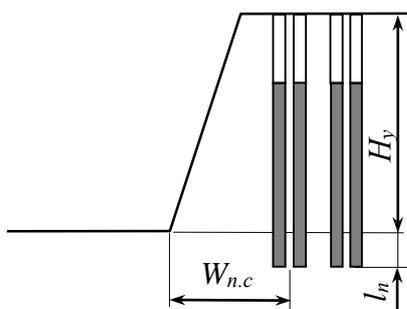


Рис. 43. Конструкция параллельно-сближенных зарядов

Основными параметрами скважинных зарядов являются (рис. 38÷ 43): D – диаметр заряда; H_y – высота взрываемого уступа; W – линия сопротивления пород по подошве уступа; $W_{л.н.с.}$ – линия наименьшего сопротивления, равная кратчайшему расстоянию от центра заряда до свободной поверхности; a – расстояние между скважинами; b – расстояние между рядами скважин; C_b – расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа; l – длина скважины; $l_{зар}$ – длина заряда; $l_{заб}$ – длина забойки; l_n – длина перебура; α – угол откоса уступа; β – угол наклона скважины; φ – угол между верхней бровкой уступа и рядами одновременно взрываемых скважин (при

расположении одновременно взрываемых скважин параллельно верхней бровке уступа $\varphi = 0^0$, а перпендикулярно - $\varphi = 90^0$).

Взрывание скважинных зарядов при отбойке уступов на открытых разработках должно обеспечить: полный отрыв взрываемого слоя породы и возможно более равномерное ее дробление по всей высоте уступа на куски заданного размера; развал взорванной массы заданной высоты и ширины для высокопроизводительной и безопасной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Эффективность и технико-экономические показатели скважинной отбойки зависят от параметров скважинного заряда и параметров его размещения в горном массиве, которые должны быть согласованы с физико-механическими свойствами разрушаемых пород, параметрами применяемого оборудования, высотой уступа, условиями работы взрыва, величиной линии сопротивления по подошве уступа, требованиями к смещению пород при взрывном разрушении массива.

Контрольные вопросы.

1. Какие химические вещества называются взрывчатыми веществами? Что такое детонация?
2. Что такое заряд взрывчатого вещества?
3. Как заряды ВВ различаются по положению относительно разрушаемого объекта? По конструкции?
4. Какие условия должны быть соблюдены для качественного рыхления пород?
5. Как заряды ВВ различаются по характеру действия в массиве разрушаемых пород?
6. Что такое линия наименьшего сопротивления пород взрыву? Показатель действия взрыва?
7. В чем различие зарядов ВВ нормального, уменьшенного и усиленного действия?

8. Назовите характерные зоны воздействия заряда ВВ на разрушаемый породный массив?
9. Что такое радиус действия заряда ВВ?
10. В чем заключается сущность протекания процесса разрушения взрывом легкодеформируемых пород?
11. В чем заключается сущность протекания процесса разрушения взрывом монолитных крепких пород?
12. В чем заключается сущность протекания процесса разрушения взрывом крепких трещиноватых пород?
13. Что такое короткозамедленное взрывание зарядов ВВ? Что такое серия зарядов ВВ? Что такое интервал замедления?
14. Какими факторами определяется эффективность разрушения пород при короткозамедленном взрывании зарядов ВВ?
15. Какие взрывчатые вещества применяются в карьерах? В каких условиях?
16. Что является источником импульса, возбуждающего детонацию заряда ВВ?
17. Какие способы подрыва зарядов ВВ применяются в карьерах?
18. Что является средствами огневого, электрического и ударно-волнового взрывания зарядов ВВ?
19. Что такое промежуточный (дополнительный) заряд ВВ? Его назначение?

Литература к главе 2

1. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. Справочник. Открытые горные работы. – М.: Горное бюро, 1994.
2. Сытенков Д.В. Метод выбора и обоснование комплексной механизации технологическими условиями. Дис. на соискание ученой степени канд. тех наук. М., 1998.
3. Кутузов Б.Н. Теория, техника и технология буровых работ. М., Недра, 1972.

4. Норов Ю. Д. Обеспечение и разработка новых способов образования удлиненных выемок в грунтах взрывами траншейных зарядов выброса. Дис. на соискание ученой степени док. тех наук. Навои, НавГГИ, 2001.
5. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. – 182 с.
6. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах». Ташкент: ФАН, 1999 г. – 276 с
7. Бибик И.П. «Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров» Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. 2003 г.
8. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. – 271 с.
9. Новожилов М.Г., Кучерявый Ф.И., Хохряков В.С. и др. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Част 1.– М.: Недра, 1971. – 512 с.
10. Барон В.Л., Блейман И.Л., Васильев Г.А. и др. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
11. Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон, Н.В.Гуров и др. Нормативный справочник по буровзрывным работам / – М.: Недра, 1986. – 511 с. (там, где эффективная длина заряда выше подошвы).
12. Б.Н.Кутузов, В.М.Скоробогатов, И.Е.Ерофеев и др. Справочник взрывника // - М.: Недра, 1988. 511 с.
13. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. – М.: Недра, 1980. 453 с.

ВЫЕМОЧНО – ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

3.1. Общие сведения

Выемочно-погрузочные работы являются одним из основных технологических процессов при добыче полезных ископаемых открытым способом. Эти работы могут выполняться одним или разным оборудованием, от чего зависят особенности этого процесса. Именно типом выемочно-погрузочного оборудования определяется технология выемки и погрузки горной массы, геометрические характеристики элементов системы разработки и организация горно-транспортных работ в карьерах. В зависимости от типа такого оборудования выбирается соответствующий вид транспорта, а также обосновывается количество работающего оборудования, производительность и технико-экономические показатели технологического комплекса карьера.

В практике открытых горных работ используются различные типы выемочно-погрузочного оборудования, которое по принципу действия делится на машины цикличного и машины непрерывного действия с различными технологическими и эксплуатационными характеристиками.

В машинах цикличного действия (одноковшовые экскаваторы, погрузчики, колесные скреперы, бульдозеры и др.) рабочий орган состоит только из одного ковша или режущего элемента (лемех бульдозера), периодически выполняющего функции выемки и перемещения горной массы. В машинах непрерывного действия (многоковшовые цепные и роторные экскаваторы и др.) ковши (черпаки) перемещаются по замкнутой траектории и создают непрерывный поток разрушенной горной массы.

Техническая возможность и эффективность использования выемочного оборудования зависит в первую очередь от физико-механических свойств пород, а также от параметров разрабатываемых месторождений, способа

подготовки пород к выемке (механическое или взрывное рыхление), способа выемки (валовой или раздельный), механизации смежных процессов размера карьера и его элементов, климатических условий и других факторов.

Количественной характеристикой технической возможности выемочного оборудования является его производительность, которая и существенно влияет на производительность труда горнорабочих и себестоимость горных работ, а также определяет требуемый парк выемочно-погрузочного оборудования. Различают паспортную, техническую и эксплуатационную производительность выемочно-погрузочных машин.

Паспортная или теоретическая производительность $Q_{теор}$ выемочно-погрузочной машины зависит только от ее конструктивных факторов: мощности двигателей; линейных параметров оборудования; емкости и формы рабочего органа (ковша, лемеха и т. д.); кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа.

Паспортная (теоретическая) производительность определяется количеством породы, которая теоретически с использованием всех конструктивных возможностей выемочно-погрузочной машины может быть извлечена из горного массива за 1 час чистого времени работы. Эта производительность является основой для определения других видов производительности и сравнения отдельных типов и моделей выемочно-погрузочных машин между собой.

Техническая производительность $Q_{тех}$ выемочно-погрузочной машины соответствует максимально возможной производительности за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях.

Эксплуатационная производительность $Q_э$ выемочно-погрузочной машины соответствует объему породы, который извлекается из горного массива с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные простои и перерывы. Различают эксплуатационную сменную, месячную и годовую производительность машин.

Эксплуатационная сменная производительность выемочно-погрузочной машины является основой оперативного планирования горных и транспортных работ. Показатели эксплуатационной годовой и месячной производительности необходимы для определения потребности карьера в выемочно-погрузочном оборудовании, перспективного и текущего планирования горных работ.

На производительность выемочных машин влияют природные (совокупность физико-технических свойств пород, их обводненность, климат района), технологические (элементы системы разработки, схема транспортных коммуникаций на отдельных горизонтах и карьера в целом) и организационные (годовой, сменный и суточный режимы работы оборудования, сроки и качество проведения плановых ремонтов и вспомогательных работ, квалификация обслуживающего персонала) факторы. На эффективную и эксплуатационную производительность существенно влияют также конструктивно-эксплуатационная надежность машин, характеризующаяся безотказностью в работе и их ремонтпригодностью, а также горнотехнические условия эксплуатации.

3.2. Типы выемочных машин и их выбор

Выемка и погрузка горных пород, как правило, выполняются одной машиной или одним комплексом машин, для которых в зависимости от их типа (рис.44) забоем могут служить торец, боковой откос или площадка уступа. Тип выемочно-погрузочного оборудования и технологические схемы его работы выбираются в зависимости от условий размещения месторождения в горном массиве, геометрических характеристик месторождения, структурных особенностей строения рудных тел, физико-механических свойств горных пород, гидрогеологических условий работы. Работа выемочно-погрузочного оборудования существенно зависит от

трещиноватости массива, предела прочности пород на сжатие, сцепления, влажности и плотности пород.

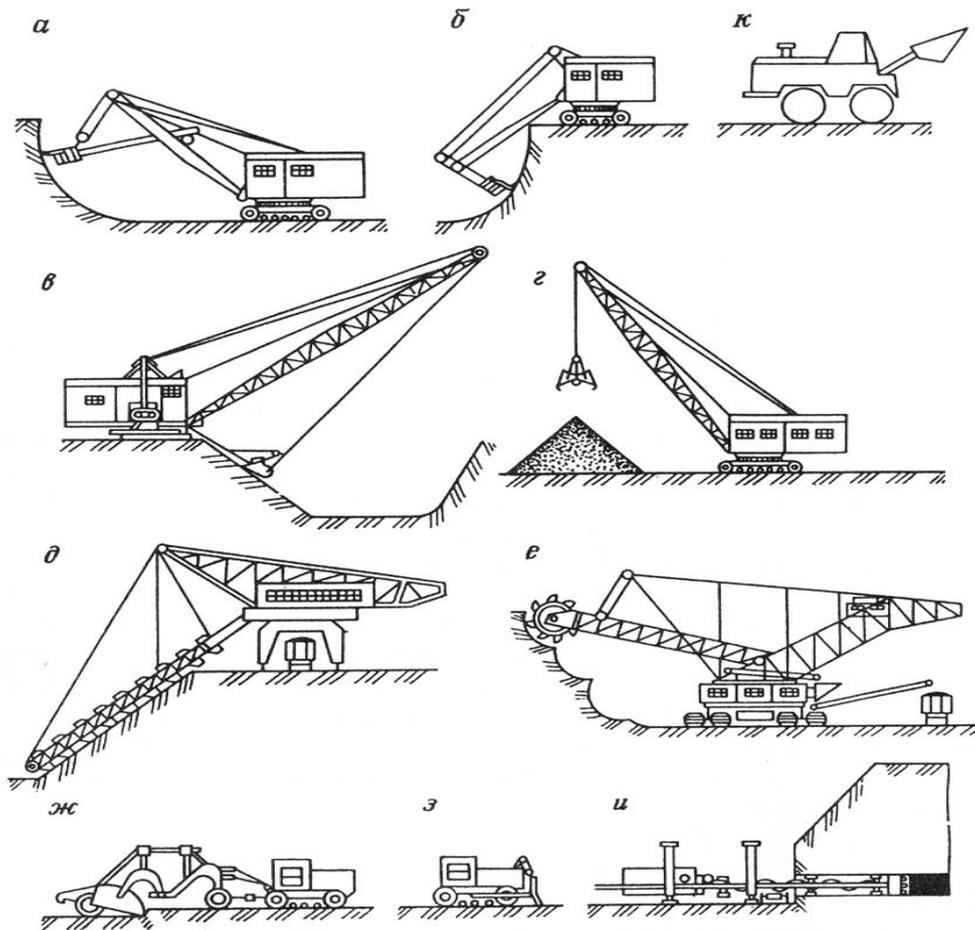


Рис. 44. Типы выемочных машин для работы в карьерах:

а - одноковшовый экскаватор «прямая механическая лопата»; *б* - одноковшовый экскаватор «обратная механическая лопата»; *в* – драглайн; *г* – экскаватор с грейферным рабочим органом; *д* – цепной экскаватор; *е* – роторный экскаватор; *ж* – скрепер; *з* - бульдозер; *и* – шнекобуровая машина, *к* – фронтальный погрузчик.

Многообразие природных и горнотехнических условий предопределяет применение различных вариантов использования выемочных машин для работы в карьерах. Инженерной задачей в этом случае является выбор оборудования, наиболее соответствующего условиям конкретного карьера с учетом [1]:

- размеров месторождения (влияют на выбор системы разработки и типа оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от размеров месторождения);

- условий залегания месторождений относительно земной поверхности (влияют на выбор системы разработки и типа оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от объема вскрышных работ);

- угла падения рудных тел, пластов и залежей (определяет систему разработки и тип оборудования для размещения пород во внутренних отвалах);

- мощности рудных тел, пластов и залежей (определяет тип забоя и оборудования, размер которого находится в прямой зависимости от мощности пласта; например, для угольных пластов весьма малой мощности следует применять бульдозеры в комплексе с фронтальными погрузчиками или фрезерные комбайны, а для пластов большой мощности – роторные комплексы);

- структурных особенностей строения рудных тел (влияют на область применения валового или селективного способа выемки, тип выемочного оборудования, размер которого находится в обратной зависимости от сложности строения – чем сложнее строение, тем меньше размер оборудования);

- физико-механических свойств горных пород (влияют область применения оборудования и необходимость проведения предварительного рыхления пород);

- гидрогеологических условий (влияют на выбор типа машины в зависимости от обводненности забоя, например, экскаватора с рабочим органом «обратная лопата» для работы в обводненных, а с рабочим органом «прямая лопата» - в сухих забоях.

Контрольные вопросы:

1. От каких параметров зависит работа выемочно-погрузочного оборудования?
2. Какими способами осуществляется разработка простых и сложных забоев?

3. Перечислите типы выемочно-погрузочной техники, применяемой при открытом способе разработки месторождений?

3.3. Характеристика и классификация экскаваторов цикличного действия

Экскаваторы цикличного действия представляют собой землеройную самоходную машину цикличного действия, имеющую в качестве рабочего органа один ковш. Цикл работы одноковшового экскаватора состоит из рабочего и холостого ходов ковша и передвижки экскаватора. Во время рабочего хода ковшом производится копание (резание) породы при одновременном его заполнении, а затем перемещение наполненного ковша к месту разгрузки и его разгрузка. В начальное положение ковш возвращается холостым ходом. Такой экскаватор имеет совершенную конструкцию, высокую механическую прочность и широкую область применения, поскольку на него может быть установлено различное рабочее оборудование.

Одноковшовые экскаваторы классифицируются: по типу рабочего оборудования (прямая механическая лопата, обратная механическая лопата, драглайн, грейфер, струг, скребок); по типу ходового оборудования (гусеничные, шагающие, на пневмоколесном и железнодорожном ходу); по роду силовой установки (электрические, дизельные, дизель-электрические); по типу привода (одно- и многодвигательные); по способу управления рабочим органом (тросовые и гидравлические).

3.3.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Одноковшовые экскаваторы по назначению и конструкции подразделяются на: вскрышные, карьерные, карьерно-строительные и строительные.

Вскрышной экскаватор предназначен для производства вскрышных работ с непосредственной перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Выпускается с оборудованием "прямая лопата" и отличается большими линейными параметрами рабочего оборудования. Типоразмерный ряд представлен базовыми моделями с ковшами емкостью 15 - 100 м³, каждая из которых имеет модификацию по емкости ковша и длине стрелы.

Карьерный экскаватор предназначен для открытых горных работ, а также для работы на строительстве с большим объемом земляных работ. Выпускается с оборудованием "прямая лопата". Типоразмерный ряд представлен базовыми моделями с ковшами емкостью 2 - 20 м³, часть из которых имеют сменное удлиненное рабочее оборудование для верхней погрузки, а часть - для погрузки на уровне установки машины.

Карьерно-строительный экскаватор предназначен для открытых горных и массовых земляных работ. Типоразмерный ряд представлен пятью базовыми моделями с ковшами емкостью 1,25 - 8 м³, имеющими сменное рабочее оборудование драглайна, лопаты для верхней погрузки и крана.

Строительный экскаватор - наиболее распространенный и универсальный тип одноковшового экскаватора. Применяется в строительстве при относительно небольших объемах земляных работ, для вспомогательных работ в карьерах, а также при небольших объемах разработки строительных материалов. Емкость ковша до 5 м³, радиус действия и высота копания с оборудованием прямой лопаты 2 - 15 м. Как правило, оснащается сменным рабочим оборудованием. Строительные одноковшовые экскаваторы с ковшом емкостью до 2 м³ обычно выпускаются универсальными, имеющими не менее 4 видов сменного рабочего оборудования.

В зависимости от назначения и конструктивных особенностей одноковшовые экскаваторы разделяются на пять типов: экскаваторы строительные гусеничные и пневмоколесные с ковшом вместимостью 0,16 - 2,5 м³ (тип ЭС), экскаваторы карьерно-строительно-гусеничные с ковшом вместимостью 1,25 - 8 м³ (тип ЭЖГС), экскаваторы карьерные гусеничные с ковшом вместимостью 2-20 м³ (тип ЭЖГ), экскаваторы вскрышные гусеничные

с ковшом вместимостью 4-100 м³ (тип ЭВГ) и шагающие драглайны с ковшом вместимостью 4-120 м³ (тип ЭШ).

В табл. 19 и 20 приведены характеристики карьерных экскаваторов, выпускаемых в России и за рубежом. Для экскаваторов приняты следующие обозначения:

ЭКГ – экскаватор карьерный с тросовым приводом рабочего органа «прямая лопата», на гусеничном ходу,

ЭГ – экскаватор карьерный с гидравлическим приводом рабочего органа «прямая» лопата, на гусеничном ходу.

ЭГО – экскаватор карьерный с гидравлическим приводом рабочего органа «обратная» лопата, на гусеничном ходу.

Таблица 19.

Техническая характеристика карьерных тросовых экскаваторов России

Показатели	АО «Ижорские заводы»			АО «УЗТМ»
	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-8У	ЭКГ-5А
Вместимость ковша, м ³				
основного	10	15	8	5,2
сменных	8; 12,5	12,5; 16	6; 10	3,2-4,6
Максимальный радиус черпания $R_{ч}^{max}$, м	18,4	22,6	34,0	14,5
Максимальный радиус разгрузки $R_{р}^{max}$, м	16,3	20,0	32,0	12,65
Максимальная высота черпания $H_{ч}^{max}$, м	13,5	16,4	30,0	10,3
Максимальная высота разрузка $H_{р}^{max}$, м	8,6	10,0	24,5	6,7
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	1250	1250	250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	26	28	35	23
Масса экскаватора с противовесом, т	395	672	710	196

Экскаваторы с тросовым и гидравлическим приводом рабочего органа «прямая» и «обратная» лопата используются для разработки мягких, плотных и разрыхленных (полускальных и скальных) пород с погрузкой в транспортные

сосуды, установленные на уровне стояния экскаватора или на вышележащем уступе, а также при проходке траншей и на отвальных работах. Кроме того, экскаваторы с гидравлическим приводом рабочего органа «обратная» лопата применяются при черпании ниже уровня стояния с погрузкой в транспортный сосуд, расположенный на нижележащем уступе или на уровне стояния экскаватора, а также при проходке траншей.

Таблица 20.

Типоразмерный ряд карьерных экскаваторов разных фирм-производителей

Фирма, страна	Модель	Масса, т	Мощность двигателя кВт	Вместимость ковша, м ³	Высота черпания, м	Радиус черпания, м
Orenstein und Koppel (Германия)	RH-40D	93/90	365	6.0/6.0	10.8/12.8	10.5/13.6
	RH-75C	122/120	417	8.1/6.7	н.д./14.0	н.д./14.1
	RH-90C	156/154	630	10.0/9.6	н.д./15.7	н.д./15.4
	RH-120C	218/217	846	13.0/13.0	н.д./14.0	н.д./15.2
	RH-200C	450/н.д.	1516	23.0/н.д.	н.д./н.д.	н.д./ н.д.
	RH-300C	480/н.д.	1730	34.0/н.д.	н.д./н.д.	н.д./ н.д..
Caterpillar (США)	650 FS	65/-	280	3.8/- 3.8/3.8	10.5/-	10.2/-
	245 D	66/65	287	-/4.0	10.3/11.03	9.8/11.06
	375 ME	-/82	319	5.2/-	-/12.34	-/12.00
	5080 FS	83/-	319	10.5/10.0	11.1/-	10.1/-
	5130	170/168	563	14.0-17.0/	н.д./13.00	11.6/14.90
	5230	314/314	1175	15.5-24.0	15./15.0	14.9/17.8
Hitachi (Япония)	Ех-700	70/67	309	4.0/4.1	10.84/11.90	10.0/12.00
	Ех-1100	105/103	434	6.3/4.6	12.35/13.63	11.4/15.00
	Ех-1800	175/177	686	10.3/8.4	14.55/14.45	13.4/16.07
	Ех-3500	330/330	1312	18.0/16.2	17.17/19.78	15.81/19.40
Komatsu (Япония)	РС-650-5					
	РС-1000-1	69/65 98/95	302 405	3.8/2.9 6.1/4.3	10.66/11.08 12.17/13.63	10.01/11.84 11.38/15.00
	РС-1600-1	162/160	604	9.5/10.1	14.11/13.55	13.14/16.04

Примечание: В числителе для экскаватора типа «прямая лопата»; в знаменателе – для экскаватора типа «обратная лопата». Высота разгрузки может быть принята в размере 70% от высоты черпания.

Цифры, стоящие в обозначении экскаватора после дефиса, указывают вместимость его основного ковша в кубических метрах, дополнительные буквы А, И, М, С - их модификации экскаваторов; Ус – комплектацию удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного на уровне стояния экскаватора; У – комплектацию удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного выше уровня стояния экскаватора.

Рабочими параметрами одноковшовых экскаваторов типа "механическая лопата" являются радиусы и высоты черпания и разгрузки, зависящие от длины рукояти и стрелы, угла наклона стрелы и размеров экскаватора (рис. 45).

Высота черпания $H_ч$ - вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша; максимальная высота черпания $H_ч^{max}$ соответствует максимально поднятой рукояти.

Радиус разгрузки R_p - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки; максимальный радиус разгрузки R_p^{max} соответствует горизонтальному положению максимально выдвинутой рукояти.

Высота разгрузки H_p – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; максимальная высота разгрузки H_p^{max} соответствует максимально поднятому ковшу.

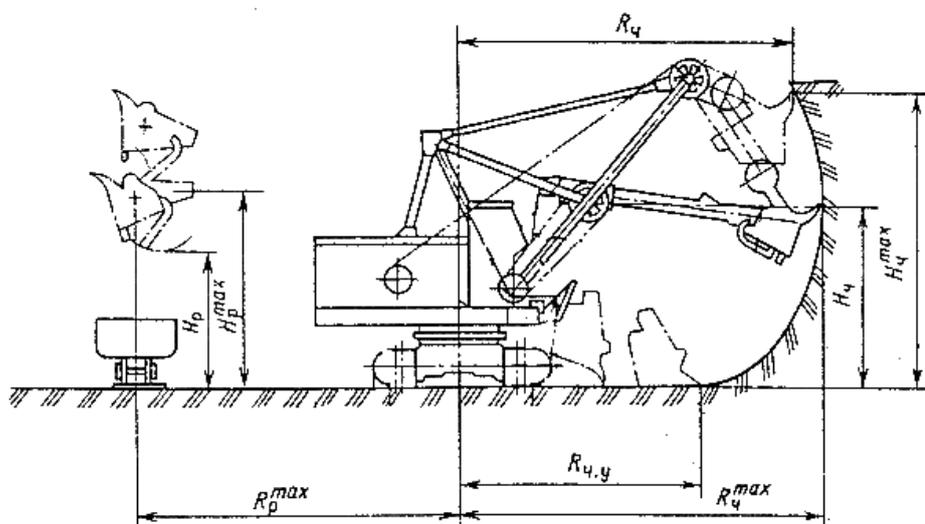


Рис. 45 Конструктивная схема экскаватора с рабочим органом «механических лопата»

Радиусы черпания и разгрузки экскаватора соответствуют определенным значениям высоты черпания и разгрузки. При этом максимальные значения высоты черпания разгрузки не совпадают с соответствующими значениями радиусов черпания и разгрузки: они находятся в обратной зависимости - чем больше высота, тем меньше радиус.

Некоторые модели механических лопат допускают изменения в определенных пределах (30° - 50°) угла наклона стрелы. Это позволяет увеличить или уменьшить радиус и высоту действия экскаватора.

Радиус вращения кузова R_k - горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до края наиболее выступающей части кузова. Величина радиуса вращения кузова определяет возможное положение экскаватора в забое и ширину траншей при их проведении.

Максимальная глубина черпания ниже горизонта установки h_q - расстояние от горизонта установки экскаватора до режущих кромок зубьев ковша при черпании.

Радиус черпания на уровне установке экскаватора $R_{ч.у.}$ - минимальное расстояние от оси вращения экскаватора до кромки зубьев на уровне установки экскаватора.

Одноковшовый экскаватор типа "механическая лопата" - универсальная выемочно-погрузочная машина, с помощью которой могут разрабатываться самые разнообразные породы в самых различных условиях. Поэтому машинам такого типа уделяется повышенное внимание.

В последнее время все более широкое применение в карьерах находят гидравлические экскаваторы типа ЭГ, которые по сравнению с тросовыми экскаваторами более мобильны, компактны и легче по весу. Универсальность навесного оборудования (ковши «прямая лопата», «обратная лопата», грейфер и др.) позволяет использовать такие экскаваторы для селективной выемки руд в сложных забоях, планировки подошвы уступов, проходки траншей и т.п.

Тенденция широкого внедрения гидравлических экскаваторов в практику открытых горных работ объясняется наличием у этих экскаваторов конструктивных и технологических преимуществ по сравнению с тросовыми экскаваторами. Основными их них являются:

- дополнительная степень свободы рабочего оборудования (одновременная подвижность стрелы, рукояти и ковша), обеспечивающая получение регулируемой траектории черпания и слоевую (сверху вниз) разработку пород;

- в 1,5-2,5 раза меньшая удельная (на 1 м³ вместимость ковша) металлоемкость конструкции;

- повышенное усилие копания на зубьях ковша;

- быстрый монтаж (демонтаж) рабочего оборудования, позволяющий использовать на одной машине различные его конструкции, что обеспечивает в заданный момент соответствие технологических параметров экскаватора условиям разработки.

Гидравлические экскаваторы с рабочим органом «обратная» лопата имеют по сравнению с гидравлическими экскаваторами с рабочим органом «обратная» лопата следующие преимущества:

- увеличенный радиус черпания на уровне стояния экскаватора;

- возможность верхнего и нижнего черпания и погрузки транспортных средств на уровне стояния экскаватора, ниже и выше него;

- лучшую возможность селективной выемки пород при установке экскаватора на кровле разрабатываемого уступа и возможность выемки из-под слоя воды.

Гидравлические экскаваторы, производимые за рубежом, имеют названия, определяемые фирмой-производителем. Номенклатура зарубежных экскаваторов чрезвычайно широка, а некоторые параметры наиболее распространенных моделей приведены на рис. 46 и в табл. 21.

Рабочим местом экскаватора является часть рабочей площадки уступа и забой, поверхность которого имеет криволинейную форму, а ограниченная

этой поверхностью часть породного массива является объектом выемки. Геометрические размеры забоя зависят от параметров экскаваторов и характеристики горных пород.

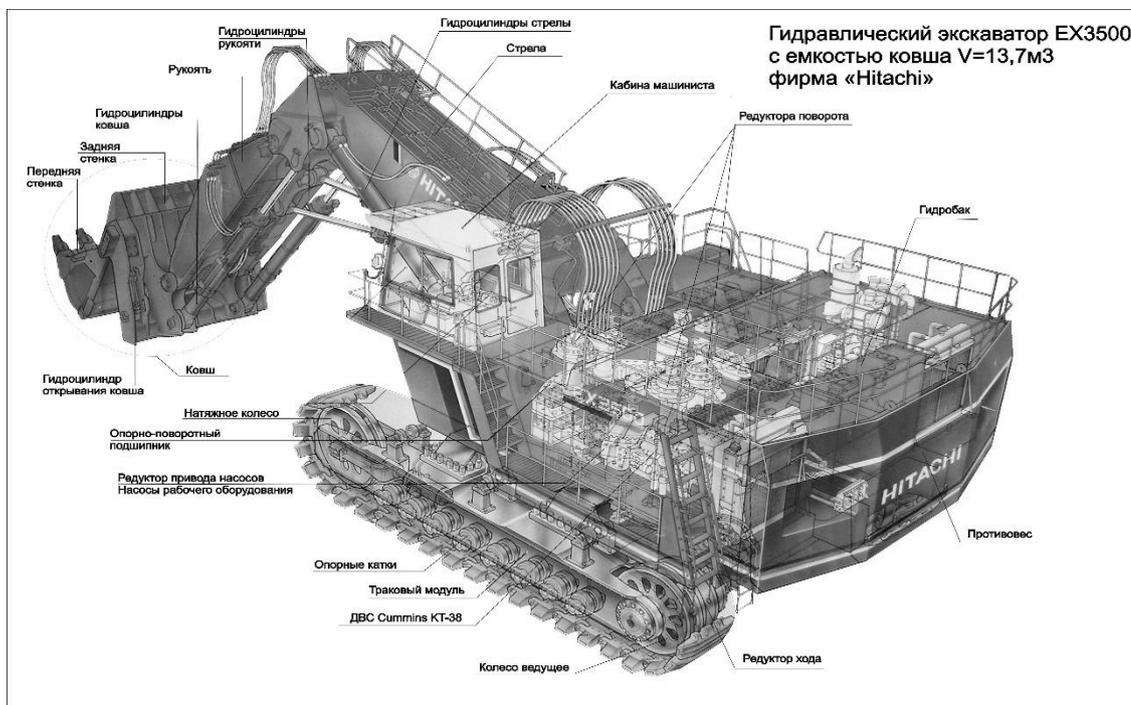


Рис. 46. Конструкция и устройство гидравлического экскаватора EX-3500 Хитачи (Япония)

Таблица 21.

Крупные гидравлические экскаваторы типа «прямая лопата» зарубежных фирм

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м ³	Масса, т	Максимальный радиус черпания, м
Маннесманн Демаг			
H 485S	26 (33)	625	19,0 (17,5)
H 455 S	25	455	18,5
H 285 S	14 (16)	322	17,7 (15,5)
H 185 S	14	216	13,0
H 135 S	10,4	133	1,6
Оренштейн-Коппель			
RH 300 E	17,5	491	18,5
RH 300	22,0	437	14,8
Хитачи			
EX 3500	18	330	15,8
EX 1800	10,3	177	13,4

Профиль забоя экскаватора с рабочим органом «механическая лопата» в мягких и средней плотности горных породах соответствует траектории движения ковша и имеет крутой ($70-80^{\circ}$) угол откоса. В предварительно разрыхленных горных породах профиль забоя устанавливается соответственно углу естественного откоса. Форма забоя должна обеспечивать наибольшую производительность экскаватора. Это достигается установлением рациональных параметров забоя (в первую очередь ширины и высоты забоя), правильным определением места установки экскаватора и др.

При выемке горной массы экскаваторы могут работать забоях следующих типов: тупиковый (траншейный), торцовый (боковой) и фронтальный (рис. 47.).

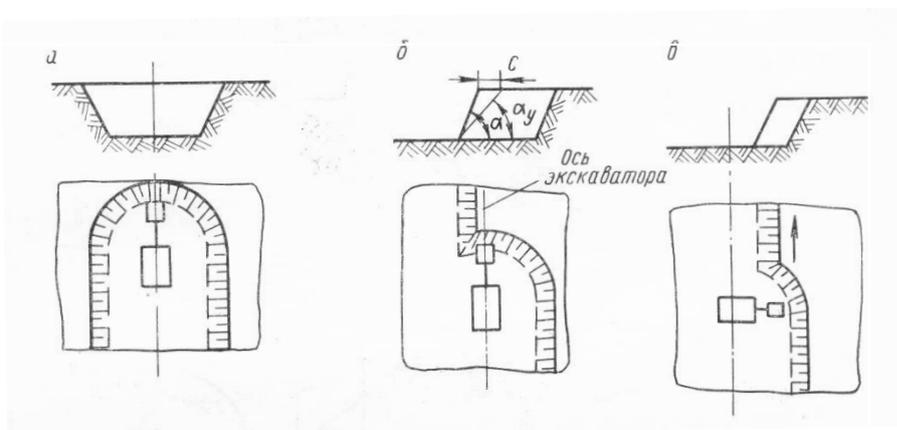


Рис. 47. Типы забоев:

а) тупиковый; б) торцовый; в) фронтальный.

Тупиковые забои в отличие от фронтальных забоев ограничены двумя свободными плоскостями – кровлей и поверхностью забоя уступа. Эти забои распространены обычно при проведении траншей, в частности, с использованием конвейерного или автомобильного транспорта.

Торцовые забои представляют собой массив горной породы, ограниченный тремя свободными плоскостями: кровлей, откосом и поверхностью забоя уступа. Они распространены на карьерах при отработке уступов заходками. При торцовом забое достигается более высокая производительность оборудования, так как здесь средний угол поворота

экскаватора обычно не превышает 90° , и подача подвижного состава транспорта под погрузку удобна.

Фронтальные заборы встречаются редко, так как увеличение среднего угла поворота экскаватора до 140° снижает производительность экскаватора [2].

Механические лопаты работают обычно по следующим основным схемам (рис. 48):

- в торцевом забое с боковой разгрузкой в отвал (*a*) и в средства транспорта, расположенные на горизонте (*б*) или выше горизонта (*в*) установки экскаватора;

- в тупиковом забое с погрузкой в транспортные средства на горизонте (*г*) или выше горизонта (*д*) установки экскаватора, а также с размещением породы на бортах выработки (*е*).

- во фронтальном забое с погрузкой в средства транспорта на горизонте установки экскаватора.

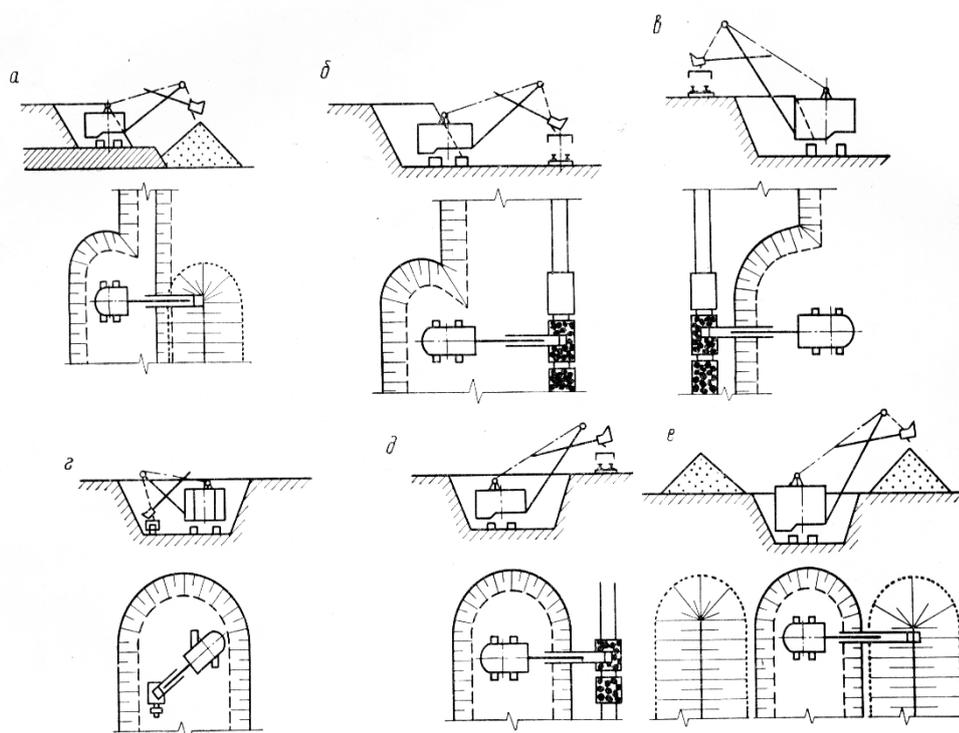


Рис. 48. Основные схемы работы механических лопат в забое.

Порядок работы экскаватора с рабочим органом «механическая лопата» при укладке породы в отвал или погрузке в средства автомобильного и железнодорожного транспорта не зависит от типа и модели выемочно-погрузочной машины.

Рабочие размеры экскаватора являются определяющими при установлении ширины, высоты и угла откоса забоя. Расположение экскаватора относительно забоя и пункта разгрузки ковша определяет схему его работы, а часть рабочей зоны карьера составляет рабочую зону экскаватора, которая включает:

- часть поверхности массива или развала, из которого производится выемка горной породы;
- площадку, на которой устанавливается экскаватор;
- площадку, на которой размещаются средства транспорта.

Процесс выемки и погрузки горных пород механическими лопатами в течении одного цикла включает следующие операции, выполняемые в определенной последовательности: наполнение ковша; вывод ковша из забоя, поворот на разгрузку; установка ковша над местом разгрузки; разгрузка; поворот в забой; втягивание рукояти; опускание ковша в основание забоя; перемещение экскаватора вперед.

Одним из основных условий при работе экскаватора является наполнение ковша породой (черпание). Черпание начинается от подошвы уступа. При этом толщина срезаемой стружки устанавливается с учетом физико-механических свойств пород, высоты уступа и высоты черпания экскаватора с таким расчетом, чтобы заполнение ковша породой происходило уже к моменту поднятия ковша на высоту черпания.

При черпании из плотного массива (глина, суглинки), где порода плохо обрушается во время черпания, с целью сокращения времени наполнения ковша черпание производят последовательными вертикальными стружками от бровки забоя в глубину. При этом стружки имеют уменьшенную ширину, в результате чего разрушаемый массив захватывается только частью зубьев

ковша, а остальные зубья перемещаются по осыпи. Ковш при этом испытывает меньшее сопротивление, а скорость черпания увеличивается.

При высоте уступа в 2-3 раза меньше высоты черпания экскаватора в ожидании средств транспорта порода может укладываться на верхнюю бровку забоя для того, чтобы при погрузке время на черпание было минимальным. При плотных породах во время отсутствия транспорта производят рыхление породы, производя черпание с открытым днищем ковша.

После отработки заходки экскаватор либо врезается в новую заходку и обрабатывает ее, двигаясь в обратном направлении, либо возвращается к началу заходки холостым ходом. Схема отработки заходов выбирается в зависимости от принятой технологической схемы вскрышных и добычных работ.

Высота уступа выбирается исходя из геометрических параметров применяемого выемочного оборудования с учетом строения массива и его деформации в результате рыхления взрывным способом. Обычно высота уступа для экскаваторов с рабочим органом «механическая лопата» составляет 5-30 м.

Диапазон изменения высоты уступа для каждой модели экскаватора может быть определен исходя из следующих предпосылок [1].

1. Эффективность и безопасность работы экскаватора зависит от высоты забоя. Эта высота в слабых породах принимается равной высоте уступа, а в плотных и крепких породах, разрыхленных взрывом, определяется с учетом разрыхления пород взрывом. Поэтому в разрыхленных породах высота забоя всегда больше высоты уступа.

2. Высота забоя должна обеспечивать безопасность выемочно-погрузочных работ. В слабых породах максимальная высота забоя (а, следовательно, и максимальная высота уступа) не должна превышать высоты черпания экскаватора. В плотных и крепких породах, разрыхленных взрывным способом, максимальная высота забоя не должна превышать

полторы высоты черпания экскаватора $H_{заб} \leq 1,5 H_ч$ ($H_ч$ - высота черпания экскаватора).

3. Высота забоя должна обеспечивать эффективность выемочно-погрузочных работ. Это требование выполняется, если высота забоя будет соответствовать рациональному значению, равному по условию наполнения ковша $H_{заб}^{рац} = 2/3 H_ч$.

4. Высота забоя должна обеспечивать минимально допустимую эффективность выемочно-погрузочных работ. Это требование выполняется, если высота забоя будет соответствовать минимальному значению, равному по условию наполнения ковша его тройной высоте $H_{заб}^{мин} \approx 3\sqrt[3]{E_k}$.

Требуемая высота забоя образуется при взрыве в «зажатой» среде путем изменения коэффициента разрыхления, а при взрыве «на развал» - путем формирования развала массива с заданными параметрами [1].

Пример.

Определить максимальную, рациональную и минимальную высоту уступа для рудной зоны, взрывное рыхление пород в которой производится в «зажатой» среде с коэффициентом разрыхления пород в массиве $k_p = 1,3$.

Решение.

Высота уступа в разрыхленных породах всегда меньше высоты забоя. Поэтому для определения высоты уступа значение высоты забоя, полученные по приведенным выше выражениям, следует разделить на коэффициент разрыхления пород в массиве. Тогда получим выражения для определения высота уступа в заданных условиях:

$$\text{- максимальной: } H_y^{max} = \frac{1,5H_ч}{k_p} = \frac{1,5H_ч}{1,3} \approx 1,1H_ч;$$

- рациональной: $H_y^{рац} = \frac{2/3H_ч}{k_p} = \frac{2/3H_ч}{1,3} \approx 0,5H_ч;$

- минимальной: $H_y^{мин} \approx \frac{3}{k_p} \sqrt[3]{E_k} = \frac{3}{1,3} \sqrt[3]{E_k} \approx 2,3 \cdot \sqrt[3]{E_k}.$

Например, экскаватор с вместимостью ковша $E_k = 12,5 \text{ м}^3$ и максимальной высотой черпания $H_ч$ может работать на уступах высотой от $H_y^{мин} = 7,3 \text{ м}$ до $H_y^{max} = 16,8 \text{ м}$ при диапазоне изменения рациональной высоты уступа $H_y^{рац}$ от 12,5 м до 16,8 м (на практике высота уступа, как правило, принимается округленно в виде значений, удобных для производственных целей).

На эксплуатационные возможности канатных и гидравлических экскаваторов в первую очередь влияют технологические параметры взорванной горной массы, в частности соотношение высоты забоя и паспортной характеристики оборудования, а также качество врывного дробления горной массы [3].

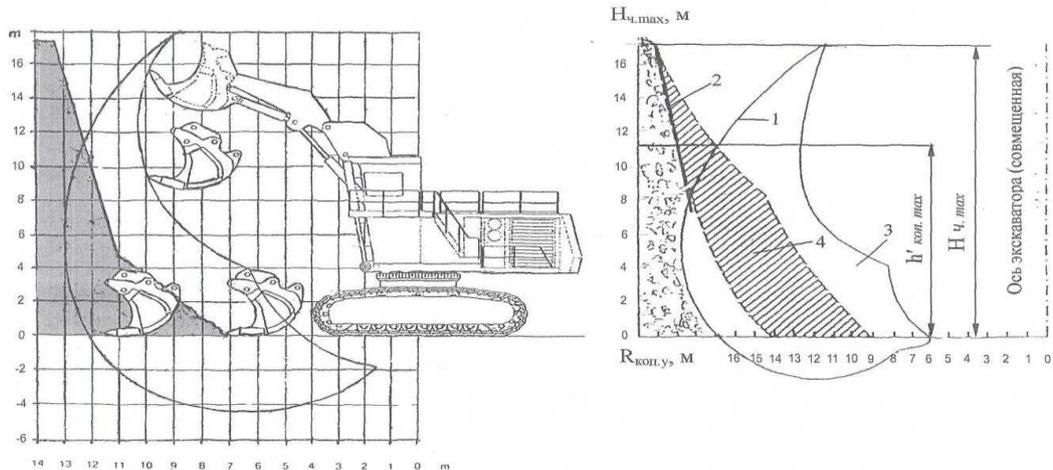


Рис. 49 Схемы к определению высоты обрабатываемого уступа гидравлическим экскаватором и сопоставительная оценка зон копания на примере экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20:

1 и 2 – траектория копания, соответственно, экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20; 3 и 4 – зоны копания, соответственно, экскаваторов ЭГ-20 и ЭКГ-20

Гидравлические экскаваторы (ЭГ) по своей конструктивной схеме при отработке забоя не могут реализовать максимальную кинематическую высоту копания $h_{\text{коп. max}}$, равную максимальной точке подъема (черпания) ковша $H_{\text{ч. max}}$. Как следует из рис. 49, непосредственно в контакте с забоем ковш гидравлических экскаваторов может находиться до высоты $(0,7 \div 0,75)H_{\text{ч. max}}$. Эту фактическую высоту контакта ковша ЭГ с откосом забоя называют приведенной высотой копания гидравлического экскаватора $h'_{\text{коп. max}} \approx 0,75 \cdot H_{\text{ч. max}}$. При этом следует отметить, что кинематика ЭГ позволяет увеличить высоту обрабатываемого забоя за счет операции «врезка». В этом случае при максимальном радиусе черпания ковшем экскаватора производится обрушение породы из верхней части забоя на подошву уступа. При этом обрушенная порода должна разместиться на расстоянии, безопасном для экскаватора. Для реализации такой схемы отработки забоя должны выполняться мероприятия, препятствующие произвольному обрушению «козырьков» и навесей, а основным таким мероприятием является, в частности, хорошее качество дробления пород.

Эффективность работы экскаваторов определяется комплексом взаимосвязанных факторов, основными из которых являются технические возможности экскаватора и технологические параметры взорванной горной массы: соотношение высоты забоя и паспортной характеристики оборудования, качество взрывного дробления горной массы.

3.3.2. Расчет производительности одноковшового карьерного экскаватора

Теоретическая или паспортная производительность ($Q_{\text{теор}}$) – это объем породы, который может быть теоретически разработан с использованием всех конструктивных возможностей при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 ч). При этом коэффициенты наполнения ковша k_n и разрыхления породы $k_{рк}$ приняты равными единице,

угол поворота ковша на выгрузку $\alpha_k = 90^0$ для мехлопат и $\alpha_k = 135^0$ для драглайнов.

$$Q_{теор} = 3600 \frac{E_k}{t}, \quad (27)$$

где: E_k – геометрическая емкость ковша экскаватора, м³;

t - время рабочего цикла по технической характеристике экскаватора, с.

Техническая производительность экскаватора при погрузке в автотранспорт определяется с учетом продолжительности рабочего цикла в реальных условиях, а также коэффициента экскавации, учитывающего разрыхление пород и положение ковша:

$$Q_{тех} = \frac{3600}{t_{ц}} E_k k_э, \text{ м}^3/\text{час} \quad (28)$$

где: $t_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с;

$k_э$ – коэффициент экскавации.

Примерные значения коэффициентов экскавации, наполнения и разрыхления приведены в табл. 22.

Таблица 22

Значения коэффициентов экскавации, наполнения и разрыхления породы в ковше

Породы	Коэффициент наполнения ковша	Коэффициент разрыхления породы	Коэффициент экскавации
мягкие	1,0 – 1,1	1,1	0,9 – 1,0
плотные	0,83 – 1,0	1,2	0,6 – 0,7
крепкие	0,8 – 0,9	1,4	0,4 – 0,6

Коэффициент экскавации показывает степень использования емкости ковша относительно объема породы, обмеренной в целике, и равен отношению коэффициента наполнения ковша k_n к коэффициенту разрыхления породы k_p :

$$k_{\circ} = \frac{k_n}{k_{pk}}, \text{ доли ед.} \quad (30)$$

Коэффициент наполнения может быть определен по формуле (3.3.6):

$$k_n = 1,28 - 0,75d_{cp}, \text{ доли ед.} \quad (31)$$

Коэффициент разрыхления породы в ковше может быть определен по формуле (3.3.7)

$$k_{pk} = 1,19 + 0,82d_{cp} \quad (32)$$

Продолжительность рабочего цикла одноковшового экскаватора при условии совмещения операций определяется по формуле

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{n.p} + t_{n.з.} + t_{p,c} \quad (3.3.8)$$

где: $t_{\text{ч}}$ – продолжительность черпания, с;

$t_{n.p}, t_{n.з.}$ - продолжительность поворотов к месту разгрузки и к забоя, с;

$t_{p,c}$ - продолжительность разгрузки ковша, с.

Продолжительность черпания зависит от высоты забоя и крепости горной породы, влияющих на время движения ковша по забоя до его наполнения. Скорость перемещения ковша по забоя обычно составляет 0,4 - 0,6 м/с.

В мягких породах перемещение ковша по забоя производится при максимальных скоростях напорного и подъемного механизмов, при которых достигается быстрое наполнение ковша. Поворот экскаватора к пункту разгрузки и обратно в забой производится тоже на максимальных скоростях, но переходы к остановке осуществляются плавно.

Продолжительность рабочего цикла и производительность экскаватора при прочих равных условиях зависят от величины угла поворота экскаватора к пункту Разгрузки ковша. Средний угол поворота экскаватора измеряется между центром тяжести забоя и точкой разгрузки. Зависимость продолжительности цикла от угла поворота экскаватора с различными физико-механическими свойствами горных пород приведены в табл. 23.

**Продолжительность цикла в зависимости от угла поворота
экскаватора при разработке пород разных типов**

Экскаваторы	Продолжительность цикла экскаваторов, с.								
	Мягкие породы			Плотные породы			Крепкие породы		
	Угол поворота, град.								
	45	90	180	45	90	180	45	90	180
ЭКГ – 8	19,2	22,6	28,6	23,5	27,6	33,5	28,7	33,8	37,4
ЭКГ – 15	21,4	25,2	31,4	25,0	29,4	35,8	29,5	34,7	41,3
ЭКГ – 20	25,8	30,3	36,9	31,9	37,5	40,4	38,3	45,0	50,0

Пример.

Определить техническую производительность экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 в крепких породах при угле поворота 180°.

Решение.

Для определения технической производительности воспользуемся формулой (28). Продолжительность цикла $t_{ц}$ при работе в крепких породах определяется по табл. 23 для ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 соответственно равной $t_{ц} = 37,4, 41,3$ и $50,0$ с. Коэффициент экскавации для всех моделей экскаватора примем по табл. 22 равным $k_э = 0,6$. Тогда техническая производительность экскаваторов будет равна:

$$\text{ЭКГ-8: } Q_{\text{тех}} = \frac{3600}{37,4} 8 \cdot 0,6 = 462,0 \text{ м}^3 / \text{час} .$$

$$\text{ЭКГ-15: } Q_{\text{тех}} = \frac{3600}{41,3} 15 \cdot 0,6 = 784,5 \text{ м}^3 / \text{час} ;$$

$$\text{ЭКГ-20: } Q_{\text{тех}} = \frac{3600}{50,0} 20 \cdot 0,6 = 865,0 \text{ м}^3 / \text{час} .$$

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора определяется по формуле

$$Q_3 = \frac{3600}{t_{\text{ц}}} E_{\text{к}} T_{\text{см}} \kappa_3 \kappa_6, \text{ м}^3 / \text{смену}, \quad (33)$$

или

$$Q_3 = Q_{\text{max}} T_{\text{см}} \kappa_6, \text{ м}^3 / \text{смену} \quad (34)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность погрузочной смены, ч;

κ_6 – коэффициент использования экскаватора во времени в течение смены ($\kappa_6 = 0,7 \dots 0,9$), доли ед.

Под продолжительностью погрузочной смены понимается время, планируемое на ведение экскаватором выемочно-погрузочных работ.

Продолжительность погрузочной смены определяется по формуле

$$T_{\text{см}} = T - T_{\text{нс}} \quad (35)$$

где T – продолжительность смены, ч;

$T_{\text{нс}}$ – время приема-сдачи смены, ч.

Коэффициент использования экскаватора во времени в течение смены определяется по формуле:

$$\kappa_6 = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пр}}}{T_{\text{см}}}, \quad (36)$$

где $T_{\text{пр}}$ – продолжительность простоев в течение погрузочной смены, ч.

Значение коэффициента κ_6 в основном зависит от обеспечения экскаватора средствами транспорта, организации ремонта экскаватора, качества взрывных работ и др. При погрузке в железнодорожный транспорт $\kappa_6 = 0,5 \dots 0,8$, в автосамосвалы, на конвейер и в отвал $\kappa_6 = 0,8 \dots 0,9$.

Пример 3.3.3.

Определить сменную эксплуатационную производительность экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 при работе в крепких породах с погрузкой в автосамосвалы. Производительность погрузочной смены $T_{\text{см}} = 11,4$ часа.

Решение.

Для решения воспользуемся формулой (34). Техническую производительность экскаваторов примем по результатам расчетов в предыдущем примере 46. Коэффициент использования экскаватора во времени примем равным $k_g = 0,8$. После подстановки известных значений в формулу (34) получим значение сменной эксплуатационной производительности экскаватора:

$$\text{ЭКГ-8: } Q_{э8} = 462,0 \cdot 11,4 \cdot 0,8 = 4213 \text{ м}^3/\text{смену};$$

$$\text{ЭКГ-15: } Q_{э15} = 784,5 \cdot 11,4 \cdot 0,8 = 7155 \text{ м}^3/\text{смену};$$

$$\text{ЭКГ-20: } Q_{э20} = 865,0 \cdot 11,4 \cdot 0,8 = 7890 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора определяется по формуле:

$$Q_{год} = Q_{э} n_{сут} n_{см} k_{и.год}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (37)$$

где $n_{сут}$ - количество рабочих суток в году;

$n_{см}$ - количество рабочих смен в сутки;

$k_{и.год}$ - коэффициент использования годового фонда времени, $k_{и.год} = 0,5 \div 0,7$

(в среднем $k_{и.год} = 0,6$).

Пример 3.3.4.

Определить годовую эксплуатационную производительность экскаваторов ЭКГ-8, ЭКГ-15 и ЭКГ-20 при разработке крепких пород с погрузкой в автосамосвалы. В течение года экскаватор работает 355 суток, режим работы – двухсменный.

Решение.

Для решения воспользуемся формулой (37). Приняв $k_{и.год} = 0,6$ после подстановки известных значений в формулу (37) получим для экскаваторов:

$$\text{ЭКГ-8: } Q_{2008} = 4'213 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 1'795'000, \text{ м}^3/\text{год};$$

$$\text{ЭКГ-15: } Q_{2015} = 7'155 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 3'048'000, \text{ м}^3/\text{год};$$

$$\text{ЭКГ-20: } Q_{2020} = 7'890 \cdot 355 \cdot 2 \cdot 0,6 = 3'360'000, \text{ м}^3/\text{год}.$$

Приведенная методика расчета эксплуатационной производительности экскаваторов типа механическая лопата позволяет выполнять расчеты с удовлетворительной точностью, ориентируясь на среднестатистические данные об их работе. Эта методика не учитывает индивидуальные особенности открытой разработке месторождений, такие как размер среднего куска после взрыва и удельное сопротивление пород копанию.

Этот недостаток устраняется путем разработки уточненных методик расчета применительно к конкретным условиям. Их сущность сводится к следующему.

1. Определяется оптимальный размер среднего куска взорванных горных пород для конкретных экскаваторов с погрузкой в автосамосвалы или думпкары:

$$d_{cp} = 0,07 + 0,62 \times 10^{-3} \sigma_{сжс} + 1,7 \times 10^{-3} E_k, \text{ м.} \quad (38)$$

Размер среднего куска может быть также принят по фактическим или другим расчетным данным.

2. Определяется удельное сопротивление горных пород копанию K_F для принятого размера среднего куска взорванных пород.

$$K_F = 0,75 \times 10^{-3} \sigma_{сжс} + 0,75 e^{3,3d_{cp}} - 0,07, \text{ МПа} \quad (39)$$

где e – основание натурального логарифма, $e = 2,73$.

Техническая производительность экскаватора (уточненная) определяется по формуле:

$$Q_{mex} = \frac{2450E_{\kappa} (0,75 \times 10^{-3} \sigma_{сж} + 0,15)}{t_{\psi} (K_F + 0,13)}, \text{ м}^3/\text{час}; \quad (40)$$

ИЛИ

$$Q_{mex} = \frac{2450E_{\kappa}}{t_{\psi}} - 1900d_{cp}^2 + 36d_{cp}, \text{ м}^3/\text{час}. \quad (41)$$

При определении технической производительности коэффициент экскавации учтен.

Сменная эксплуатационная производительность (уточненная) для конкретных условий, учитывающих организацию работ и качество взрывного дробления пород, определяется по формуле:

$$Q_{см} = Q_{mex} k_{un} T_{см} k_{mp} k_{mex} k_{\varepsilon} \quad (42)$$

где k_{un} - коэффициент полезной работы экскаватора, $k_{un} = 0,85 \div 0,95$ (в среднем $k_{un} = 0,88$);

k_{mp} - коэффициент укомплектованности экскаватора автосамосвалами, $k_{mp} = 0,5 \div 1,0$ (в среднем $k_{mp} = 0,75$);

k_{mex} - коэффициент технологической готовности забоя, $k_{mex} = 0,80 \div 0,88$ (в среднем $k_{mex} = 0,84$).

Годовая эксплуатационная производительность (уточненная) экскаватора при погрузке в автотранспорт определяется по формуле:

$$Q_{год} = Q_{см} n_{\text{дн}} n_{\text{см}} k_{\text{у.год}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (43)$$

где $n_{\text{дн}}$ - количество рабочих дней в году, $n_{\text{дн}} = 300 \div 355$ дней;

$n_{\text{см}}$ - количество смен в сутки;

$k_{\text{у.год}}$ - коэффициент использования годового фонда времени, $k_{\text{у.год}} = 0,5 \div 0,7$ (в среднем $k_{\text{у.год}} = 0,6$).

3.3.3 Разработка горных пород драглайнами

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых на вскрышных работах применяются драглайны, характерной особенностью которых является гибкая подвеска ковша на тросах. Малые и средней мощности драглайны хорошо зарекомендовали себя при погрузке горных пород, особенно обводненных, в средства транспорта. Успешно используются драглайны при разработке месторождений полезных ископаемых с постоянно меняющейся мощностью вскрышных пород. В этих случаях они располагаются на кровле уступа, поэтому извилистость почвы залежи не влияет на транспортные коммуникации.

Драглайн может разрабатывать породы торцовым и тупиковым забоями (рис. 50). При этом он может располагаться на кровле уступа, промежуточной площадке или почве уступа.

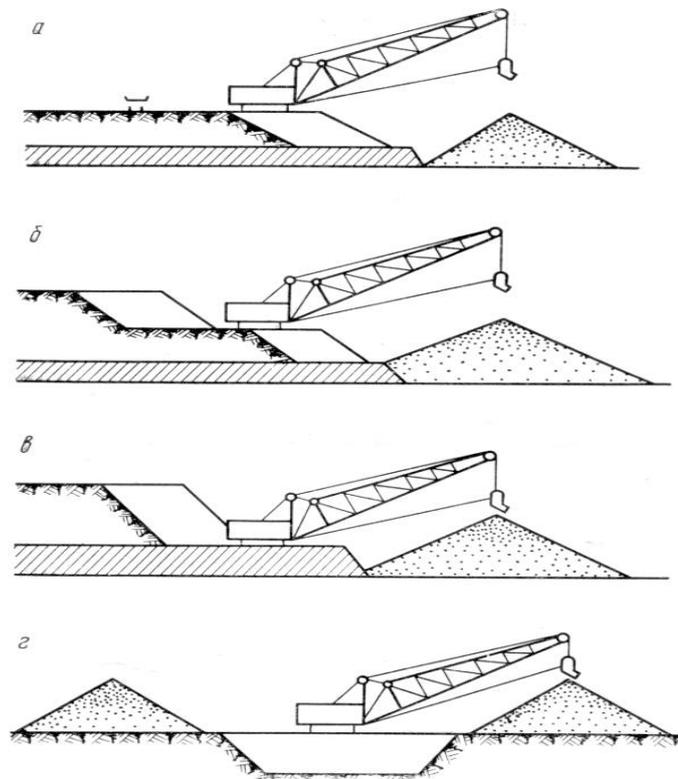


Рис. 50. Основные схемы работы драглайна в забое:

Технологические операции рабочего цикла выполняются драглайнами в следующей последовательности: заброс ковша в забой, установка ковша в рабочее положение, наполнение ковша, выведение ковша из забоя, поворот ковша к пункту разгрузки, разгрузка ковша, поворот ковша к забою, опускание ковша в забой. Операции опускания ковша в забой и выведения его из забоя совмещаются с поворотом экскаватора *а* – боковой забой с разгрузкой породы в отвал или в средства транспорта; *б* – то же, с разгрузкой породы в отвал при установке драглайна на промежуточном горизонте; *в* – то же, при установке на почве уступа; *г* – тупиковый забой с разгрузкой породы на борт или в средства транспорта

Мощные драглайны широко применяются на вскрышных работах при перемещении породы из забоя непосредственно во внутренние отвалы. Для увеличения вместимости таких отвалов применяется перевалка пород драглайном. Технологическая схема такой перевалки пород включает:

- укладку породы из 1-ой вскрышной заходки в 1-ый ярус внутреннего отвала;
- перемещение драглайна на поверхность 1-ого яруса внутреннего отвала;
- выемку породы из 1-ого яруса внутреннего отвала и ее укладку на поверхность ранее сформированных ярусов отвала;
- перемещение драглайна на поверхность 2-ой вскрышной заходки;
- укладку породы из 2-ой вскрышной заходки в 1-ый ярус внутреннего отвала и т.д.

Процесс, включающий укладку породы в отвал, а затем ее повторное извлечение с укладкой в новый ярус отвала называется **перезкскавацией пород**.

Работа драглайна отличается от работы экскаватора типа «механическая лопата» только специфичностью действия рабочего органа.

Перемещение драглайна по фронту уступа и его положение относительно забоя аналогично с экскаватором типа «механическая лопата».

В случае расположения драглайна на кровле уступа горная масса разгружается в отвал или в транспортные средства. Забой драглайна имеет криволинейный профиль, который зависит от траектории движения ковша, угла откоса забоя и места установки драглайна.

Схема с расположением драглайна на промежуточной площадке применяется при использовании мощных драглайнов с ковшом вместимостью $8 \div 10 \text{ м}^3$ и более с целью одновременной обработки более высокого уступа, так как ось перемещения драглайна смещается ближе к отвалу. При разработке верхнего подступа угол откоса забоя при для предотвращения скольжения ковша не должен превышать 25° . Высота верхнего под уступа должна удовлетворять условию $h_{y.в} \leq (0,7 \div 0,8) H_p$ (где H_p – высота разгрузки ковша). Производительность драглайна при верхнем черпании, как правило, на $10 \div 15\%$ ниже, чем при нижнем черпании.

Ширина забоя драглайна определяется в зависимости от способа его работы и величины радиуса черпания. Углы разворота экскаватора в каждую сторону от его оси ω_1 и ω_2 принимают при этом не более 45° . Чем меньше угол, тем больше циклов делает экскаватор в единицу времени и тем выше его производительность.

Технические параметры некоторых шагающих драглайнов приведены в табл. 24

В некоторых случаях драглайны используют в сочетании с конвейерным и гидравлическим транспортом. При работе драглайнов с конвейерным транспортом в рабочую схему включают самоходный бункер, конвейеры и отвалообразователь.

Несмотря на общий положительный опыт, использование драглайнов для погрузки породы в транспортные средства сдерживается по следующим причинам:

- невозможностью для машиниста драглайна точного наведения груженого ковша на кузов самосвала и связанное с этим увеличение рабочего цикла экскавации;

- повышенной травмоопасностью при нахождении водителя в кабине автосамосвала и высоким риском повреждения автосамосвала;

- большой инерционностью грузенного ковша при развороте на разгрузку и большой амплитудой его раскачки перед разгрузкой, что обуславливает малые скорости поворота экскаватора и связанные с этим увеличение времени цикла.

Таблица 24.

Технические параметры шагающих драглайнов

<i>Параметры</i>	<i>ЭШ-</i>	<i>ЭШ-</i>	<i>ЭШ-</i>	<i>ЭШ-</i>	<i>ЭШ-</i>
<i>Вместимость ковша, м³</i>					
<i>Длина стрелы, м</i>					
<i>Продолжительность рабочего цикла, с</i>					
<i>Высота выгрузки, м</i>					
<i>Глубина копания, м</i>					
<i>Радиус выгрузки, м</i>					
<i>Удельное давление на грунт, МПа</i>					
<i>Рабочая масса, т</i>					
<i>Мощность сетевого двигателя, кВт</i>					
<i>Напряжение питающей сети, кВ</i>					

Потребность карьеров в драглайнах для прямой погрузки в карьерный колесный транспорт и недостижимость конструктивно заложенной технической производительности драглайнов в транспортной системе разработки стали главными мотивами к созданию экскаватора нового типа, сочетающего достоинства «механической лопаты» и драглайна. В целях реализации резерва улучшения показателей открытых горных работ, который заключен в существенном увеличении высоты обрабатываемых уступов, разработан новый тип экскаватора, названный кранлайном (50).

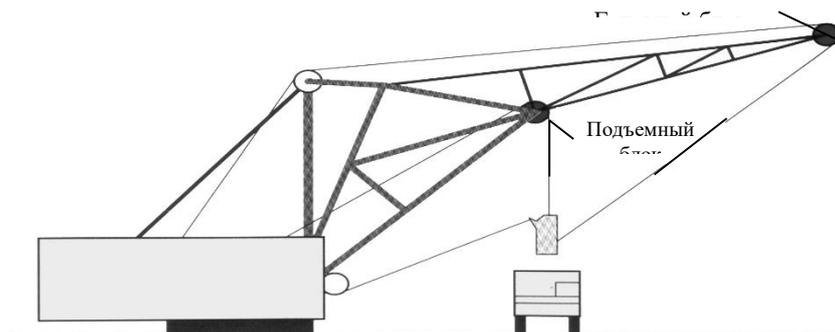


Рис. 50. Принципиальная конструкция кранлайна

Кранлайн - это гибридная выемочно-погрузочная машина, предназначенная для отработки высоких забоев нижним черпанием с прямой погрузкой горной массы в средства карьерного транспорта. В конструкции кранлайна реализовано сочетание технологических достоинств мехлопаты (точная и безударная разгрузка ковша в транспорт) и драглайна (отработка нижним черпанием уступов высотой до 30 м и более при малом удельном давлении опорной базы на грунт) [4].

Конструктивное отличие кранлайна (рис.49): на платформе размещена дополнительная лебедка, а в средней части стрелы установлены двойные блоки для подъема груженого ковша

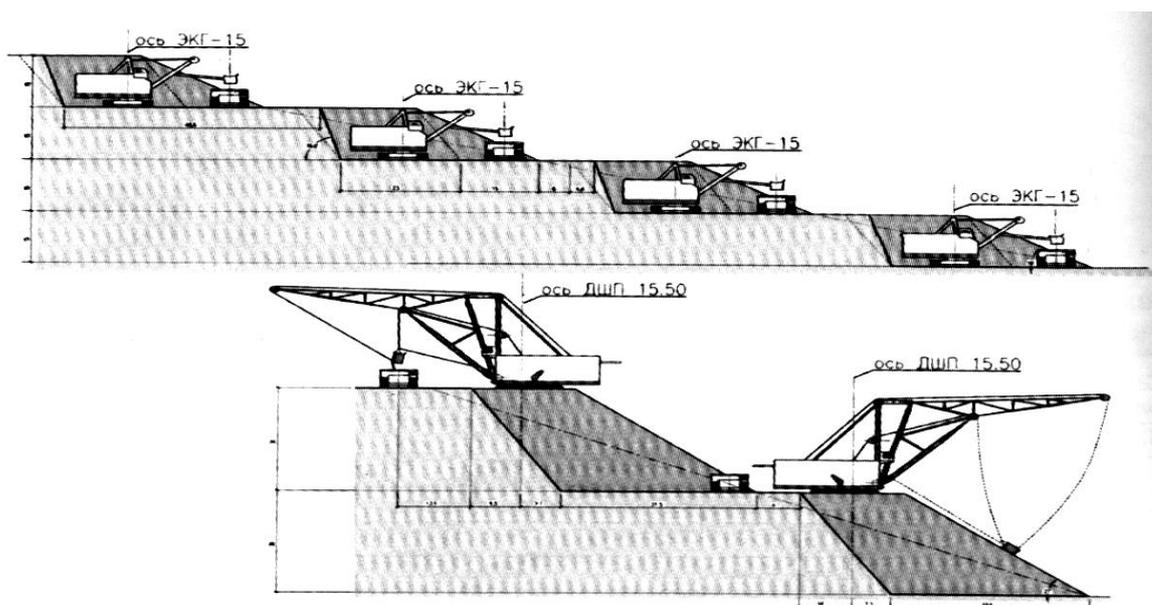


Рис. 51. Параметры транспортной системы разработки месторождения мехлопатами ЭКГ-15 и кранлайнами ДШП-15.50

. Ковш кранлайна имеет открывающуюся заднюю стенку, оснащенную запорным механизмом, срабатывающим при выведении ковша в вертикальное (или близкое к нему) положение для разгрузки в автосамосвал. Применение кранлайнов в карьерах позволяет увеличить в 2 раза и более высоту обрабатываемого уступа, сократив их количество в 2÷3 раза. При этом пропорционально уменьшаются расходы по содержанию транспортных коммуникаций.

Увеличение высоты уступа позволяет отстраивать рабочий борт карьера под более крутым углом, что иллюстрируется графически (рис.3.3.9), что приведет к уменьшению объема вынимаемой в контуре карьера породы и сокращению площади земель под горный отвод и внешние отвалы.

Контрольные вопросы

1. Каково назначение выемочно-погрузочного оборудования карьеров? Как такое оборудование различается по принципу действия?
2. Что является количественной характеристикой технической возможности выемочного оборудования?
3. Что такое паспортная, техническая и эксплуатационная производительность выемочно-погрузочных машин?
4. Какие факторы влияют на производительность выемочных машин?
5. Перечислите типы карьерных выемочных машин.
6. Какое влияние размеры, условия залегания относительно земной поверхности и угол падения рудных тел оказывают на выбор выемочно-погрузочного оборудования?
7. Из каких операций состоит цикл работы одноковшового экскаватора?
8. Какие типы одноковшовых экскаваторов существуют?
9. Назовите рабочие параметры одноковшовых экскаваторов.
10. В чем отличие экскаваторов с гидравлическим и тросовым управлением рабочим органом?
11. Какие преимущества у экскаваторов с рабочим органом «обратная

механическая лопата»)?

12. В забоях каких типов могут работать экскаваторы при выемке пород?
13. Какие существуют технологические схемы работы экскаваторов типа «механическая лопата»?
14. В чем различие между высотой уступа и высотой забоя при разработке мягких и крепких взорванных пород?
15. Из каких условий определяется диапазон изменения высоты забоя?
16. В чем различие технологических возможностей канатных и гидравлических экскаваторов?
17. Какие факторы оказывают определяющее влияние на эффективность работы экскаваторов?
18. В чем заключается принципиальное отличие драглайна от экскаватора с рабочим органом «механическая лопата»?

3.4. Характеристика и классификация экскаваторов непрерывного действия

Экскаваторами непрерывного действия называются землеройные машины, разрабатывающие и транспортирующие грунт непрерывно. При этом обе операции – копание и транспортирование грунта – выполняется одновременно. Совмещение и непрерывность рабочих процессов отличает экскаваторы непрерывного действия от экскаваторов циклического действия, таких, как, например, одноковшовые экскаваторы и скреперы, у которых копание и транспортирование грунта производится периодически и последовательно.

Совмещение рабочих процессов и непрерывная разработка грунта в течение всего рабочего времени обеспечивает высокую выработку землеройных машин непрерывного действия и повышение производительности труда. Кроме того, на землеройных машинах непрерывного действия существенно облегчен труд машинистов, так как они

лишь наблюдают за правильностью процессов и периодически изменяют режим работы механизмов.

К экскаваторам непрерывного действия предъявляются повышенные требования по уходу за механизмами, поддержанию их в нормальном рабочем состоянии и правильной загрузки машины, так как каждый час простоя этих высокопроизводительных машин обходится очень дорого.

Наряду с указанными выше преимуществами землеройные машины непрерывного действия имеют один недостаток – малую универсальность. Каждая землеройная машина непрерывного действия предназначена для выполнения определенных операций и ее нельзя использовать на других работах, как одноковшовые экскаваторы или скреперы. Поэтому землеройные машины непрерывного действия, как правило, работают в комплекте с другими машинами.

Для непрерывной загрузки машины производитель работ должен заблаговременно подготовить фронт работ и составить график работы механизмов на объекте, исключая простои техники и обеспечивающий последовательное выполнение всех технологических операций. Машинист землеройной машины непрерывного действия обязан строго выдерживать график работ, не допуская его нарушения по техническим или организационным причинам. Для этого обслуживающий персонал должен в совершенстве знать устройство, регулировку и правила эксплуатации машин, а также четко представлять себе технологический процесс, в котором участвует машина [5]. Землеройные машины непрерывного действия, наряду с первичным двигателем и механическими передачами, оборудованы гидравлическими приводами, в том числе с бесступенчатым регулированием скоростей, многомоторными дизель – электрическими приводами и автоматическими системами. Рабочий процесс землеройной машины непрерывного действия обладает рядом особенностей, без знания которых не могут быть обеспечены правильная загрузка и высокая производительность машины. Все это определяет высокие требования к техническим знаниям и

квалификации персонала, обслуживающего землеройные машины непрерывного действия.

Каждый экскаватор непрерывного действия имеет непрерывно копающий рабочий орган (чаще всего многоковшовый цепной или роторный), ковши которого один за другим непрерывно черпают грунт и выносят его к транспортирующим устройствам. Для обеспечения непрерывной работы машины рабочий орган должен постоянно перемещаться в пространстве. Характер этого перемещения в сочетании с типом рабочего органа является основным отличительным признаком, по которому классифицируют экскаваторы непрерывного действия (табл.25).

Таблица 25.

Классификация экскаваторов непрерывного действия

Классификация		Индексы	Область применения
По характеру перемещения рабочего органа	По конструкции рабочего органа		
Продольного копания	Цепные	ЭТЦ	При сооружении траншей, каналов
	Роторные	ЭТР	
	Двухроторные	ЭТР	
Поперечного копания	Цепные	ЭМ	Вскрышные и добычные работы в карьерах
		ЭМ (Э)	Проведение мелиоративных каналов
Веерного копания	Роторные	ЭР	Вскрышные и добычные работы в карьерах

У экскаваторов продольного копания плоскости перемещения рабочего органа и движения ковшей или скребков – совпадают; поперечного копания – плоскость движения ковшей перпендикулярна направлению перемещения рабочего органа; веерного копания – ковши движутся в вертикальной плоскости, а сам рабочий орган совершает веерное движение, поворачиваясь относительно вертикальной оси.

Экскаваторы продольного копания выполняют с цепными, роторными и двухроторными, поперечного копания – с цепными, веерного копания – с роторными рабочими органами.

Цепные и роторные экскаваторы продольного копания имеют основное назначение – прокладка траншей, каналов или кюветов.

Цепные экскаваторы поперечного копания имеют два основных исполнения – карьерное и мелиоративное. Роторные экскаваторы веерного копания, или, как их часто называют, роторные стреловые экскаваторы (рабочий орган размещен на стреле), предназначены для карьерных и добычных работ.

Для экскаваторов непрерывного действия, выпускаемых промышленностью СНГ, принята определенная буквенная индексация (табл. 25). После буквенного индекса следует цифровое обозначение модели. Для экскаваторов траншейных (ЭТР и ЭТЦ) первые две цифры – глубина копания (в дм), третьи – порядковый номер модели; для экскаваторов роторных стреловых первые три цифры – емкость ковша (в л), а четвертая – порядковый номер модели; для экскаваторов многоковшовых поперечного копания первые две цифры – емкость ковша (в л), третья цифра – порядковый номер модели. При модернизации после цифрового обозначения добавляют букву по порядку алфавита. Например, индекс ЭТР – 201 А обозначает: экскаватор траншейный роторный, первые две цифры – глубина копания в дециметрах – 20, первая модель – 1, первая модернизация – А.

3.4.1. Многоковшовые экскаваторы

Многоковшовый экскаватор является самоходной землеройной машиной непрерывного действия, способной разрабатывать мягкие или малосвязанные горные породы: пески, глины, мергели, бурые угли, фосфориты и т.д. При этом горная масса, отделенная от массива, передается ковшами, последовательно расположенными на замкнутой цепи или роторном колесе, на разгрузочное

устройство (рис.52, 53). По выполняемым функциям многоковшовые экскаваторы подразделяются на карьерные отвальные (абзетцеры) и канавокопатели; по типу рабочего оборудования – на цепные и роторные.

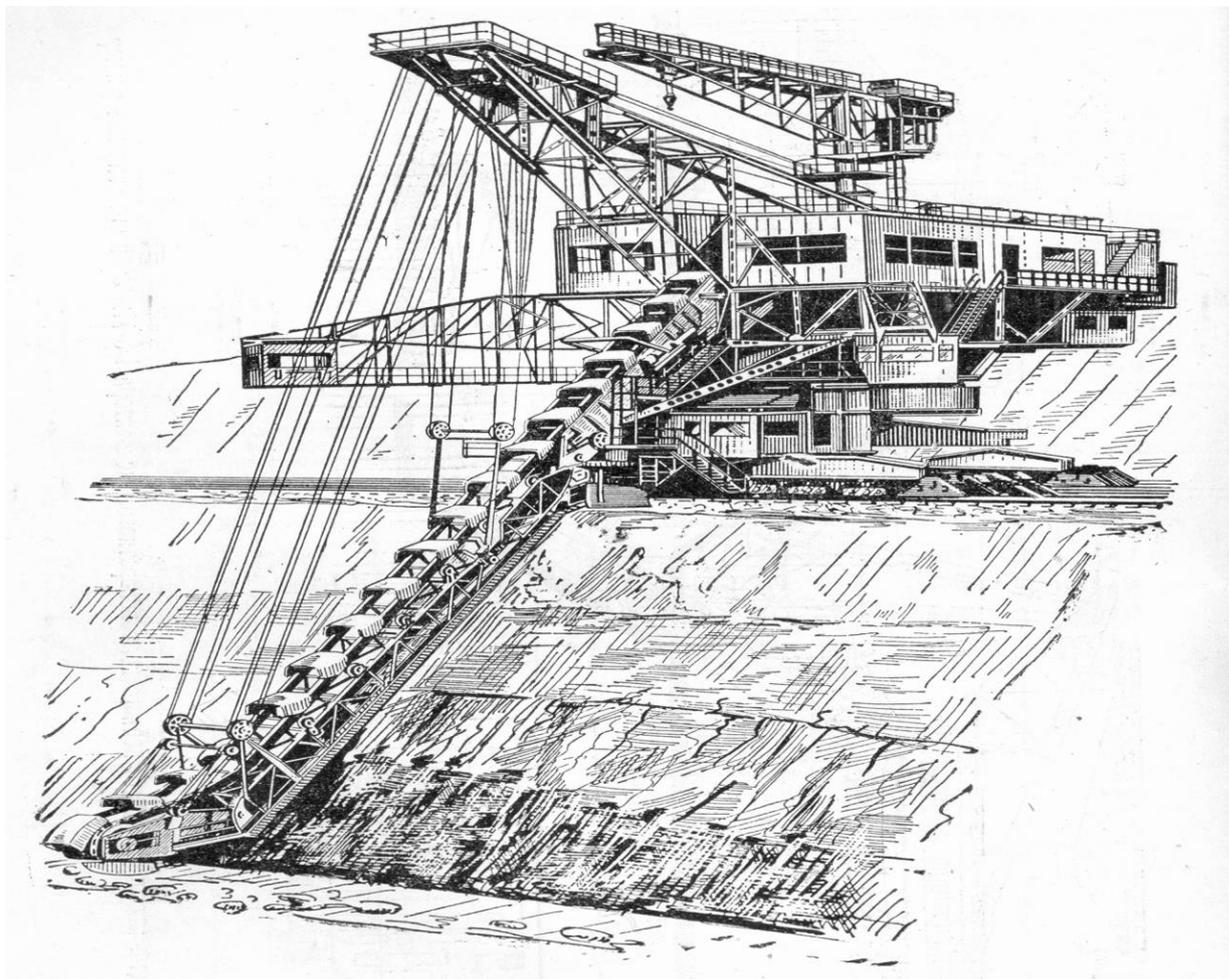


Рис. 52. Многоковшовый цепной полноповоротный экскаватор при работе с нижним черпанием

ыт применения многоковшовых экскаваторов показал, что по сравнению с одноковшовыми экскаваторами они более экономичны в работе. Тем не менее, несмотря на более высокие технико-экономические показатели, многоковшовые экскаваторы имеют ограниченную область применения по сравнению с одноковшовыми экскаваторами, так как по своим конструктивным особенностям они могут работать только по мягким породам. Многоковшовые экскаваторы целесообразно применять на сезонных работах в районах с несуровым климатом.

Многоковшовые экскаваторы могут оснащаться электрическим или дизельным приводом. Силовое оборудование многоковшовых экскаваторов для карьеров представлено преимущественно электрическими приводами; дизельные двигатели применяют в основном на экскаваторах с небольшой емкостью ковшей.

Принципиальное различие одно- и многоковшовых экскаваторов в том, что рабочие операции одноковшовых экскаваторов, такие как экскавация и перемещение горной массы, разделены во времени и выполняются одним рабочим органом (ковшом), а рабочие операции многоковшовых экскаваторов выполняются различными механизмами (многоковшовым рабочим органом и конвейерами) и совмещены во времени. Совмещение рабочих операций во времени при одинаковой мощности в несколько раз увеличивает производительность многоковшовых экскаваторов по сравнению с одноковшовыми экскаваторами.

Достигнутая роторными экскаваторами эффективная производительность 10000- 15000 м³/ч практически невозможна для одноковшовых экскаваторов. В практике открытых горных работ наибольшее распространение получили роторные экскаваторы, отличающиеся от цепных экскаваторов повышенным усилием копания, способностью отрабатывать более высокие уступы, значительно меньшим износом элементов рабочего оборудования, большей универсальностью. Целесообразная область применения цепных экскаваторов связана с технологическими схемами, при которых осуществляется отработка уступов нижним черпанием при невысокой крепости разрабатываемых пород.

Рабочий орган многоковшовых цепных экскаваторов выполнен в виде рамы, по которой перемещается бесконечная цепь с ковшами (черпаками). Рабочим оборудованием одновременно отделяется порода от массива и перемещается по забою до приемного устройства экскаватора (рис. 52).

В зависимости от емкости ковша многоковшовые экскаваторы делят на экскаваторы малой мощности, средней, мощные и весьма мощные. Ковши

имеют при этом емкость соответственно 300, 300...600, 600...1000 и более 1000 л.

На открытых горных работах наибольшее распространение получили многоковшовые экскаваторы выше средней мощности и мощные. По целевому назначению различают многоковшовые экскаваторы для выемки породы или полезного ископаемого и копания канав и траншей (канавокопатели).

У роторного экскаватора рабочим органом является роторное колесо с жестко закрепленными на нем ковшами (рис. 52). Порода от целика отделяется ковшом роторного колеса, а для ее транспортирования из черпаков до приемного устройства экскаватора имеется специальный ленточный конвейер, который расположен на роторной стреле. Такое разделение процессов позволяет снизить энергоемкость рабочего процесса, так как к. п. д. роторного колеса (0,8-0,9) значительно выше к. п. д. черпаковой цепи (0,6-0,7).

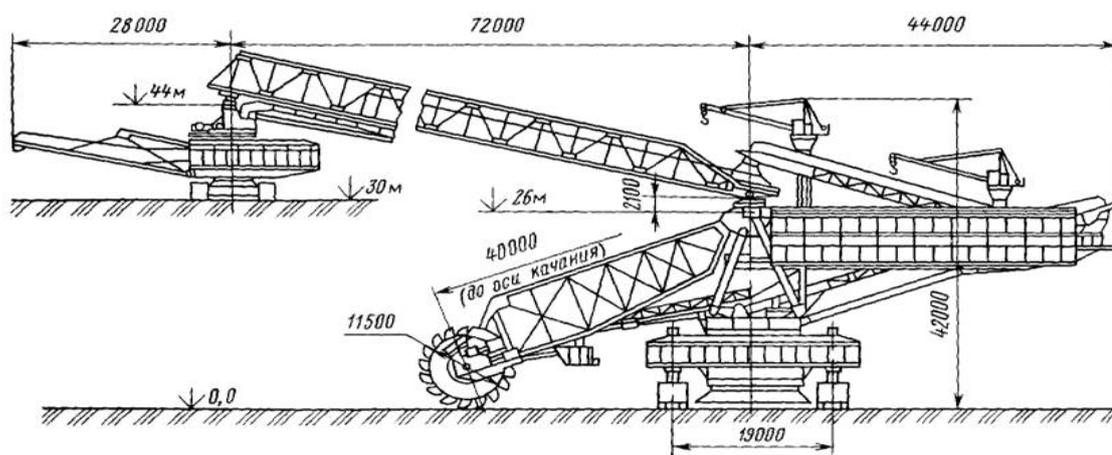


Рис. 53. Конструктивная схема роторного экскаватора ЭРП-5250В

Технология выемки пород и параметры забоев многоковшовых экскаваторов. Многоковшовые цепные экскаваторы на рельсовом ходу разрабатывают уступы фронтальными забоями, а экскаваторы на гусеничном ходу – торцовыми. При разработке уступа фронтальным забоем выемка горной массы может осуществляться параллельными (одиночными и многорядными) и треугольными стружками по вееру (рис. 54.). Стружки

образуются при движении ковшей по откосу уступа и перемещении экскаватора вдоль уступа со скоростью v_3 .

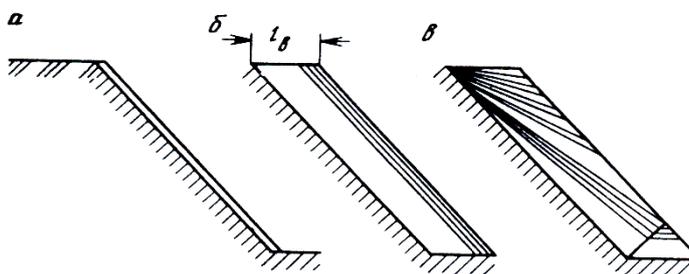


Рис. 54. Схема выемки горной массы цепными многоковшовыми экскаваторами:

а – параллельными одиночными стружками; б – то же многорядными стружками; в – треугольными стружками по вееру; l_b - величина выдвигания направляющей рамы

Необходимое наполнение ковшей породой достигается путем изменения рабочей скорости движения экскаватора или регулированием толщины срезаемой стружки.

Выемка горной массы многорядными параллельными стружками наиболее рациональна в случае нижнего черпания и наличия выдвигной рамы.

При разработке уступа фронтальным забоем с выемкой горной массы параллельными стружками верхним черпанием порядок работы такой же. Как и при нижнем черпании. Экскаваторные пути перемещаются непрерывно на величину, равную толщине стружки, или (при наличии планирующего звена) периодически на величину, равную длине планирующего звена.

При разработке уступа торцовым забоем применяется верхнее и нижнее черпание. Максимальная ширина забоя при выемке горной массы серповидными стружками определяется длиной, углом наклона и углом поворота рамы.

Высота забоя цепных экскаваторов зависит от высоты черпания, длины направляющей рамы и угла ее наклона и изменяется в пределах 5...40м. Угол

наклона рамы определяется устойчивостью разрабатываемых пород и не превышает 45° .

При раздельной выемке горизонтальных и пологих пластов наиболее эффективны многоковшовые цепные экскаваторы с многошарнирной рамой.

Роторные экскаваторы на гусеничном и шагающе-рельсовом ходу разрабатывают уступы в основном торцовым забоем. Фронтальный забой принимается при использовании экскаваторов на рельсовом ходу, а также в случае раздельной выемки руды и породы. При торцовом забое экскаватор стоит на месте, а стрела с ротором поворачивается относительно оси экскаватора на угол $\omega=90/135$. Применение торцовых забоев позволяет уменьшить затраты электроэнергии на передвижение экскаватора.

Роторными экскаваторами можно вынимать горную массу вертикальными и горизонтальными стружками (рис. 55.) При горизонтальных стружках уменьшается возможная высота разрабатываемого уступа, увеличивается энергоемкость выемки (до 30%) и нагрузки на ротор (на 10-30%).

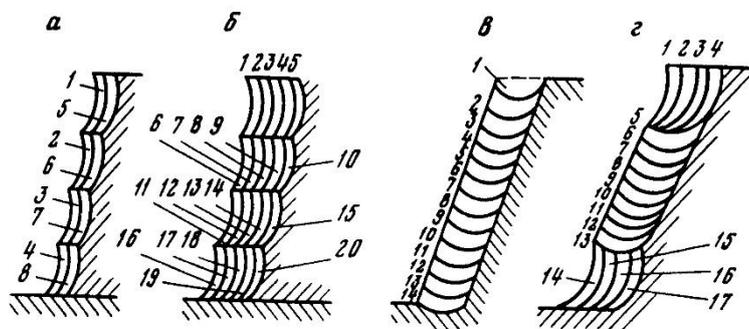


Рис. 55. Схемы выемки горной массы роторными экскаваторами (цифрами показана очередность выемки стружек): а – вертикальными однорядными стружками; б – то же, многорядными; в – горизонтальными стружками; г – комбинацией вертикальных и горизонтальных стружек

Давление экскаватора на основание при выемки горной массы вертикальными стружками выше, чем горизонтальными. Поэтому в

устойчивых породах применяются вертикальные стружки. Горизонтальные стружки применяются при экскавации рыхлых и сыпучих горных пород. Комбинация вертикальных и горизонтальных стружек применяется для создания пологих откосов в неустойчивых породах и при раздельной выемке тонких слоев. Техническая характеристика роторных экскаваторов приведена в таблице 26.

Таблица 26.

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	Значение			
	ЭРГВ-630	ЭР-1250	ЭРП-1250	ЭРП-1600
Теоретическая производительность по разрыхленным породам, м ³ /ч:				
- максимальная по пропускной способности рабочего органа	1300	1700	2500	3150
- расчетная при заданном усилии копания	630	1350	1250	1650
Заданное удельное усилие копания, МПа	2,0	1,0	1,8	1,4
Диаметр роторного колеса, м	3,2	6,5	6,5	7,2
Число разгрузок ковшей в минуту	272	76,5	85	89
Частота вращения роторного колеса, с ⁻¹	3,56	0,89	0,89	0,85
Емкость ковша, м ³	0,125	0,415	440	800
Расчетная высота уступа, м	10	17	16	18
Глубина нижнего черпания, м	0,5	1,5	1,0	1,6
Длина роторной стрелы, м	14	20	20	21
Длина разгрузочной стрелы, м	16,0	22,6	23,4	23,1
Максимальный радиус копания, м	16,8	24,5	24,5	26,0
Максимальный угол откоса уступа, градус	65	60	63	65
Расчетная ширина заходки, м	20	27	26	27
Масса экскаватора, т	305	700	1050	1090

Контрольные вопросы:

- 1) В чем отличие работы экскаваторов непрерывного действия от других выемочных машин?
- 2) Какие требования предъявляют к экскаваторам непрерывного действия?
- 3) Сравните особенности и недостатки машин непрерывного действия по сравнению с экскаваторами «механическая лопата».
- 4) Назовите схемы выемки горной массы цепными экскаваторами.
- 5) Назовите схемы выемки горной массы роторными экскаваторами.
- 6) Перечислите основные конструктивные узлы машин непрерывного действия.
- 7) В чем различия между экскаваторами с рабочим органом цепного и роторного типа?
- 8) По каким основным признакам выбирают машины непрерывного действия?
- 9) Расскажите принцип работы роторного экскаватора.
- 10) От каких факторов зависит производительность многоковшовых экскаваторов?

3.5. Фрезерные машины непрерывного действия

При открытой разработке месторождений традиционными технологиями с применением одноковшовых выемочно-погрузочных машин, как правило, требуется взрывное рыхление пород, не устраняется цикличность горного производства, что не гарантирует высокую эффективность, ресурсосбережение и экологическую чистоту. Этим требованиям в полной мере отвечают технологии послойного фрезерования породных массивов на основе машин типа SM (“surface miner”). Такие

технологии исключают из технологической цепочки операции, связанные с буровзрывной подготовкой массива, что упрощает организацию работ и улучшает экологическую обстановку.

В конце 70-х годов за рубежом заметно возрос интерес к оборудованию, обеспечивающему отделение от массива и дробление порций породы с погрузкой разрушенной горной массы в транспортные средства. В результате исследовательских и опытно-конструкторских работ, проведенных рядом машиностроительных фирм США, Германии и Австрии, были разработаны и изготовлены промышленные образцы фрезерных комбайнов различных типов для открытых горных работ [6].

Технология разработки с использованием фрезерных комбайнов формирует целый комплекс предпосылок для достижения экономической эффективности открытых работ, что обосновывается следующими факторами:

- возможность управления параметрами обрабатываемых уступов в изменяющейся горнотехнической обстановке, поскольку при послойно-полосовой технологии разработки высота уступа не зависит от параметров фрезерной машины типа «surface miner»(SM);

- возможность безвзрывной экскавации горного массива, представленного весьма крепкими породами, что позволяет сократить эксплуатационные издержки, обусловленные необходимостью проведения буровзрывных работ при использовании традиционной выемочно-погрузочной техники, и минимизировать вредное воздействие на окружающую среду;

- отказ от проведения буровзрывных работ в совокупности с широкими технологическими возможностями машин типа SM при селективной выемке сложноструктурных и маломощных пластов полезного ископаемого создает необходимые предпосылки для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого, что повышает товарные свойства добываемого сырья;

- сопряженная работа машин типа SM и перегружателей непрерывного действия различной модификации создает условия для формирования технологических схем с полной конвейеризацией транспорта, что особенно важно для повышения эффективности функционирования глубоких карьеров с большими грузопотоками горной массы.

В настоящее время подобная техника производится только зарубежными фирмами на машиностроительных заводах в Германии, США, Англии, Австрии, Японии, Швеции. Компонировочные схемы фрезерных комбайнов типа SM предусматривают несколько вариантов расположения исполнительного органа (рис. 55): на раме по центру (модели KSM компании «Krupp»), а также на стреле (опытный образец модели VASM компании «Voest-Alpine»). Наибольшую эффективность показали фрезерные комбайны непрерывного действия с центральным и передним расположением рабочего органа, обеспечивающие послойное фрезерование пород прочностью до 150МПа.

Кроме рабочего органа обязательными конструктивными узлами комбайна являются гусеничное шасси, опорная рама, привод, кабина, перегружатель, разгрузочный конвейер, электро- и гидро-системы.

Комбайны с передним расположением исполнительного органа. Такое конструктивное решение обеспечивает технологическое преимущество перед комбайнами с центральным исполнительным органом (рис. 55, а). Забоям для машин с передним расположением исполнительного органа является торец уступа, а горный массив разрабатывается слоями при продольном перемещении комбайна. Такие комбайны относятся к широкозахватным машинам послойного фрезерования, а их главным отличием является конструкция исполнительного органа роторного (фирма KRUPP) или барабанного (фирма MAN TAKRAF) типа с резцами.

Процесс выемки пород осуществляется за счет вращения широкозахватного рабочего органа и непрерывного горизонтального перемещения всей машины. Транспортирование в пределах машины и

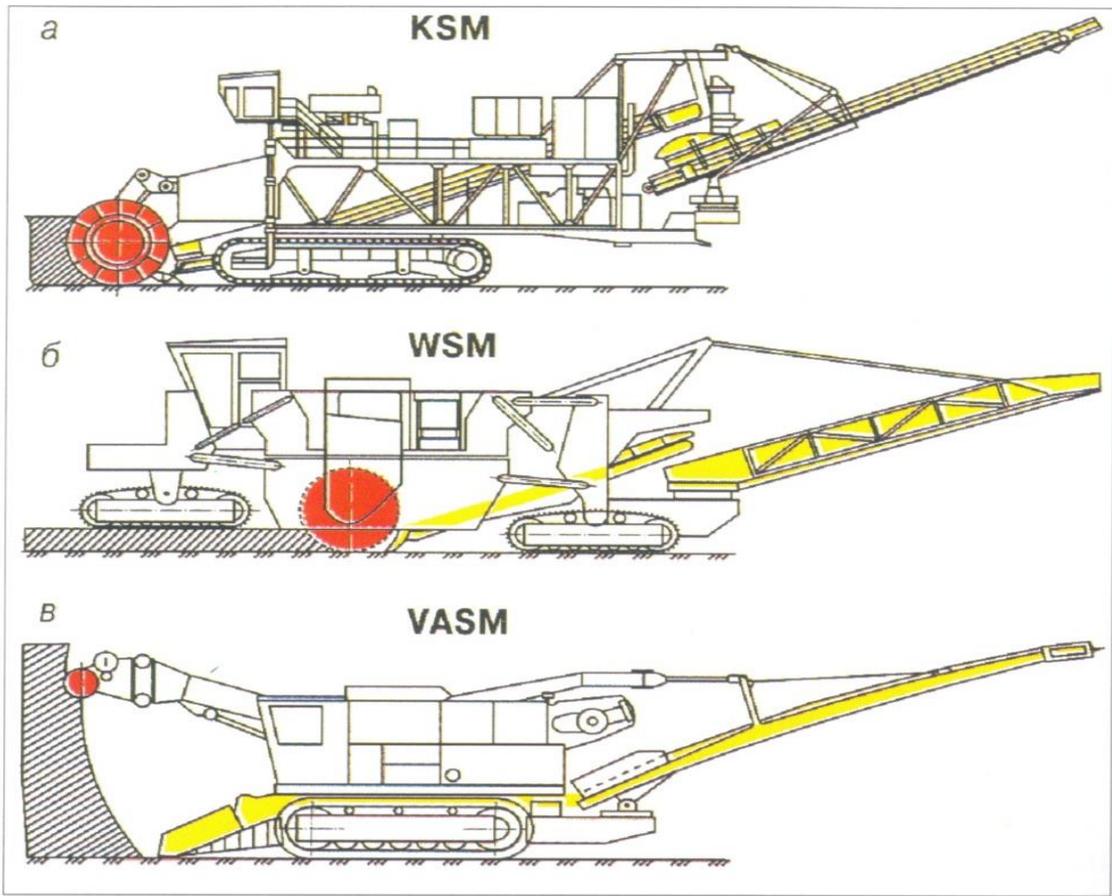


Рис. 1. Основные конструктивные схемы машин

Рис. 55 . Основные конструктивные схемы машин послойного фрезерования:

- а, б – с передним и центральным расположением исполнительного органа;
- в – с исполнительным органом, расположенным на стреле.

погрузка в средства транспорта извлеченной горной массы осуществляется ленточными конвейерами и совмещается во времени с процессом экскавации. По характеру работы машины этого типа относятся к машинам непрерывного действия. Рабочий орган машин закреплен непосредственно на раме машины. Отсутствие традиционной для роторных экскаваторов поворотной платформы с роторной стрелой позволяет существенно снизить влияние усилий копания на конструктивные элементы машины, уменьшить ее габариты и массу, расширить диапазон разрабатываемых горных пород по крепости.

Как правило, такая техника обеспечивает возможность отработки горного массива средней крепости (до $\sigma_{сж} = 80 \div 100$) без предварительной буровзрывной подготовки. Конструктивно-технологические особенности фрезерных машин определяют послойную отработку уступов по высоте и полосовую отработку в каждом выемочном блоке.

Кроме того, без снижения производительности эти комбайны обеспечивают селективную разработку пластов мощностью свыше 0,5 м с выходом относительно мелких фракций, что создает условия для эффективного транспортирования горной массы конвейером. В зависимости от свойств разрабатываемых пород производительность комбайнов может достигать 1400 м³/час.

Комбайны с центральным расположением исполнительного органа. В комбайнах данного типа (рис. 55, б) рабочий орган закреплен в центральной нижней части опорной рамы между передними и задними гусеницами (осями колес). Такое расположение обеспечивает большую устойчивость комбайна при работе и расширяет область применения машин типа SM по крепости пород. Аналогом этих комбайнов являются так называемые дорожные фрезеры-машины для строительства и реконструкции дорожного полотна.

Комбайн типа GSM («continuous surface miner») – это компактный мобильный агрегат с небольшой глубиной фрезерования, реализующий технологические процессы механического отделения породы от массива методом резания, дробления и погрузки горной массы. Комбайны типа GSM выпускают такие известные машиностроительные компании, как «Wirtgen Group» (Германия), «HURON Manufacturing Corporation» (США), а также еще ряд других фирм. На мировом рынке фрезерных комбайнов с центральным расположением рабочего органа наиболее популярны машины WIRTGEN.

При работе комбайна типа GSM забоем является поверхность верхней площадки уступа. В отличие от роторных одноковшовых экскаваторов,

которые при выемке блоков работают почти стационарно, комбайн послойного фрезерования представляет собой мобильное устройство с относительно высокой скоростью передвижения. Эти машины рационально применять на любых относительно больших по площади месторождениях. При небольшой площади отработки производительность комбайна снижается из-за потерь времени на маневровые операции (разворот и перемещение к следующей заходке). В процессе перемещения фрезы вверх по слою силы сопротивления горной породы резанию, противодействуя фрезерному барабану, направлены вниз, в результате чего резцы прижимаются к разрабатываемой породе.

При этом обеспечивается эффективная отбойка, но образуется большое количество породной мелочи. В мягких породах фреза может перемещаться сверху вниз, однако производительность при этом снижается. Усилия противодействия в данном случае направлены вверх, поэтому комбайн должен иметь массу, достаточную для внедрения фрезы в породу.

В качестве транспортных средств, работающих в комплексе с комбайнами типа GSM, наиболее часто используются автосамосвалы и углевозы, реже – конвейеры в сочетании с передвижными бункерами или межступными перегружателями. применяется также технология отгрузки породы в штабели с последующей погрузкой экскаваторами или колесными погрузчиками в транспортные средства.

Вышеперечисленные модели относятся к первому поколению комбайнов WIRTGEN. В настоящее время разработаны новые концепции машин и освоен типоразмерный ряд фрезерных комбайнов, включающий четыре модели: 2200SM, 250SM, 3700SM и 4200SM. компания выпускает также одну модель шахтного фрезерного комбайна 2600SF, которая применяется на калийных рудниках Германии для профилирования транспортных коммуникаций (изготовлено 14 таких комбайнов). Современная идеология компании «WIRTGEN Group» - повышение единичной мощности и надежности машин.

Машины приспособлены в основном к обработке сложноструктурных залежей горизонтального и слабонаклонного залегания при относительно небольшой мощности отдельных пластов и породных прослоев (карьер на месторождении фосфоритов Ташкура). Их целесообразно использовать в сочетании с автотранспортом.

Комбайны с исполнительным органом на стреле. Конструктивное исполнение машин «Крупп Фордертехник» (тип KSM, рис.55, в), отличающееся консольным расположением рабочего органа и двухгусеничным ходовым оборудованием, более универсально, хорошо приспособляется к различным горнотехническим условиям и наиболее эффективно может применяться для производства вскрышных работ при относительно больших объемах горных работ, обладая также возможностью селективной разработки слоистых залежей.

Послойно-полосовой способ обработки уступов при применении машин фрезерного типа может осуществляться либо перемещением непосредственно за машиной автосамосвала, либо введением в состав горнотранспортного оборудования дополнительного звена (перегрузателя), осуществляющего связь между непрерывно перемещающимся комбайном и, например, ленточным конвейером.

Основные технические данные выпускаемых и перспективных машин типа SM приведены в табл. 27.

По сравнению с роторными и одноковшовыми экскаваторами фрезерные комбайны обеспечивают ряд преимуществ при разработке месторождений:

- снижение капитальных затрат за счет снижения металлоемкости оборудования;
- сокращение времени, парка оборудования и обслуживающего персонала за счет совмещения процессов фрезерования и погрузки;
- исключение буровзрывных работ;

Техническая характеристика машин типа «surface miner»

Показатели	Машины фирмы «Виртген»				Машина Германо-Российского производства	Машины фирмы «Круп Фордертехник»	
	2600S М	3000SM	3500SM	4200S М	КСМ-2000К	КСМ-2000	КСМ-4000
Теоретическая производительность в разрыхленной горной массе, м ³ /ч	560	1000	1500	2100	2000	2000	4000
Расчетная техническая производительность в плотной массе, м ³ /ч *)	390	720	1050	1500	1400	1400	2800
Ширина захвата (полосы), м	2,6	3,0	3,5	4,2	6,0	5,6	7,1
Диаметр рабочего органа, м	0,95	1,27	1,40	2,1	4,5	3,55	3,85
Наибольшая высота обрабатываемого слоя, м	0,25	0,40	0,47	0,60	3,00	2,50	2,75
Мощность привода рабочего органа, кВт	280	280	450	550	1100	370	740
Удельная энерговооруженность, кВт ч/м ³	0,72	0,39	0,43	0,37	0,79	0,26	0,26
Скорость движения при расчетной производительности, м/мин	10,0	10,0	10,0	10,0	1,3	1,7	2,4
Масса машины, т	65	600	129	155	400	190	380

Примечание: *) при удельном сопротивлении пород копанию $K_F = 1,0$ МПа.

- возможность селективной разработки, позволяющей существенно снизить разубоживание полезного ископаемого, что особенно актуально при разработке месторождений полезных ископаемых с прослойками пустых пород (бурые и каменные угли, фосфаты);

- возможность транспортирования полезного ископаемого конвейерами, так как максимальный размер кусков не превышает 300 мм;

- обрабатываемый забой имеет чистую и ровную поверхность, что позволяет сразу, без дополнительной подготовки, использовать

пневмоколесные машины и, кроме того, уменьшить износ и вероятность порезов шин самосвалов;

- снижение износа и повреждений кузовов самосвалов за счет загрузки дробленого мелкокусовых пород.

К недостаткам фрезерных комбайнов типа SM можно отнести: относительно высокие рабочие скорости из-за небольшой толщины срезаемого слоя, что затрудняет работу транспортного оборудования (например, автосамосвалов); большую продолжительность маневренных операций при разворотах конце рабочих заходок; трудность отработки угловых зон рабочих уступов без привлечения вспомогательного оборудования; зависимость ширины выемки от радиуса поворота комбайна.

Технологические схемы работы фрезерных комбайнов приведены на рис.56.

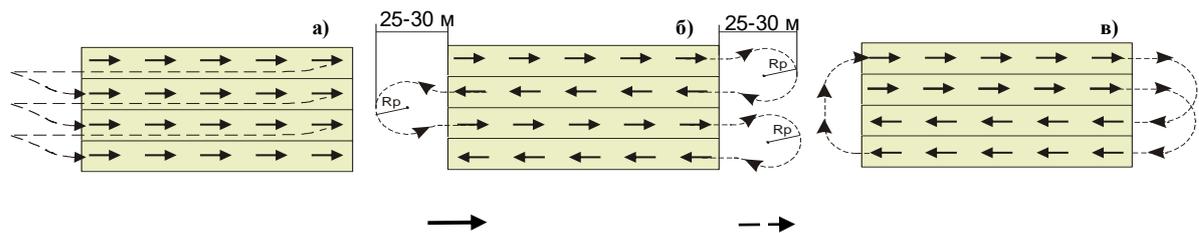


Рис. 56. Челночная (а) и петлевая схемы работы с последовательной (б) или переменной (в) установкой фрезерногокомбайна на новую заходку:
направление фрезерования; холостой пробег; R_p – конструктивный радиус разворота комбайна

При использовании комбайнов типа SM погрузка дробленых пород может осуществляться (рис.57):

- непосредственно в самосвалы через собственную конвейерную систему;
- непосредственно на конвейеры через собственную конвейерную систему;
- путем укладки в штабель.

Порода из штабеля отгружается фронтальными погрузчиками по мере необходимости.

Степень износа резцов, производительность комбайна, расход дизельного топлива зависят от свойств разрабатываемых пород. Основными параметрами, влияющими на эксплуатационные показатели комбайна, является прочность пород на одноосное сжатие, которой определяется область его эффективной работы (рис. 58) [6], которая находится в диапазоне прочности пород на сжатие $\sigma_{сж} = 20\div 80$ МПа [7]. Известны случаи их использования на породах с $\sigma_{сж} = 140$ МПа, однако производительность комбайнов при этом значительно снижается.

а)



б)



Рис. 57. Схемы погрузки пород при работе фрезерных комбайнов в автосамосвалы (а) и путем формирования штабеля из валков (б).

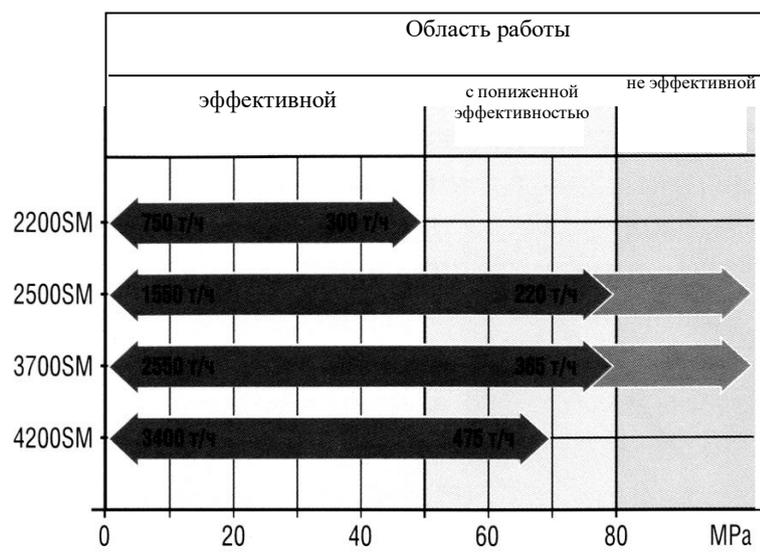


Рис. 58. Диапазон эффективного применения комбайнов типа SM в зависимости от прочности пород на одноосное сжатие

Областью применения технологических потоков с комбайнами типа SM можно условно считать породы с пределом прочности на сжатие до 50 МПа для 2100 SM; до 70 МПа – для 2600SM; до 100 МПа – для 3000SM и 3500SM; до 140 МПа – для 4200SM. Исследованиями [8, 9] установлено, что фрезерные комбайны эффективны для разработки пород с $\sigma_{сж} < 80$ МПа при производительности до 2300 м³/ч.

Технико-технологические показатели работы комбайнов при разработке зернистых фосфоритов в карьере Ташкура приведены в табл.28.

Таблица 28

Технико-технологические параметры применяемых комбайнов

Параметры	Ед.изм.	MTS-250	Wirtgen-2100
Эксплуатационная производительность:			
Часовая	т/ч	240	112
Сменная	т/смену	2400	1120
Суточная	т/сутки	4800	2240
Среднемесячная	т/месяц	120000	56000
Годовая	т/год	1320000	616000
Мощность фрезеруемого слоя	м	0,1 – 0,65	0,1 – 0,25
Скорость фрезерования при мощности слоя:			
0,1м	м/мин	11,9	27
0,25м	м/мин	4 - 5	7 - 10
0,65м	м/мин	1,83	-
Расход топлива	л/маш.ч	115	41
Расход смазочных материалов	л/месяц	890	238

Расход резцов	шт/т	0,004	0,003
Ресурс конвейерных лент	мото/час	12000	5800
Применяемые самосвалы в комплексе с комбайном		САТ – 777, БелАЗ-7548, БелАЗ – 7540.	МоАЗ-74051, БелАЗ – 7540.
Время погрузки в БелАЗ-7540	мин	6-7	16 - 18
Время погрузки в САТ - 777	мин	12-14	-
Режим работы комбайнов		2-х сменный (продолжительность смены 11,2 ч.)	
Угол поворота разгрузочной консоли от оси комбайна	град	100	36
Длина разгрузочной консоли	м	10,5	6,6
Габариты:			
длина	м	26,0	15,5
ширина	м	5,7	2,6
высота	м	6,0	4,0
Радиус разворота	м	7,8	5

Для определения эксплуатационной производительности машины фрезерного типа может быть использована методика определения производительности многоковшовых экскаваторов. При этом для определения коэффициента забоя $k_{заб}$ за расчетный цикл работы машины следует принимать отработку одной полосы по всему фронту работы, переход от одной полосы к другой (заезд машины на площадку разворота, врезка в новую полосу или время холостого хода).

Контрольные вопросы:

1. Что такое фрезерные машины непрерывного действия? В чем их недостатки и преимущества?
2. Какие конструктивные схемы фрезерных машин знаете?
3. Объясните принцип работы в забоях комбайнов с передним и центральным расположением исполнительного органа. В чем их отличия?
4. Назовите технологические схемы работы фрезерных комбайнов.
5. Назовите способы отгрузки дробленых пород при работе комбайнов типа SM.

3.6. Одноковшовые погрузчики

3.6.1. Конструктивные и технологические особенности

Одноковшовый погрузчик представляет собой мобильную и маневренную погрузочно–транспортную машину на колесном ходу, оборудованную навесным рабочим органом – ковшом, шарнирно–закрепленным на конце стрелы и разгружающимся вперед (отсюда название "фронтальный" погрузчик [7]).

Колесные фронтальные карьерные погрузчики изготавливаются в Беларуси (МПА "Амкорд"), США (фирмы "Катерпиллер", "Кларк Эквипмент", "Интернейшнл Харвестер", "Ле–Турно", "Паккар–Дарт" и др.), Японии (фирма "Комацу", "Кавасаки"), Италии (фирма "Фиат-Аллис") и других странах.

Кинематические и конструктивные схемы рабочих органов погрузчиков принципиально отличаются от схем рабочих органов экскаваторов типа "прямая лопата" тем, что:

- имеют достаточно высокое напорное усилие при горизонтальном внедрении ковша, развиваемое за счет сцепного веса погрузчика;
- оснащению погрузчика поворотным ковшом совковой формы;
- обеспечивают рациональную траекторию движения рабочего органа и эффективность процесса черпания разрыхленных горных пород;
- обладают высокой маневренностью из-за наличия колесного хода.

В результате обеспечивается возможность создания мощных колесных погрузчиков, масса которых в 5-8 раз меньше по сравнению с одноковшовыми экскаваторами, имеющими одинаковую емкость ковша. В связи с этим современные карьерные погрузчики успешно конкурируют с карьерными экскаваторами с ковшом вместимостью до 12 м³, что также обусловлено следующими преимуществами колесных погрузчиков:

- высокой скоростью передвижения, что дает возможность одному погрузчику обслуживать несколько забоев (горизонтов) одного или нескольких близко расположенных карьеров;

- небольшими габаритами и большой маневренностью, позволяющими использовать погрузчик в стесненных условиях;
- незначительной зависимостью производительности погрузчика от высоты забоя, что создает благоприятные условия для применения их при разработке невысоких развалов взорванных горных пород и уступов;
- универсальностью применения в связи с возможностью качественной зачистки подошвы забоя, подъездных автодорог, уборки негабаритов.

В практике открытых горных работ преобладающее распространение получили наиболее простые по конструкции и надежные в работе неповоротные большегрузные колесные фронтальные карьерные погрузчики с передней разгрузкой ковша. Базовые машины погрузчиков komponуются, как правило, на двухсекционной шарнирно-сочлененной раме с четырьмя ведущими колесами.

Использование в зарубежной практике бескамерных шин низкого давления (245–451 кПа) обеспечивает снижение массы погрузчиков, повышение надежности и долговечности ходовой части, особенно при работе с грунтами повышенной влажности и с большим содержанием мелкой абразивной крошки, повышение рабочих и транспортных скоростей движения погрузчиков.

Несмотря на рост грузоподъемности и мощности фронтальных погрузчиков (табл. 29, 30), они практически не утрачивают своих маневровых и мобильных качеств.

Современные карьерные погрузчики предназначены для работы в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью до 170 т. Помимо моделей со стандартной стрелой выпускаются погрузчики с удлиненной стрелой, обеспечивающей возможность нормальной работы с автосамосвалами грузоподъемностью 154–350 т. При этом при увеличении высоты разгрузки ковша в автосамосвал на 18,4–27,4% номинальная грузоподъемность погрузчика снижается соответственно на 20-30%.

Карьерные погрузчики могут также работать в погрузочно-транспортном режиме, когда набранная в ковш горная массы перевозится погрузчиком к месту разгрузки на расстояние до 150÷200 м.

Таблица 29

Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в Беларуси и Японии

Показатели	МПА "АМКОРД" Беларусь		"КОМАЦУ" Япония			
	ТО-27-2	ТО-21-1	WA-500-1	WA-600-1	WA-700-1*	WA-800-2*
Номинальная грузоподъемность	7,3	15,0	6,6	8,9	14,0	17,1
Вместимость основного ковша с "шапкой", м ³	4,3	9,3	4,0	5,4	8,5	10,5
Вместимость ковша геометрическая, м ³	3,65	7,65	-	-	-	6,7-8
Диапазон сменных ковшей, м ³	-	-	4,0-4,4	5,7-11,0	8,5-9,2	6,7-10,5
Ширина режущей кромки ковша, мм	3150	4170	-	-	-	5040
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3900	4200	3275	3775	4380	5715
Мощность двигателя, кВт	246	404,5	217,0	309,0	478,0	588,0
Наибольшее усилие черпания, кН	240	402,5	264,8	445,8	516,9	676,8
Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч:						
при движении вперед	5,3; 11; 21,3	5,3; 11; 21,3	8,6; 15,1; 34,2	8,3; 14,6; 32,9	7,5; 13,3; 30,0	7,0; 12,3; 27,8
при движении назад	7; 13,4; 23,5	7; 13,4; 23,5	8,6; 15,1; 34,2	8,3; 14,6; 32,9	7,5; 13,3; 30,0	7,1; 12,3;20, 5
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм;						
длина	-	12380	-	-	-	13885
высота	-	5010	3895	4255	4790	5005
ширина	-	4170	-	-	-	5040
Наименьший радиус поворота, м	7,5	9,8	7,18	8,21	9,59	10,99
Масса погрузчика, т	27,0	74,0	27,54	40,77	65,93	89,60
*Применяются в карьерах стран СНГ.						

Таблица 30.

Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в США

Показатели	"Катерпиллер"		
	988	988В	992С
Номинальная грузоподъемность, т	8,2	9,6	15,1
Вместимость основного ковша с "шапкой", м ³	4,6	5,0	9,2
Вместимость ковша геометрическая, м ³	-	4,2	8,3
Диапазон сменных ковшей, м ³	-	5,0-6,3	9,2-10,4
Ширина режущей кромки ковша, мм	3270	3645	$\frac{4750-4786}{4750}$
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3250	4180	$\frac{4170-4484}{5111}$
Мощность двигателя, кВт:	239,0	280	515
Наибольшее усилие черпания ковша, кН	175,4	$\frac{333-462}{371-461}$	645,3
Наибольшая скорость машины соответственно на I-IV передачах, км/ч			
при движении вперед	6,4; 14,5; 35,6	6,4; 14,5;20,4;36,2	6,9; 12,1; 20,9
при движении назад	6,4; 14,5; 35,6	7,4; 13,2; 23,3; 41,4	7,5; 13,3; 22,7
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:			
длина	8534	$\frac{10021-10729}{10478-11126}$	13570
высота (по кабине)	3700	7323-7391	5483
ширина	3213	3553	4495
Наименьший радиус поворота, м	7,85	7,87	$\frac{9,74}{10,8}$
Масса погрузчика эксплуатационная, т	30,8	$\frac{42,4-43,4}{42,9-43,5}$	$\frac{88,4}{91,4}$

Все большегрузные погрузчики в последние 20 лет выпускаются с гидравлическим приводом управления погрузочным оборудованием и оборудуются гидромеханической либо дизель-электрической трансмиссией.

3.6.2. Определение производительности карьерных погрузчиков

Основным критерием оценки эффективности погрузчиков является их производительность, определяемая геометрической вместимостью ковша, коэффициентом его наполнения, продолжительностью рабочего цикла, коэффициентом разрыхления горной породы в ковше погрузчика, видами выполняемых работ и транспорта.

Фронтальные погрузчики могут использоваться в качестве погрузочного или погрузочно-транспортного оборудования.

Производительность погрузчиков при использовании их в качестве погрузочно-транспортного оборудования зависит от расстояния перемещения горной массы и типа покрытия откаточных дорог.

Производительность фронтальных погрузчиков при работе в качестве погрузочного оборудования определяется следующим образом.

1. Продолжительность рабочего цикла ($t_{ц}$) фронтального погрузчика может быть также определена по эмпирической формуле:

$$t_{ц} = 87,8 - 10,65 \cdot Q_{фрп} + 0,52 \cdot Q_{фрп}^2, с \quad (46)$$

где $Q_{фрп}$ – грузоподъемность погрузчика, т.

Определяется техническая производительность ($Q_{ч}$) фронтального погрузчика при работе в погрузочном режиме:

$$Q_{чм} = \frac{3600 \cdot E_{кп} \cdot k_{н}}{t_{ц} \cdot k_{р}}, М^3/ч \quad (47)$$

или

$$Q_{чт} = \frac{3600 \cdot E_{кп} \cdot k_{н} \cdot \gamma}{t_{ц} \cdot k_{р}}, Т/ч \quad (48)$$

где: $E_{кп}$ – вместимость ковша погрузчика, м³ (табл. 30);

$k_{н}$ – коэффициент наполнения ковша (для песка $k_{н}=0,9-1,2$, для щебня, известняка, глины и гравия $k_{н}=1,0-1,2$, для взорванной скальной породы $k_{н}=0,7-1,0$), доли ед.;

2. Определяется сменная эксплуатационная производительность погрузчика ($Q_{см}$) при работе в погрузочном режиме:

$$Q_{смм} = Q_{чм} \cdot T_{см} \cdot k_{и} \cdot k_{мр} \cdot k_{мех}, М^3/смена \quad (49)$$

или

$$Q_{смт} = Q_{чт} \cdot T_{см} \cdot k_{и} \cdot k_{мр} \cdot k_{мех}, Т/смена \quad (50)$$

где: $T_{см}$ - продолжительность смены, ч;

$k_{и}$ - коэффициент использования рабочего времени погрузчика в смену ($k_{и} = 0,75 \div 0,85$);

$k_{мп}$ - коэффициент укомплектованности автосамосвалами, $k_{мп} = 0,5 \div 1,0$ (в среднем $k_{мп} = 0,75$);

$k_{тех}$ - коэффициент технологической готовности забоя, $k_{тех} = 0,80 \div 0,88$ (в среднем $k_{тех} = 0,84$).

$Q_{см\text{м}}$, $Q_{см\text{т}}$ - сменная эксплуатационная производительность погрузчика в объемном ($\text{м}^3/\text{ч}$) и весовом ($\text{т}/\text{ч}$) выражении.

Сменная эксплуатационная производительность погрузчика ($Q_{см}$) при работе в погрузочном режиме может быть также определена через количество погруженных автосамосвалов:

$$Q_{см} = \frac{3600 \cdot T_{см} \cdot k_{и} \cdot k_{мп} \cdot k_{тех} \cdot G_{ам}}{\frac{G_{ам} \cdot k_{зрп} \cdot k_p}{E_{кп} \cdot \gamma \cdot k_{и}} t_u + t_m}, \text{ т/смена} \quad (51)$$

где $G_{ам}$ – грузоподъемность автосамосвала, т;

$k_{зрп}$ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $k_{зрп} = 0,87-0,95$;

t_m – время установки автосамосвала под погрузку, $t_m = 60-120$ с.

Сменная эксплуатационная производительность погрузчиков в объемном выражении при работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования (рис. 3.6.2) определяется с учетом качества подготовки разрыхленной породы, расстояний транспортирования и скоростей движения груженого и порожнего погрузчиков:

$$Q_{э.лр.} = \frac{3600 G_{см} k_{и} E_{кп} \cdot k_{нт}}{[t_{уз} + 3,6 \left(\frac{L_{зрп}}{v_{зрп}} + \frac{L_{ноо}}{v_{ноо}} \right) + t_p] k_p}, \text{ м}^3/\text{смена} \quad (52)$$

где $L_{зр}$, L_n - расстояние движения, соответственно, груженого и порожнего погрузчика от забоя к месту разгрузки, м;

$k_{нт}$ - коэффициент наполнения ковша при работе в погрузочно-транспортном режиме, $k_{нт} = 0,7 \div 0,9$ (в среднем 0,8), доли ед.;

$t_{цз}$ - продолжительность цикла загрузки ковша с учетом маневров погрузчика в забое, $t_{цз} = 12-20$ с;

t_p - продолжительность разгрузки ковша погрузчика, $t_p = 3-4$ с.

$v_{зр}$ и $v_{нор}$ - скорости движения, соответственно, груженого и порожнего погрузчика, м/с.

Основные пути повышения производительности фронтальных погрузчиков:

1. Взрывное или механическое рыхления горных пород должно

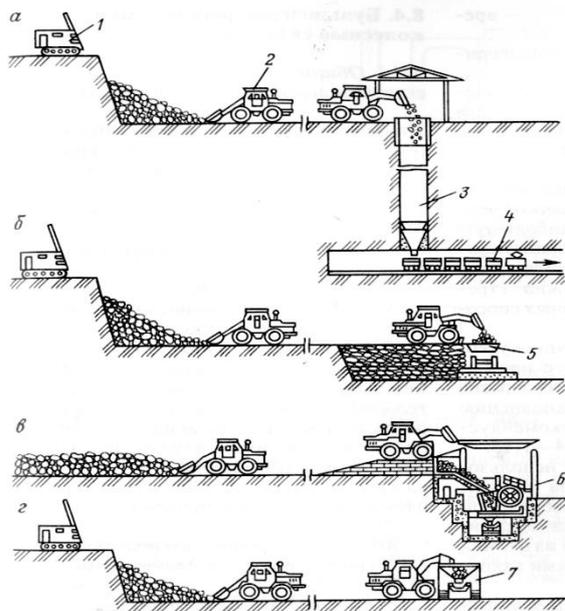


Рис. 59. Технологические схемы работы погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для доставки их к рудоспуску (а), перегрузочной площадке (б), стационарной дробилке (в), передвижной дробилке (г): 1-буровой станок; 2-погрузчик; 3-рудоспуск; 4-ж/дорожный состав; 5-дмпкар; 6 - стационарная и 7 - передвижная дробильная установка.

обеспечивать получение их коэффициентом разрыхления в свободной насыпке в пределах $k_p = 1,27 \div 1,40$.

2. Выбранный способ черпания должен обеспечивать наибольшую глубину внедрения $l_{вн}$ ковша в разрабатываемую горную породу, которая при выемочно-погрузочных работах из забоя должна стремиться к $l_{вн} = 0,65$, а при всех остальных способах - к $l_{вн} = 0,95$ от ширины ковша.

3. При черпании средне- и крупнокусковой взорванной горной породы с плотностью свыше $\gamma \geq 2,6-2,7$

t/m^3 рациональная величина наполнению ковша составляет $k_n = 1,14 \div 1,15$. При этом стремиться к наполнению ковша с "шапкой" нецелесообразно.

4. Технологические схемы с использованием карьерных погрузчиков должны предусматривать разработку взорванной породы поперечными заходками, рыхлой (мягкой) горной породы из целика – продольными или поперечными заходками.

5. При высоте забоя до 11–12 м ширина зоны черпания (ширина заходки) погрузчика должна составлять не менее 12–14 м, а при высоте забоя более 11–12 м ширину заходов следует уменьшить до 6–8 м.

6. При совместной работе крупных карьерных экскаваторов и погрузчиков последние предпочтительнее применять при отработке поперечными забоями первой заходки с высотой развала до 6–8 м.

7. При использовании погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования с разгрузкой ковша на уровне транспортного положения они должны оснащаться ковшами увеличенной вместимости. Такое решение объясняется тем, что в этом случае не требуется поднимать ковш для разгрузки, поэтому грузоподъемность погрузчиков может быть увеличена на 20÷40 %.

Пример 3.6.1.

Определить эксплуатационную производительность погрузчика WA-500-1 при работе в качестве погрузочного средства в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 45 т на погрузке скальных разрушенных пород плотностью в массиве $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$.

Решение.

Сначала определим техническую производительность погрузчика. Для решения воспользуемся формулой (48). Недостающие исходные данные определим следующим образом. Вместимость ковша погрузчика WA-500-1 находим по табл. 30 - $E_{\text{кп}} = 4,0 \text{ м}^3$. Принимаем коэффициент наполнения ковша для взорванной скальной породой $k_n = 0,85$; коэффициент разрыхления породы в ковше для взорванной скальной породы $k_p = 1,45$, продолжительность смены $T_{\text{см}} = 11,4 \text{ ч.}$, коэффициент использования времени смены $k_{\text{и}} = 0,8$.

Продолжительность рабочего цикла (t_u) фронтального погрузчика определяем по эмпирической формуле (46), приняв по табл. 30 грузоподъемность погрузчика $Q_{фрн} = 6,6$ т:

$$t_u = 87,8 - 10,6 \cdot 6,6 + 0,52 \cdot 6,6^2 = 39,7 \text{ с}$$

Тогда после подстановки полученных значений в формулу (48) получаем значение технической производительности фронтального погрузчика WA-500-1:

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 \cdot 4,0 \cdot 0,85 \cdot 2,5}{39,7 \cdot 1,45} = 528 \text{ т/ч.}$$

Сменную эксплуатационную производительность погрузчика в весовом выражении ($Q_{\text{снт}}$) определим подстановкой известных значений в формулу (50), приняв значение коэффициента укомплектованности автосамосвалами $k_{\text{мп}} = 0,75$, а коэффициента технологической готовности забоя $k_{\text{тех}} = 0,84$:

$$Q_{\text{снт}} = 528 \cdot 11,4 \cdot 0,8 \cdot 0,75 \cdot 0,84 = 3034, \text{ т/смена}$$

Пример 3.6.2

Определить сменную эксплуатационную производительность погрузчика WA-500-1 в весовом выражении через количество погруженных автосамосвалов грузоподъемностью $G_{\text{ам}} = 45$ т. Породы - скальные разрушенные, плотность в массиве $\gamma = 2,5$ т/м³.

Решение.

Для решения воспользуемся формулой (51). Вместимость ковша погрузчика WA-500-1 находим по табл. 3.6.3 - $E_{\text{кп}} = 4,0$ м³. Принимаем коэффициент наполнения ковша для взорванной скальной породой $k_{\text{н}} = 0,85$; коэффициент разрыхления породы в ковше для взорванной скальной породы $k_{\text{р}} = 1,45$; продолжительность смены $T_{\text{см}} = 11,4$ ч.; коэффициент использования времени смены $k_{\text{и}} = 0,8$; коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $k_{\text{зрн}} = 0,95$; время установки автосамосвала под погрузку, $t_{\text{м}} = 80$ с. Продолжительность цикла загрузки одного ковша примем из задачи 3.10 $t_u = 39,7$ с.

После подстановки известных значений в формулу (51) получаем:

$$Q_{\text{см}} = \frac{3600 \cdot 11,4 \cdot 0,8 \cdot 0,75 \cdot 0,84 \cdot 45}{\frac{45 \cdot 0,95 \cdot 1,45}{4,0 \cdot 2,5 \cdot 0,85} 39,7 + 80} = 2508 \text{ т/смена.}$$

Пример 3.6.3.

Определить сменную эксплуатационную производительность фронтального погрузчика WA-500-1 в объемном выражении при работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования на перемещении разрыхленной породы. Расстояние транспортирования в грузовом и порожнем направлении $L_{\text{зр}} = L_n = 200$ м.

Решение.

Для решения воспользуемся формулой (52). Вместимость ковша погрузчика WA-500-1 находим по табл. 30 - $E_{\text{кп}} = 4,0 \text{ м}^3$. Принимаем коэффициент наполнения ковша для взорванной скальной породой при работе в погрузочно-транспортном режиме $k_{\text{нт}} = 0,85$; коэффициент разрыхления породы в ковше для взорванной скальной породы $k_p = 1,45$; продолжительность смены $T_{\text{см}} = 11,4$ ч.; коэффициент использования времени смены $k_{\text{и}} = 0,8$; продолжительность цикла загрузки ковша с учетом маневров погрузчика в забое $t_{\text{цз}} = 12$ с.; продолжительность разгрузки ковша $t_p = 4$ с.; скорости движения груженого и порожнего погрузчика $v_{\text{зр}} = v_{\text{пор}} = 15,1 \text{ км/ч}$
 $= \frac{15,1}{3600} = 4,2 \text{ м/с.}$

Тогда после подстановки известных значений в формулу (52) получаем:

$$Q_{\text{э.лр.}} = \frac{3600 \cdot 11,4 \cdot 0,8 \cdot 4,0 \cdot 0,85}{[12 + 3,6 \cdot (\frac{200}{4,2} + \frac{200}{4,2}) + 4] \cdot 1,45} = 215 \text{ м}^3/\text{смена.}$$

3.7.2 Бульдозеры

Бульдозеры предназначены для послойного копания грунтов и их одновременного перемещения волоком по поверхности земли к месту

складирования. Бульдозеры используются для засыпки траншей и котлованов, сооружения насыпей, планирования земляных поверхностей и т. п. Их применяют также для перемещения горной массы на отвалах, сооружения дорог, подачи горной массы к перерабатывающим агрегатам, вскрышных работ и в качестве толкачей скреперов.

По трудности разработки бульдозерами грунты подразделяются на I, II, III группы. Работоспособность бульдозера определяется проходимостью базового трактора по грунтовым поверхностям с развитием необходимого для работы отвала тягового усилия (рис. 62).

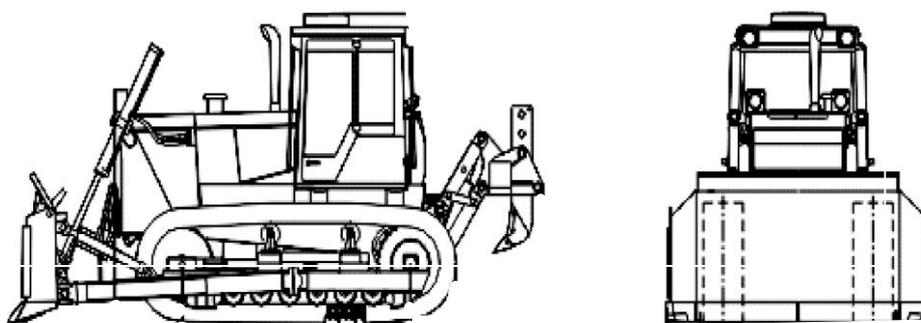


Рис. 62 Общий вид бульдозера

Бульдозеры применяются при дальностях перемещения грунта 10-70 м и более при благоприятных условиях (попутных уклонах путей перемещения, легких грунтах, отсутствии значительных потерь грунта на сторону).

Классификация бульдозеров. По устройству рабочего органа различают бульдозеры: с неповоротным отвалом, у которых отвал установлен в плане перпендикулярно к оси движения трактора; с поворотным отвалом, который может устанавливаться в плане под углом в обе стороны к оси движения трактора. У обоих типов бульдозеров может быть предусмотрено устройство для двустороннего бокового наклона отвала в вертикальной плоскости.

По типу ходовой части базовой машины различают бульдозеры гусеничные и колесные, по типу механизма управления отвалом – бульдозеры

с гидравлическим и канатным управлением. Преимущественное применение в карьерах получили гусеничные бульдозеры с гидравлическим управлением.

Бульдозер с неповоротным отвалом на базе гусеничного трактора состоит из отвала, оснащенного режущими ножами, толкающих брусьев и раскосов. Отвал выполнен коробчатой сварной конструкции. Толкающие коробчатые брусья шарнирами соединены с отвалом балками гусеничных тележек трактора. Раскосы соединяют верхние углы отвала с проушинами толкающих брусьев. Посредством двух гидроцилиндров отвал поднимают в транспортное и опускают в рабочее положение. Угол между задней стороной отвала и поверхностью резания должен составлять около 20° .

По мощности базового тягача бульдозеры подразделяются на сверхмощные (более 300 л. с.), мощные (150-300 л. с.), средние (100-150 л. с.) и легкие (20-80 л. с.) [4-10]. Техническая характеристика бульдозеров приведена в табл. 34, 35, 36 и 37.

Таблица 34

**Техническая характеристика гусеничных бульдозеров
(производство СНГ)**

Показатели	Тип бульдозеров			
	Д-312	Д-315	Д-290	Д-385
Ширина отвала, мм	2000	3500	4540	5750
Высота отвала, мм	550	800	1250	1400
Угол установки ножа в плане, град.	90	90	62 и 90	-
Максимальное заглубление отвала, мм	600	170	1000	-
Длина с трактором	4920	5090	6885	-
Ширина	2000	3500	4590	-
Масса с трактором, кг	2420	2327	2800	-
Тип трактора	Беларусь	ДТ-55	Т-140	ДЭТ-250

Таблица 35

**Техническая характеристика бульдозеров с поворотным отвалом
(производство СНГ)**

Показатели	ДЗ-	ДЗ-104	Д-492А	ДЗ-109	ДЗ-	ДЗ-	ДЗ-60
Базовый	ДТ-	Т4АП1	Т-	Т-	Т-170	Т-130	Т-330
Мощность	59	96	80	118	125	118	244
Тяговый	30	40(60)	(100)		(100)		(250)
Отвал, мм:							
длина	3500	3280	3940	4120	4120		4860
высота	800	1000	815	1140	1140	1000	1300
Масса, т	9,1	10,0	14,0	16,6	16,5	17,2	29,2

Таблица 36

Техническая характеристика колесных бульдозеров (производство СНГ)

Показатели	ДЗ-37	ДЗ-102	ДЗ-133	ДЗ-160	ДЗ-48	ДЗ-113
Базовый трактор	МТЗ-50; МТЗ-52	МТЗ-80;	МТЗ-82	МТЗ-82;	К-702	Опытный тягач
Мощность двигателя, кВт	40	55		55	147	412-450
Тяговый класс, кН	14			14	50(100)	(250)
Отвал, мм:						
длина	2000		2100	2100	3200	4980
высота	600	650	650	650	1100	1750
Масса, т	3,6	3,3	4,4	4,0	14,5	59,3

Таблица 37

**Техническая характеристика гусеничных бульдозеров фирмы
"Катерпиллер" (США)**

Показатели	D8L	D9N	D10N	DUN
Мощность двигателя,	265	299	415	609
Скорость движения (вперед/назад) , км/ч:				
1 -я передача	3,9/4,8		4,0/5,0	3,9/4,7

2-я передача	6,8/8,4	6,9/8,5	7,1/8,9	6,8/8,2
3-я передача	11,9/14,8	12,1/14,9	12,5/15,6	11,6/14,1
Отвал:				
длина, м	4,17	4,32/4,66	4,86/5,26	5,6/6,4
высота, м	1,77	1,81	2,05	2,31
вместимость, м ³	11,0	11,9/14,4	17,2/20,9	25,6/32,4
заглубление, м	0,61	0,62	0,67	0,77
Масса, т	47,9	53,9	74,4	120,6

Процесс выемки пород бульдозерами. Бульдозер – гусеничный или колесный тягач, оборудован лемехом. Как и колесный скрепер, он может производить выемку, перемещение и складирование породы слоями.

Колесные бульдозеры оснащены шинами низкого давления (1,5-1,75 кгс/см²) диаметром до 2 м, что обеспечивает высокую проходимость и скорость передвижения (до 30км/ч). Их применение целесообразно при большой разбросанности участков работ с малыми объемами. Недостатки колесных бульдозеров: недостаточное сцепление вследствие малой площади опоры, быстрый износ покрышек на скальных породах и небольшой преодолеваемый подъем.

Лемех бульдозера может быть неповоротным (чаще всего) и поворотным. Управление лемехом у гусеничных бульдозеров канатное или гидравлическое.

Забоями бульдозера, как и колесного скрепера, могут являться площадка, продольный и торцовый откосы уступа или развала. Целесообразны наклонные забои с перемещением породы под уклон.

Цикл работы бульдозера состоит из зарезки горизонтального или наклонного слоя выемки, набора призмы волочения, перемещения призмы волочения и разгрузки породы, возвращения к началу заходки.

3.7.4 Шнеко-буровые машины

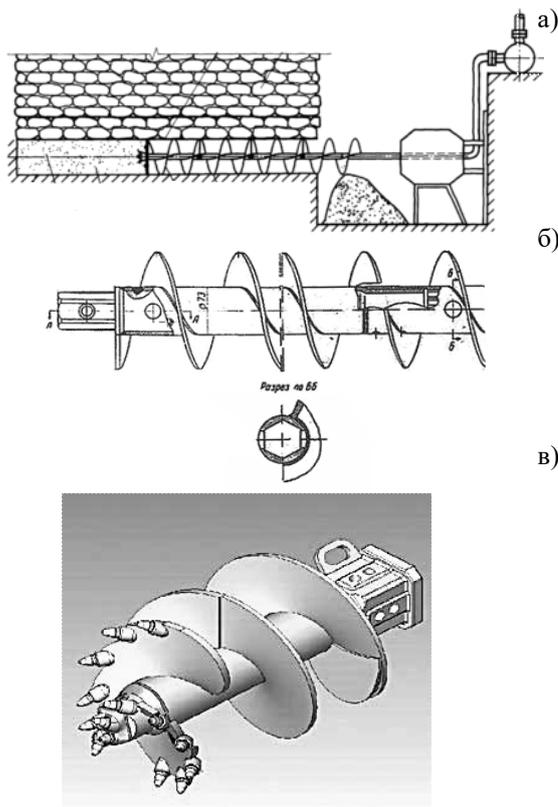


Рис. 63. Внешний вид шнекобуровой машины (а), шнекового бурового става (б) и буровой коронки (в)

Шнеко-буровая машина представляет собой агрегат вращательного бурения, предназначенный для извлечения полезного ископаемого из тонких пластов горизонтального или слабонаклонного залегания.

Шнеко-буровая машина может быть самоходной или передвигаться бульдозером. Она состоит из рамы, укрепленной на вертикальных гидравлических домкратах, каретки с двигателем и передачей, шнековых секций и буровых коронок, лебедок для наращивания и демонтажа

шнековых секций и перегрузочного конвейера. Перегрузочный конвейер может быть смонтирован на установке или иметь собственный ход. По способу соединения рабочего (выемочного) органа с рабочим оборудованием различают машины с жесткой и гибкой связью рис. (63).

Исполнительным органом шнекобуровой машины является цилиндрическая буровая коронка с резцами, расположенными по кромке цилиндра. В центре коронки находится забурник и рыхлитель керна. Буровая коронка жестко соединяется со шнеком, предназначенным для транспортирования полезного ископаемого из скважины. Шнекобуровая машина может бурить скважины с углами наклона к горизонту до 30° .

Шнекобуровая машина может использоваться также для отдельной выемки из пластов с породными прослойками. Например, технология шнекобуровой преспективна для отработки месторождения зернистых фосфоритов Джерой-Сардара, где она может выступить в качестве

альтернативы собственно открытому способу добычи. Месторождение представлено двумя пологопадающими ($3-5^0$) пластами средней мощностью 0,6-0,8 м каждый. Первый пласт перекрыт суглинками, известковыми глинами и мергелями общей мощностью от 5 до 50 м. Пласты разделены глинами и мергелями мощностью 10-15 м. В кровле и почве обоих пластов залегают мергели ($\sigma_{сж} = 20-45$ МПа), что обеспечивает благоприятные условия работы шнекобурового снаряда [11].

Принципиальная схема применения шнекобуровой выемки на месторождениях зернистых фосфоритов приведена на (рис. 64.) [11]. Ее сущность заключается в том, что на определенном расстоянии друг от друга проводят разрезные траншеи, которыми последовательно вскрываются 1-й и 2-й пласты. Также последовательно руда из этих пластов выбуривается шнекобуровой машиной с образованием скважин эллипсообразной формы и оставлением между ними рудных целиков. По предварительным оценкам в рассматриваемых условиях расстояние между разрезными траншеями может превысить 200 м. После окончания добычных работ разрезные траншеи засыпаются извлеченной из них горной массой с восстановлением первоначального рельефа местности и почвенного покрова.

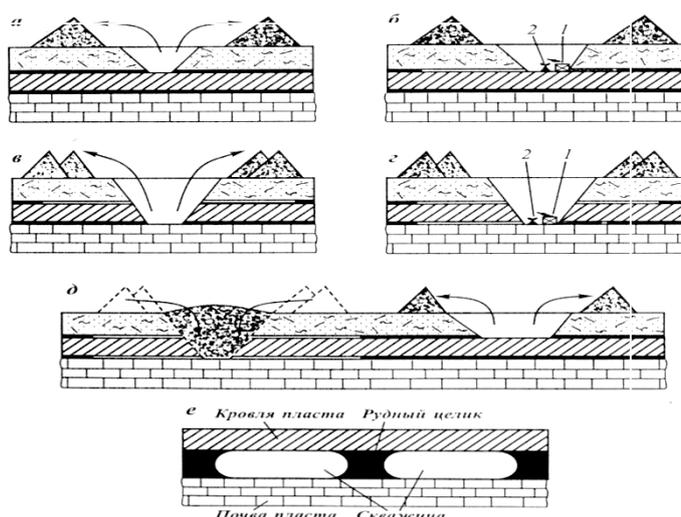


Рис. 64. Принципиальная схема применения шнекобуровой выемки на месторождении зернистых фосфоритов:

1 – шнековая машина; 2 – автосамосвал

Контрольные вопросы

1. Какое ходовое устройство и основной рабочий орган у погрузчика?
2. В чем отличия и недостатки погрузчиков?
3. Назовите основные технологические схемы работы фронтальных погрузчиков?
4. Назовите основной критерий оценки эффективности работы погрузчика?
5. Объясните сущность процесса выемки пород колесными скреперами?
6. Из каких конструктивных элементов состоит колесный скрепер?
7. Перечислите достоинства и недостатки колесных скреперов?
8. Для чего предназначен бульдозер?
9. Объясните сущность процесса выемки пород бульдозера?
10. Из каких технологических операций состоит цикл работы скрепера? Бульдозера? В чем отличие?
11. Для чего предназначена шнеко-буровая машина?
12. Объясните сущность применения шнекобуровой выемки на месторождении зернистых фосфоритов Джерой-Сардара.

Литература к главе 3

7. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах». Ташкент: ФАН, 1999 г. – 276 с
8. Н.А. Кулешов, Ю.И. Анистратов. Технология открытых горных работ. Москва 1968г.
9. Бибики И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. методологическая оценка эксплуатационных возможностей экскаваторов в зависимости от технологических параметров взорванной горной массы. Горный вестник Узбекистана №2 2008. 32-35с.
10. Горная промышленность №4.2008. К.Н. Трубецкой и др. Кранлайн: актуальная задача. Создание нового типа экскаватора для разработки месторождений высокими уступами по транспортной системе. 40-49с.
11. Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Методические рекомендации по разработке паспортов на процессы горного производства. Навоий: НавГГИ, 2007.- 70 с.
12. Мировая горная промышленность 2004-2005. Москва НТЦ «Горное дело» 2005. 375с.
13. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. Справочник. Открытые горные работы. – М.: Горное бюро, 1994.
14. Ю.И. Анистратов. Технологические процессы открытых горных работ. М. Недра, 1995.
15. Ю.И. Анистратов. Оценка эффективности буровзрывных технологий разработки крепких горных пород на карьерах. // Горный журнал. 1997. №10
16. Ржевский В.В. Технология, механизация и автоматизация процессов открытых разработок. М.»Недра» 1966.
17. В.Н. Сытенков. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. Москва 2003г

ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

4.1. Общие сведения

Перемещение карьерных грузов осуществляется с помощью карьерного транспорта, представляющего собой комплекс устройств и сооружений, объединяющий основное (подвижной состав) и вспомогательное оборудование, транспортные коммуникации, средства управления работой, устройства для технического обслуживания и ремонта. Такой комплекс обеспечивает перемещение горной массы в карьерах.

Пунктами погрузки в карьерах (разрезах) служат экскаваторные забои или промежуточные склады, а пунктами разгрузки для вскрышных пород – отвалы, а для полезного ископаемого – постоянные и временные склады, приемные бункера дробильных перегрузочных пунктов комплексов ЦПТ или обогатительных фабрик. В случае, когда полезное ископаемое из карьера направляется отдаленным потребителям, работа карьерного транспорта завершается передачей груза на магистральный транспорт. Для этого сооружаются специальные перегрузочные пункты. Карьерный транспорт имеет ряд особенностей, отличающих его от транспорта общего назначения:

- пункты погрузки и разгрузки постоянно меняют свое положение, следуя за фронтом горных работ, что требует периодического перемещения транспортных коммуникаций и оборудования;

- транспортные коммуникации в карьере, как правило, имеют большой уклон;

- для высокопроизводительного использования экскавационного (погрузочного) и транспортного оборудования необходимо взаимное согласование параметров.

Вид карьерного транспорта определяется в первую очередь средствами перемещения горной массы. Каждому виду транспорта соответствуют определенное оборудование, коммуникации и организация работы. Выбор вида транспорта производится на основе технико-экономических расчетов применительно к конкретным горнотехническим условиям с учетом большого числа разнообразных факторов: условий залегания пласта и рудного тела; производственной мощности карьера; характеристики транспортируемого груза, глубины карьера, расстояния транспортирования и т.д. Видом карьерного транспорта определяются схемы вскрытия месторождения и параметры системы разработки.

Основное распространение в карьерах получили железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт, применяемые как самостоятельно, так и комбинации друг с другом. По прогнозу эти виды транспорта останутся основными на обозримое будущее. Другие виды транспорта получили меньшее распространение, хотя в определенных условиях они могут быть наиболее эффективными.

4.2 Транспортирование горной массы железнодорожным транспортом

4.2.1 Общие сведения

Железнодорожный транспорт применяется в карьерах с большим годовым грузооборотом (25 млн. тонн и более) при значительной длине транспортирования (4 км и более). К основным достоинствам железнодорожного транспорта следует отнести небольшой расход энергии, возможность обеспечения практически любого грузооборота при любом расстоянии перевозок, возможность применения автоматизированной системы управления (АСУ), надежность работы в различных климатических и горно-геологических условиях при относительно небольших затратах на перевозку. По сравнению с другими видами карьерного транспорта железнодорожный требует наибольших радиусов кривых (100 - 120 метров), значительной протяженности фронта работ (500 - 600 метров) и допускает минимальные подъемы пути (40 - 60 ‰). Эти условия обеспечиваются при больших размерах карьера в плане. При железнодорожном транспорте относительно велики объемы горно-капитальных работ, капитальные затраты, затраты на содержание транспортных коммуникаций и их эксплуатацию. Основными условиями эффективного формирования экскаваторно-железнодорожных комплексов при использовании экскаваторов механических лопат на погрузке горной массы и железнодорожных составов при ее транспортировании является количественная и качественная взаимоувязка погрузочного, транспортного и отвального оборудования в грузопотоках.

4.2.2 Характеристика подвижного состава и рельсового пути железнодорожного транспорта

Подвижной состав. Подвижной состав железнодорожного транспорта в карьерах включает вагоны и локомотивы

Для перевозки полезного ископаемого широко используются *карьерные вагоны* типа "гондола" грузоподъемностью 60 – 90 тонн и, частично, типа «хоппер», грузоподъемностью 60 тонн. У вагонов типа "гондола" дно составлено из отдельных щитов, вращающихся на шарнирах у хребтовой балки. Опущенные щиты образуют наклонные плоскости, по которым груз высыпается на обе стороны от оси пути. Вагон типа "хоппер" имеет наклонные торцовые стенки и разгружается через люки, расположенные ниже рамы вагона. Груз сыпается между рельсами или на сторону.

Для перевозки вскрышных пород и полезного ископаемого применяются саморазгружающиеся вагоны - думпкары грузоподъемностью до 180 т с односторонней или двухсторонней разгрузкой.

По условиям прочности и загрузки вместимость думпкара должна быть в 4-6 раз больше емкости ковша экскаватора. Масса отдельных кусков не должна превышать 3-3,5 т при высоте разгрузки от дна вагона $h_p = 2 \dots 2,5$ м и 5-6 т при $h_p \leq 0,5$ м.

Для перевозки полезных ископаемых из карьера на расстояние более 20-25 км используют вагоны грузоподъемностью 63, 94 и 123 т. При меньших расстояниях для перевозки угля экономичнее применять специализированные вагоны-самосвалы грузоподъемностью 90-140 т при вместимости до 142 м³.

Карьерные вагоны характеризуются такими параметрами как грузоподъемность, вместимость кузова, коэффициент тары, нагрузка на ось, нагрузка на 1 метр пути (табл. 38).

Грузоподъемность – максимальный вес груза, который может быть погружен в вагон по условию его прочности.

Вместимость - объем кузова вагона. При погрузке «с верхом» объем перевозимой насыпной горной массы может на 20-25% превышать объем кузова вагона.

Характеристика карьерных вагонов

Показатели	Модели думпкаров						
	6BC-60 (модель 31-638)	7BC-60 (модели 31-656,31- 661)	BC- 85	2BC- 105	BC-145 (модель 34-667)	BC-145 (модель 34-669)	2BC- 180
Грузоподъёмность, т	60	60	85	105	145	145	180
Масса вагона, т	27	28	35	48,5	78	74,5	68
Вместимость кузова, м ³	30	32	38	50	68	50	58
<i>Число осей</i>	4	4	4	6	8	8	8
Нагрузка на рельсы от оси, кН	212,7	214,9	294	256	273,17	272,6	304
Длина по осям автосцепок, м	11,83	11,83	12,17	14,9	17,63	17,63	17,58
Ширина, м	3,21	3,204	3,52	3,75	3,5	3,38	3,46
Высота, м	2,867	2,99	3,236	3,241	3,635	3,49	3,285
Коэффициент тары	0,45	0,468	0,41	0,46	0,538	0,537	0,38
Число разгрузочных цилиндров	4	4	4	4	8	8	8

Степень использования грузоподъёмности вагона и его вместимости зависит от плотности перевозимой породы. Масса (т) перевозимой породы в вагоне определяется по формуле

$$q_{гр} = E_v \gamma_n k_{заг}, \quad (53)$$

где: E_v - вместимость вагона, м³;

γ_n – насыпная плотность породы в вагоне, т/м³;

$k_{заг}$ - коэффициент загрузки вагона, доли ед.

$$\gamma_n = \frac{\gamma_u}{k_p} \quad (54)$$

где: γ_u - плотность породы в целике, т/м³;

k_p - коэффициент разрыхления породы в вагоне, доли ед.

При недогрузке вагона $k_{заг} < 1$, при погрузке «с верхом» $k_{заг} > 1$. Так как масса породы в вагоне не должна превышать его грузоподъемности $q_в$, то коэффициент загрузки вагона определяется по формуле

$$k_{заг} = \frac{q_в}{E_в \gamma_n} \quad (55)$$

При $\gamma_n > q_в/E_в$ вместимость вагона используется частично и величина $k_{заг} < 1$. При $\gamma_n < q_в/E_в$ вагон может грузиться с верхом ($k_{заг} \leq 1,25$).

Коэффициент тары вагона

$$k_m = \frac{q_m}{q_в} \quad (56)$$

где q_m - масса вагона, т.

Масса тары зависит от типа вагона и способа его разгрузки. Наибольшую массу имеют думпкары (за счет опрокидного устройства), наименьшую глухие гондолы. В равных условиях с уменьшением коэффициента тары возрастает экономичность перевозок. У карьерных вагонов k_m изменяется от 0,28 - 0,3 до 0,5 - 0,7. Сумма полезной и собственной массы вагона составляет его общую массу. Часть общего веса вагона (тара и полезный вес), приходящаяся на каждую ось, характеризует нагрузку на ось и определяет требования, предъявляемые к верхнему строению пути. Суммарная грузоподъемность вагонов одного поезда составляет его полезную массу.

Допустимая нагрузка на ось, определяемая конструкцией и прочностью верхнего строения пути, обычно составляет 260 - 300 кН. С увеличением грузоподъемности вагонов число осей повышается с четырех до шести-восьми. Нагрузка на 1 м пути равна отношению общего веса вагона к его длине. Она характеризует возможность проезда по искусственным сооружениям (мосты, путепроводы и др.). **Локомотивы.** В качестве локомотивов на карьерах применяются электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты. Достоинствами электровозов являются относительно высокий КПД, равный 14-16%, высокая скорость движения на руководящем подъеме, способность преодоления подъемов до 40 %, постоянная готовность к работе,

простое обслуживание и надёжная работа в суровых климатических условиях. Наибольшее применение получили контактные электровозы, работающие на постоянном токе напряжением 1500 и 3000. В (табл. 39). Недостатками электровозов являются зависимость от источника энергии и значительные затраты на строительство контактной сети и тяговой подстанции.

Таблица 39

Характеристика электровозов для карьеров

Параметры	Электровозы постоянного тока				Электровозы переменного тока
	EL-2	EL-1	21E	26EM	Д-94
Сцепной вес, кН	1000	1500	1500	1800	940
Осевая формула	2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀			
Напряжение сети, В	1500	1500	1500	1500	10000
Мощность (при часовом режиме), кВт	1350	2020	1510	2480	1650
Тяговое усилие (при часовом режиме), кН	160	242	198	317	200
Скорость движения, км/ч	30	30	28	28,7	30
Нагрузка на ось, кН	250	250	250	300	235
Минимальный радиус кривой, м	50	60	60	60	75
Высота (с опущенным пантографом), мм	4660	4660	4800	4960	5250
Длина, мм	13820	21320	20960	21470	16400

Наличие контактной сети на забойных путях усложняет организацию взрывных и выемочно-погрузочных работ. Устройство, содержание и передвижка забойных и отвальных железнодорожных путей у контактной сетью сложнее по сравнению с путями бесконтактной сети. Основным элементом контактной сети является контактный провод. В качестве контактного провода используется медный провод сечением 65,85 и 100 мм². Для подвески контактного провода применяются деревянные, металлические и железобетонные опоры для исключения контактной сети на передвижных путях электровозы оборудуются дизель-генераторным агрегатом, который используется при движении по передвижным путям. Такие локомотивы называются дизель - электровозами.

Тепловозы имеют дизельный двигатель внутреннего сгорания, что обеспечивает его автономность и исключает необходимость контактной сети,

стоимость которой составляет 12-15% общей стоимости железнодорожного транспорта. Тепловозы обладают высоким КПД, равным 24-26%, и способны преодолевать значительные подъемы. Большинство современных тепловозов имеют электрическую трансмиссию. От главного генератора электроэнергия поступает к тяговым двигателям постоянного тока, установленным непосредственно на полуосях тепловоза. Применяемые в карьерах тепловозы предназначены для работы на путях МПС и не отвечают специфическим особенностям работы карьерного транспорта, поскольку резко снижают скорость при движении на подъем. К недостаткам тепловозов относится также сложность их ремонта.

Тяговые агрегаты представляют собой сочетание электровоза управления, секции автономного питания (дизельная секция) и несколько моторных думпкаров.

Электровозы и тепловозы характеризуются мощностью, силой тяги, расчетной и сцепной массой, расположением и назначением осей, давлением на ось и проходимостью по кривым. Мощность локомотивов N_l (кВт) может быть выражена через индикаторную силу тяги F (кН) и скорость движения v (км/ч).

$$N_l = \frac{Fv\eta}{3,7} \quad (57)$$

где η - КПД передачи от двигателя к ведущим колесам.

Сцепной вес локомотива $P_{сц}$ и сцепная масса его $M_{сц}$ - часть веса (массы), приходящаяся на движущие оси. В электровозах и мотовозах обычно все оси являются движущими, а общий (расчетный) вес и масса локомотива P_p и M_p - это и есть его сцепной вес (масса) для электровозов и мотовозов

$$P_p = P_{сц}, \quad (58) \text{ или}$$

$$M_p = M_{сц}, \quad (59)$$

Сцепная сила тяги $F_{сц}$ - внешняя сила, затрачиваемая в основном на преодоление сопротивления движения и уменьшающаяся с увеличением

скорости. При небольших скоростях движения, характерных для карьерного транспорта, сила тяги ограничивается сцепной силой тяги (Н):

$$F_k \geq F_{cy} = 1000 \psi P_{cy} \quad (60)$$

где F_k и F_{cy} – касательная и сцепная сила тяги;

P_{cy} – сцепная масса, т;

ψ – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами, при движении $\psi_{об} = 0,18-0,26$, а при трогании с места $\psi_{тр} = 0,24-0,34$

Наличие моторных думпкаров в составе тягового агрегата позволяет значительно увеличить сцепной вес и полезную массу поезда (в 2-2,5 раза по сравнению с электровозами) или руководящий подъем (до 60 промилле). Наличие же дизельной секции в составе тягового агрегата обеспечивает возможность исключения контактной сети на передвижных путях.

Тепловозы (в основном с электрической трансмиссией) имеют высокий КПД, автономность питания, небольшой расход условного топлива и не требуют строительства контактной сети и сопутствующих сооружений. Основные их недостатки – недопустимость перегрузки двигателей внутреннего сгорания, малая величина преодолеваемых подъемов (до 30%), относительно быстрый износ дизелей, узлов и деталей, сложность ремонта. Область рационального использования магистральных тепловозов сцепной массой 150-180 т ограничивается карьерами с грузооборотом до 25 млн. т/год и глубиной до 100 м, а тепловозов сцепной массой до 70 т – карьерами с грузооборотами до 5 млн. т/год.

Тенденции развития промышленности свидетельствуют об увеличении единичной мощности применяемого на карьерах оборудования. Увеличение сцепного веса локомотивов влечет за собой повышение полезной массы поезда до 1200 – 1500 тонн. При использовании мощных экскаваторов уменьшается их общее количество в карьере, упрощаются схемы путевого развития на уступах и руднике в целом.

Наибольшее распространение получила в настоящее время тупиковая схема с расположением обменного пункта за пределами фронта работ. Она обеспечивает минимальные объемы путепереукладочных работ, низкие затраты на содержание пути, простую организацию движения поездов на уступе. Недостатком схемы является низкий коэффициент обеспечения забоя порожняком. Особенно он снижается при большой протяженности фронта работ.

Рельсовые пути. По условиям эксплуатации рельсовые карьерные пути делятся на стационарные, сохраняющие свое положение постоянно или в течение длительного времени (пути на поверхности, транспортных бермах и в капитальных траншеях), и временные пути, периодически перемещаемые (на уступах и отвалах).

Главным параметром рельсового пути является ширина колеи. На средних и крупных карьерах принята стандартная колея шириной 1520 мм (рис. 65). На карьерах с небольшим грузооборотом применяют узкую колею шириной 750 мм, иногда 900 и 1000 мм. Линия, положение которой в пространстве определяет план и профиль оси земельного полотна, называется трассой пути. Горизонтальная проекция трассы является планом пути, вертикальная – его продольным профилем.

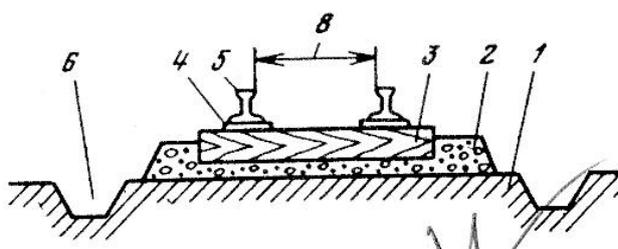


Рис. 65. Схема строения железнодорожного пути

1 – земляное полотно; 2 – балласт; 3 – шпала; 4 – подкладка; 5 – рельс;
6 – водоотводная канава; B – ширина колеи

Рельсовый (железнодорожный) путь (рис.65) состоит из верхнего и нижнего строений. Нижнее строение представляет собой земляное полотно с водоотливными и искусственными (мост) сооружениями. Верхнее строение

пути состоит из балласта, шпал, рельсов со скреплениями. Балласт необходим для равномерного распределения давления и смягчения ударов от подвижного состава на земляное полотно и защиты его от промерзания, отвода поверхностных вод. Шпалы служат для крепления к ним рельсов и передачи давления от подвижного состава на балласт. Применяются железобетонные, металлические и деревянные шпалы. Стандартная длина шпал 270 см. Рельсы служат для направления колес подвижного состава и передачи давления на шпалы. Применяемые на карьерах типы рельсов отличаются между собой массой 1 м. Применяют рельсы типов: Р-18, Р-22, Р-34, Р-50 и др. (соответственно 18, 22, 34 и 50 кг). Тип рельсов выбирается в зависимости от нагрузки на ось подвижного состава, назначения пути и интенсивности движения. Стандартная длина рельса 12,5 и 25 м.

Путь в плане состоит из прямых и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Минимальный радиус закругления R зависит от типа подвижного состава и ширины колеи. Нормальными для всех карьерных путей считаются радиусы не менее 200 м для колеи шириной 1520 мм и 100 м для колеи шириной 750 мм. На временных путях допускаются радиусы кривых 120-150 м.

Продольный профиль пути состоит из наклонных и горизонтальных участков. Величина подъема уклона пути i , выражается в виде десятичной дроби или в промиллях (числом тысячных единиц тангенса угла подъема, т.е. $i = 1000 \operatorname{tg}\alpha, ‰$).

Максимальный затяжной подъем пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью, называется руководящим подъемом i_p . Экономически эффективная величина руководящего подъема для железнодорожного

электрифицированного транспорта при однократной тяге не превышает 40 и 60‰ соответственно с использованием электровозов и тяговых агрегатов.

Величина уклона пути i_p , зависит, прежде всего, от величины сцепного веса локомотива, полезной массы поезда [1, 2]:

$$i_p = \frac{F_{сц}}{k_{\omega}(P_p + nq_{\epsilon}k_{\epsilon})}, \text{ ‰} \quad (61)$$

где i_p - руководящий уклон, ‰;

$F_{сц}$ - сцепная сила тяги, т;

P_p - вес локомотива, т;

n - количество вагонов в составе, штук;

q_{ϵ} - грузоподъемность вагона, т;

k_{ϵ} - коэффициент общей массы вагона $K_B = 1 + k_m$;

k_{ω} - коэффициент, учитывающий основное сопротивление движению, $k_{\omega} \approx 1,1 \dots 1,2$.

Пример.

Рассчитать технологическую величину руководящего подъема железнодорожного пути для следующих условий:

- количество вагонов $n = 10$;
- тип вагонов 6ВС-60 ($q_{\epsilon} = 60$ т, $q_m = 27$ т);
- локомотив ЕЛ-1 ($P_p = 150$ т);

Решение:

1. Значение технологической величины руководящего подъема железнодорожного транспорта (i_p) зависит, прежде всего от величины сцепной силы тяги локомотива, общей массы вагонов и определяется по формуле (61).

2. Величину сцепной силы тяги локомотива определяем по формуле (58) принимая во внимание выражение и $\psi = 0,26$, получаем:

$$F_{сц} = 1000 \cdot 0,26 \cdot 150 = 39000 \text{ т};$$

3. Коэффициент общей массы вагона рассчитывается, используя формулу (56):

$$k_e = 1 + \frac{q_m}{q_e} = 1 + \frac{27}{60} = 1,45$$

4. Примем $k_{\omega} = 1,2$;

5. Подставляя все известные величины в формулу (61), получим:

$$i_p = \frac{39000}{1,2(150 + 10 \cdot 60 \cdot 1,45)} = 31,9, \text{ ‰}$$

4.2.3. Схема развития путей и организация обменных операций на уступах

На карьерах протяженность железнодорожной путей достигает многих десятков, а иногда и сотен километров. Так, на железорудном карьере Южного горно-обогатительного комбината она составляет около 300 км, на карьере Кальмакыр - 150 км.

Различают следующие виды карьерных железнодорожных путей (рис. 66)

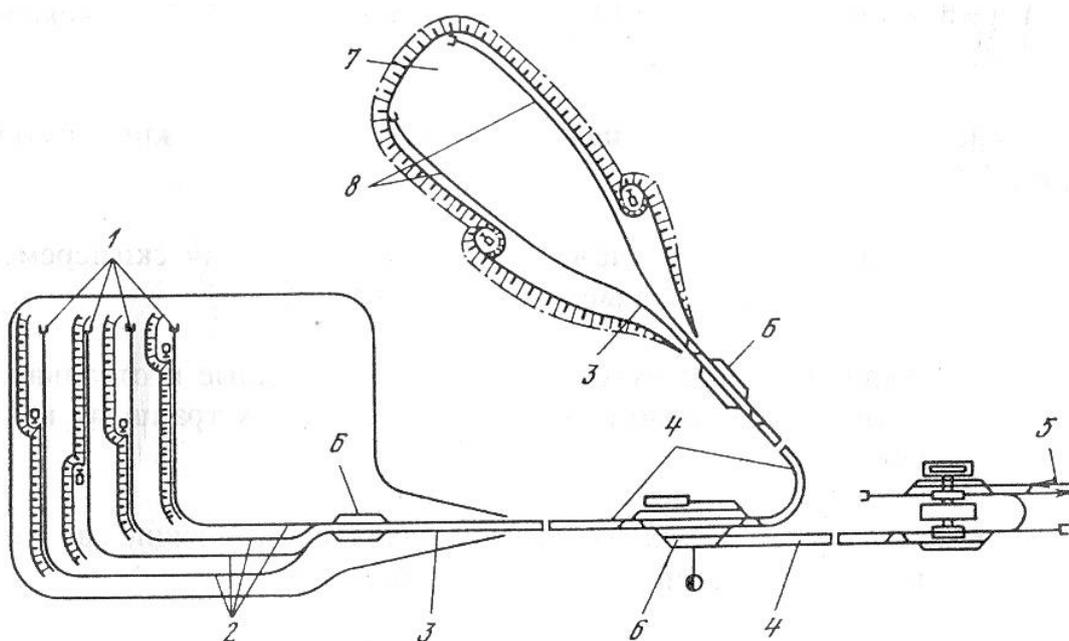


Рис. 66. Схемы развития железнодорожных путей в карьере:

1- временные забойные пути; 2- соединительные пути; 3- пути капитальных траншей и съездов; 4- поверхностные пути; 5- магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС; 6- раздельный пункт; 7- отвал; 8- временные отвальные пути.

- забойные и отвальные временные пути, периодически перемещаемые по мере подвигания фронта работ;
- соединительные пути, связывающие забойные и отвальные пути с постоянными путями в капитальных траншеях и на поверхности;
- пути капитальных траншей и съездов, связывающие рабочие горизонты карьера с путями на поверхности;
- поверхностные пути (откаточные, хозяйственные и др.);
- магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС.

Разделительными пунктами железнодорожный путь делится на отдельные участки (перегоны), что обеспечивает необходимую безопасность движения поездов и увеличивает пропускную способность пути. В зависимости от назначения и сложности путевого развития разделительные пункты подразделяются на посты, разъезды и станции.

Пост - разделительный пункт, не имеющий путевого развития и предназначения для регулирования на прилегающем перегоне движения поездов путем их остановки или пропуска. Согласно правилам безопасности на перегоне может находиться только один поезд. Разделение перегонов большой длины постами на более короткие обеспечивает возможность одновременного движения нескольких поездов, что ведет увеличению пропускной способности пути. Обычно посты располагаются на подходах к карьере или отвалу, а также в пунктах примыкания забойных путей к стационарным. При автоблокировке посты заменяются проходными автоматическими светофорами.

Разъезд - разделительный пункт на однопутной железнодорожной линии. Он имеет путевое развитие и предназначен для скрещения (встречи), обгона и

обмена поездов. Располагается он в непосредственной близости от карьера или отвала с целью быстрого обмена поездов. При значительной длине перегона разъезды устраиваются и для увеличения пропускной способности. В простейшем случае разъезд, кроме главного пути, имеет один приемно-отправочный путь.

- Станция - разделительный пункт, имеющий сложное путевое развитие и предназначенный для обгона, скрещения, приема и отправления поездов, маневровой работы, технического осмотра и мелкого ремонта, экипировки локомотивов, формирования и расформирования поездов. На станциях располагаются диспетчерские посты, где осуществляется управление движением поездов от забоев до мест разгрузки. В зависимости от условий разрабатываемого месторождения на карьере возможно сооружение нескольких станций (2-3 и более). В этом случае станции обычно специализируются либо по характеру грузов (порода или полезное ископаемое), либо по назначению (станции для приема и отправления груженых и порожних поездов).

- Эффективное использование горного и транспортного оборудования в определенной степени зависит от схемы развития путей и организации обменных операций на уступах. Эксплуатационная производительность экскаваторов в значительной степени определяется коэффициентом их использования во времени. При наличии неизбежных технологических простоев экскаватора, связанных с обменом груженого состава на порожний, максимально возможное значение коэффициента использования экскаватора во времени ограничивается определенным соотношением продолжительности погрузки t_n и продолжительности обмена $t_{об}$ состава. Соотношение продолжительности погрузки и продолжительности обмена состава характеризуется коэффициентом обеспечения забоя порожними составами, который определяется по формуле:

$$\eta_0 = \frac{t_n}{t_n + t_{об}} \quad (62)$$

- Продолжительность погрузки определяется по формуле

$$t_n = \frac{M_n}{Q_{э.тех.}}, \quad (63)$$

где: M_n – полезная масса поезда, т;

$Q_{э.тех}$ – техническая производительность экскаватора, т/ч.

- Продолжительность обмена состава в основном зависит от скорости движения поезда, протяженности фронта работ на уступе и схемы развития забойных путей. Путевая схема должна быть простой иметь минимальное число путей и стрелочный перевод и

учитывать специфику ведения буровзрывных работ. Решающее значение при выборе схемы имеют тип, мощность и число экскаваторов, расположенных на уступе.

В зависимости от числа транспортных выходов с уступа движение поездов в его пределах может быть организовано по маятниковой (тупиковой) схеме с одним выходом и поточной (сквозной) с двумя выходами. При поточной схеме продолжительность обмена состава уменьшается примерно в 2 раза. Раздельный обменный пункт (ОП), на котором происходит обмен поездов, может находиться вне пределов фронта работ и в его пределах. При стационарном положении ОП время обмена меняется в зависимости от положения экскаватора в пределах фронта уступа. На карьерах наибольшее применение нашли схемы путевого развития, показанные на рис. 67.

- Наибольшее распространение получила в настоящее время тупиковая схема с расположением обменного пункта за пределами фронта работ. Она обеспечивает минимальные объемы путепереукладочных работ, низкие затраты на содержание пути, простую организацию движения поездов на уступе. Недостатком схемы является низкий коэффициент обеспечения забоя порожняком. Особенно он снижается при большой протяженности фронта работ.

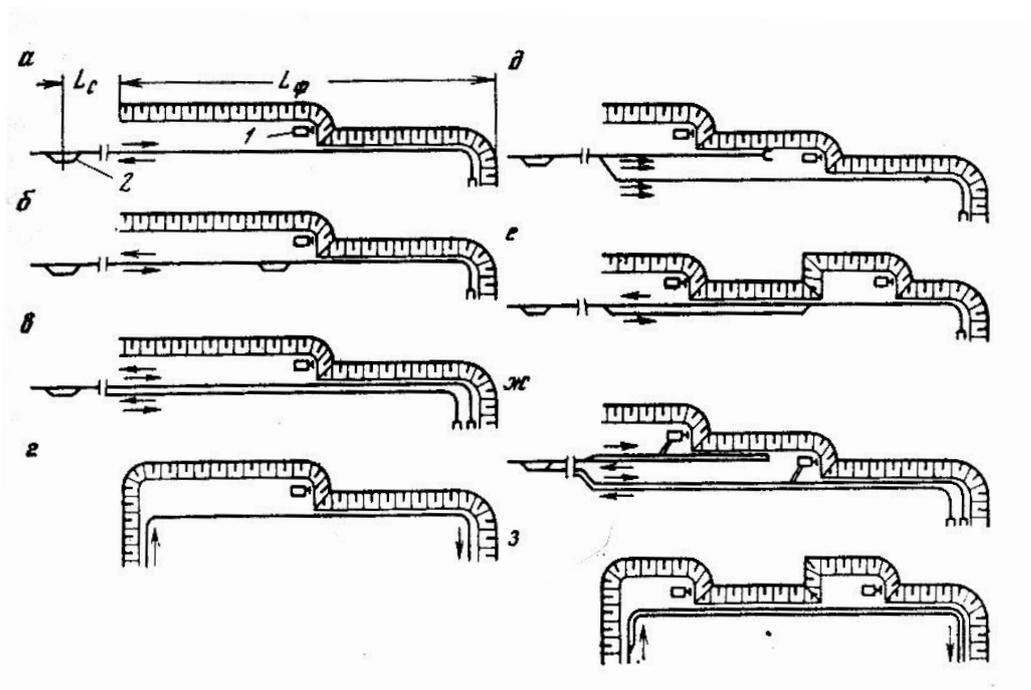


Рис. 67. Схемы развития путей на уступе:

а, б, в, г - при работе одного экскаватора; *д, е, ж, з* - при работе двух экскаваторов; 1- экскаватор; 2- обменный пункт, L_{ϕ} – длина фронта работ на уступе; L_c – длина соединительных путей.

При известных значениях технологических параметров путей схем в каждом конкретном случае продолжительность обмена состава может быть определена аналитически. Так, при обмене поездов на ОП, расположенном за пределами фронта работ, продолжительность обмена состава определяется по формуле:

$$t_{об} = 2 \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{0,5L_\phi}{v_3} + t_c \right) \quad (64)$$

где: L_c - длина соединительных путей, км;

v_c, v_3 - скорость движения поезда соответственно по соединительным и забойным путям, км/ч;

L_ϕ - длина фронта работ, км;

t_c - продолжительность железнодорожной связи, ч.

Время рейса (оборота) локомотив состава

$$T_p = t_{п} + t_{дв} + t_p + t_3, \quad (65)$$

где $t_{п}$ – время погрузки состава,

$t_{дв}, t_p, t_3$ – время движения, разгрузки, задержек в пути приведено ниже,

$$t_{п} = nq/Q_m \quad (66) \text{ или}$$

$$t_{п} = nV_B/Q_o \quad (67)$$

где n – число думпкаров (вагонов) в составе;

q – грузоподъемность вагона;

V_B – объем материала в вагоне;

Q_m, Q_o – соответственно техническая массовая и объемная

производительность экскаватора;

Таблица 40

Расстояние транспортирования, км	2-3	3,1-4	4,1–5,2	5,3-6,5	6,6–8,0	8,1–10,0	10,1–12
Средняя скорость движения, км/ч	18	18,8	19,4	19,9	20,3	20,5	21,2
Время движения за рейс $t_{дв}$, мин	16,8	22,4	28,5	35,3	42,8	52,0	62,4
Время задержек t_3 в пути, мин	6,7	7,5	8,25	9,1	10,2	11,4	12,9
Примечание. t_p – время разгрузки вагона (думпкара), в летних условиях составляет 1,5–2 мин, в зимних – 3–5 мин.							

Производительность локомотивосостава измеряется количеством тонн (или м³) горной массы, вывезенной из карьера в единицу времени [10].

Техническая производительность локомотивосостава является максимально возможной в конкретных условиях и определяется с учетом физико-механических свойств пород, которые влияют на степень использования грузоподъемности или вместимости вагонов, а также неизбежных технологических перерывов в работе:

$$Q_{л.мех} = \frac{Tnqk_q}{T_p} \quad \text{или} \quad Q_{л.мех} = \frac{TnV_Bk_V}{T_p}, \quad (68)$$

где T – длительность рабочей смены, сут;

q и V_B – соответственно масса и объем транспортируемого материала в вагоне;

k_q и k_V – коэффициенты использования соответственно грузоподъемности и вместимости.

Рабочий парк локомотивов, требуемый для вывозки заданного объема горной массы,

$$N_p = \frac{T_p}{T} \cdot \frac{k_{жд} Q_c}{nqk_q} \quad (69)$$

где Q_c – сменный (суточный) объем перевозок горной массы;

$k_{жд} = 1,05 \dots 1,1$ – коэффициент неравномерности движения.

Рациональное использование подвижного состава и экскаваторов достигается при согласовании их работы, когда к окончанию погрузки состава на обменный пункт прибывает порожний состав.

В этом случае число локомотивосоставов, приходящихся на один экскаватор,

$$N_s = \frac{T_p}{t_{II} + t_o} \quad (68)$$

где t_o – время обмена поездов у экскаватора, ч.

Эксплуатационная производительность локомотивосостава определяется за более длительный период времени (месяц, год) и оценивается

с учетом надежности транспортных машин и системы в целом, а также регламентированных простоев в плановых ремонтах, по климатическим условиям, в праздничные дни, ввиду сезонности работ.

Годовая эксплуатационная производительность

$$Q_{э} = Q_{лс.мех} T_{раб} k_э \quad (69)$$

где $T_{раб}$ – число часов работы в течение года;

$k_э$ – коэффициент готовности, выражающий вероятность исправного состояния в любой момент времени.

Инвентарный парк локомотивов, необходимый для работы предприятия с заданным объемом перевозок, увеличивается на 25–30 % против рабочего парка за счет локомотивов, находящихся в ремонте, резерве и на хозяйственных работах.

Рабочий парк думпкаров определяется числом рабочих локомотивов и вагонов в каждом составе. Инвентарный парк думпкаров увеличивается на 25–30 % за счет подвижного состава, находящегося в ремонте, резерве и т.п.

Пропускная способность:

для однопутных линий (пар поездов)

$$N_1 = 60 \frac{T}{t_{сп} + t_{пор} + 2\tau} \quad (70)$$

где T – время работы транспорта в сутки, ч;

$t_{сп}$, $t_{пор}$ – время движения по перегону соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, мин;

2τ – общий станционный интервал по каждой из станций, ограничивающих перегон, мин.

В частности, пропускная способность путей на уступе и на отвале (пар поездов)

$$N_1 = 60 \frac{T}{t_3} \quad (71)$$

где t_3 – время занятия перегона с учетом движения в обоих направлениях, погрузки (разгрузки) состава и станционного интервала на обменном пункте (3–4 мин);

для двухпутной линии

$$N_2 = 60 \frac{T}{t_x + \tau} \quad (72)$$

где t_x – время движения по перегону.

Пропускная способность сети карьерных путей, состоящей из ряда перегонов и отдельных пунктов, ограничивается пропускной способностью перегона, где она наименьшая. Для конкретных условий может быть установлена минимальная норма поезда, при которой обеспечивается заданный объем перевозок:

$$(nq)_{\min} = \frac{k_{жсд} Q_{сум} (t + \tau)}{0,5 \rho T} \quad (73)$$

где t , ρ – соответственно время движения и число путей на ограничивающем перегоне.

Провозная способность – количество груза (т), которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени. При сосредоточенном грузопотоке (одна выездная траншея) суточная провозная способность устанавливается по ограничивающему перегону

$$M = \frac{N_{огр}}{k_{жсд}} nq. \quad (74)$$

Применительно к подвижному составу на открытых горных разработках действует планово-предупредительная система технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов.

Пример. Определить пропускную способность однопутного перегона N_1 [9].

Перегон имеет длину $L = 2$ км и оборудован полуавтоматической блокировкой при ручном управлении стрелками; расчетная скорость

движения поезда по перегону в грузовом направлении $v_2 = 35$ км/ч, в порожняковом $v_{\Pi} = 30$ км/ч.

Решение.

$$N_1 = 60 \frac{T_c K_u}{T_{\text{III}} K_3}, \quad (76)$$

где T_c — продолжительность смены, ч;

K_u — коэффициент использования смены, принимается равным 0,85...0,95;

K_3 — коэффициент запаса времени, необходимого для выполнения ремонтных работ, принимается равным 1,2;

T_{III} — период парно-параллельного графика (время занятия перегона парой поездов), мин.

$$N_1 = 60 \frac{8 \cdot 0,9}{16,8 \cdot 1,2} = 21 \text{ пара поездов в смену,}$$

$$T_{\text{III}} = t_2 + t_{\Pi} + \tau, \quad (77)$$

где $t_2 = 60 \frac{L}{v_2} = 60 \frac{2}{25} = 4,8$ мин — время прохода поезда по перегону в грузовом направлении;

$$t_{\Pi} = 60 \frac{L}{v_{\Pi}} = 60 \frac{2}{30} = 4 \text{ мин — время прохода поезда по перегону в}$$

порожняковом направлении;

τ — интервал скрещивания, принимаемый равным 13 мин при телефонной связи, 8 и 6 мин — при полуавтоматической блокировке соответственно при ручном и централизованном управлении стрелками и 5 мин — при автоблокировке.

$$T_{\text{III}} = 4,8 + 4 + 8 = 16,8 \text{ мин.}$$

4.3 Транспортирование горной массы автомобильным транспортом

4.3.1 Общие сведения

Автомобильный карьерный транспорт получил широкое распространение на открытых разработках практически во всех странах мира. Опыт применения автотранспорта подтвердил его высокие технико-экономические показатели в определенных горнотехнических условиях. Область этих условий в последние 10-15 лет расширяется благодаря созданию новых высокопроизводительных автомобилей и совершенствованию системы технического обслуживания и ремонта.

В настоящее время при открытой разработке месторождений полезных ископаемых используется около 16 тысяч автосамосвалов. Из них 12 тысяч – это карьерные самосвалы грузоподъемностью свыше 90 т.

Типоразмерный ряд современных карьерных самосвалов формируется с учетом мировых тенденций развития технологии открытых горных работ и применяемого выемочно-погрузочного оборудования. Условно можно разделить карьерные самосвалы по грузоподъемности на 9 основных групп: 30-50, 51-70, 75-113, 120-136, 140-170, 170-197, 200-238, 270-290, 300 т и более.

Практически все модели большегрузных самосвалов выполнены по единой компоновочной схеме, включающей жесткую рамную конструкцию, левостороннее расположение кабины водителя и правостороннее расположение моторного отсека, кузов с гидравлической системой разгрузки. Как правило, применяется колесная формула 4x2 (передние колеса односкатные, задние - спаренные) с задним ведущим и передним управляемым мостами. Распределение массы по переднему и заднему мостам в процентном соотношении: 33%-67% -для незагруженного и 50%-55% для загруженного самосвала. В мировой практике такая компоновочная схема признана оптимальной и наиболее полно отвечающей функциональному назначению машины [3].

Разгрузка практически всех выпускаемых моделей самосвалов осуществляется сзади при подъеме кузова с помощью гидроцилиндров, в результате чего горная масса ссыпается за машиной.

К конструкции карьерных автомобилей ввиду специфических условий эксплуатации на открытых горных разработках предъявляются следующие требования: высокая прочность механической части, позволяющая выдерживать ударные усилия при экскаваторной погрузке; удобство погрузки и разгрузки кузова для сокращения длительности этих технологических операций; высокая маневренность для обеспечения эффективной работы в стесненных условиях открытых горных выработок; возможность развивать достаточную скорость и необходимое тормозное усилие на затяжных подъемах и спусках.

Для карьерных автомобилей получили применение два типа трансмиссий: гидро- и электромеханическая.

Гидромеханическая трансмиссия применяется, как правило, на автомобилях грузоподъемностью $< 80 - 100$ т, а электромеханическая - на автомобилях особо большой грузоподъемности.

4.3.2 Выбор и обоснование грузоподъемности и модели автосамосвала

Автомобильный транспорт является составной частью единого погрузочно-транспортного комплекса карьера. Поэтому технологические параметры автосамосвалов и экскаваторов должны соответствовать друг другу. Только в этом случае возможно достижение высоких технико-экономических показателей добычи полезных ископаемых. В связи с изложенным в основу выбора типа и грузоподъемности автосамосвала положена взаимосвязь между вместимостью кузова автосамосвала и емкостью ковша экскаватора, на которые в свою очередь влияет производительность карьера. Поскольку главной задачей погрузочно-транспортного комплекса является обеспечение производительности карьера, то выбор моделей погрузочных и транспортных средств начинается с оценки рационального сочетания параметров «производительность карьера - емкость ковша

погрузочного средства - вместимость кузова транспортного средства». Для этого используется схема рекомендуемых сочетаний грузопотока карьера, емкости ковша экскаватора и вместимости кузова автосамосвала (рис. 4.3.1). При этом учитывается, что вместимость кузова автосамосвала V_a и емкости ковша экскаватора V_k должно находиться в соотношении $V_a : V_k = 3 \dots 6$. Причем большие значения целесообразно принимать при дальности транспортирования 5 ... 7 км, а также при грузопотоках более 50 ... 70 млн. т в год. В расчетах объем кузова принимается «с шапкой», поскольку именно он является полезным объемом, который в среднем в 1,3 раза больше геометрического объема кузова. Например, для грузопотока 100 млн. т/год целесообразно применять экскаваторы с ковшом емкостью от 12,5 до 32,0 м³ при грузоподъемности автосамосвала соответственно от 90 до 355 т (рис. 4.3.1).



Рис. 4.3.1. Схема рекомендуемых соотношений грузопотока карьера, модели экскаватора - мехлопаты и автосамосвала для выбора экскаваторов и автосамосвалов

При таком широком диапазоне изменения параметров в силу вступают другие факторы, влияющие на выбор оборудования. В частности, такие, как пригодность ремонтной базы, наличие квалифицированного персонала,

параметры дорог карьера и т.п. При разработке сложноструктурных месторождений ограничивающим фактором может стать качество товарной руды, для обеспечения которого требуется применение экскаваторов с ковшами определенной емкости. Учет дополнительных факторов позволяет значительно сузить диапазон оборудования, целесообразного к применению в данных условиях. Так, например, ширина проезжей части дорог в 25 м не позволяет использовать автосамосвалы грузоподъемностью более 150 т, ширина которых превышает 6,6 м. Кроме того, ремонтная база может быть приспособлена, например, для автосамосвалов грузоподъемностью не более 120 т и экскаваторов с ковшом емкостью до 15 м. Тогда для указанных условий рациональным сочетанием будет экскаватор с ковшом емкостью 12,5 м и автосамосвал грузоподъемностью 110 т. В этом случае соотношение $V_{куз}/V_{к} \approx 5$, что находится в рациональных пределах.

Если модель экскаватора выбрана, то диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвалов изначально сужается [4-7].

Выбранный погрузочно-транспортный комплекс оборудования проверяется на соответствие геометрическим параметрам, таким, как высота разгрузки ковша и высота кузова автосамосвала. Так, например, высота разгрузки ковша экскаватора ЭКГ-12,5, равная 15,8 м, позволяет загружать автосамосвалы БелАЗ-7519 с «шапкой», поскольку высота кузова составляет 6,1 м. При насыпной массе $\gamma < 1,5$ т/м³ вместо автосамосвала может быть принят тягач с полуприцепом.

Таким образом, выбор и обоснование грузоподъемности и модели автосамосвала осуществляется в следующей последовательности:

- Устанавливается грузооборот карьера.
- Определяется диапазон возможного изменения грузоподъемности автосамосвала и емкости ковша экскаватора (рис. 4.3.1).
- Определяются факторы, ограничивающие возможность применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в карьере.

- Уточняется диапазон рациональных соотношений грузоподъемности автосамосвала и емкости ковша экскаватора.

- Выбирается модель автосамосвала и модель экскаватора (табл. 4.3.1 – 4.3.5).

- Проверяется соответствие геометрических параметров автосамосвала геометрическим параметрам экскаватора, а также ширине проезжей части дорог в карьере в зависимости от их категорий.

Таблица 41

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

оказатели	БелАЗ 7540Д	БелАЗ 7545	БелАЗ 7555	БелАЗ 7557
Грузоподъемность, т	30	45	55	90
Масса снаряженного автомобиля, т	21,75	35,0	41,5	74,0
Габариты, мм	7133х 3480х 3560	8375х 4125х 4525	8890х 4740х 4555	10340х 5400х 5340
Погрузочная высота, мм	3560	4525	4555	5340
Наименьший радиус поворота, м	8,7	9,0	9,2	11,0
Объем кузова, м ³ :				
геометрический	15	23	28	37,3
с «шапкой»	18	29	35	53,3
Двигатель	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-8401	КТТА-19	QST-30С
Номинальная мощность, кВт	309	405	522	783

- длина, ширина, высота

Таблица 42

Техническая характеристика автосамосвалов зарубежных фирм (колесная формула 4х2)

Показатели	Юнит-Риг М120	Комацу НД1200	Юклид R170	Катерпиллер Cat 789	Юнит-Риг 200	Дрессер 830Е
Грузоподъемность, т	108	120	154	154	180	218
Масса, т	63	85	101	134	144	149

Объем кузова, м ³ геометрический с «шапкой»	42 52,6	46 59,8	54 70,2	55 71,5	84 109,2	92,5 120,25
Мощность двигателя, кВт	883	883	1194	1340	1820	1641
Габариты*, мм	9980х 5230х 5310	10980х 6550х 5510	1190х 6650х 5690	12100х 6930х 5610	1430х 7800х 6450	13500х 7300х 6900
Погрузочная высота, мм	4650	4610	5300	5230	5510	6100
Радиус поворота, м	9,45	9,5	12,5	-	16,4	14,2

Таблица 43

**Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с
электромеханической трансмиссией**

Показатели	БелАЗ-7513	БелАЗ-7530	БелАЗ-7560
Грузоподъемность, т	190	220	320
Масса снаряженного автомобиля, т	107	151	240
Габариты, мм	1170х6980х5700	1390х7820х6650	14900х9250х7220
Погрузочная высота, мм	5700	6650	7220
Наименьший радиус поворота, м	13	16	15
Объем кузова, м ³ геометрический с «шапкой»	82 108	98 132	142 191
Двигатель	8РАЧ-175	QSK-60С	QSK-78С
Номинальная мощность, кВт	809	1716	2610
Мощность тягового двигателя, кВт	360	1100	1695

Примечание: *) длина, ширина, высота

Таблица 44

**Техническая характеристика дизель-троллейбусов*(колесная
формула 4х2)**

Дизель-троллейбус	БелАЗ	«Комацу» (Япония)	«Юнит-Риг» (США)	«Вабко» (США)
Грузоподъемность, т	120	120	154	154
Масса автомобиля, т	90	87	95	102
Ток	Постоянный	Переменный	Постоянный	

Напряжение, в	1800	1000	1200	1200
Мощность дизеля, кВт	770	880	1180	1180
Наименьший радиус поворота, м	12	10	13	14
Тип токоприемника	Штанговый		Пантограф	

Примечание: *) объем кузова принимается по характеристике базового автосамосвала.

Таблица 45

Скорости движения дизель-троллейвоза и дизельного автосамосвала в различных условиях

Показатели	Значения								
	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Динамический фактор ($i + W_o$), Н/кН									
Дизель-троллейвоз (120 т)	40	40	32	29	25	22	20	19	18
Автосамосвал БелАЗ-7519 (110 т)	29	25	21	17	15	13	11	10	9

Примечание: *) i – уклон дороги;

W_o - сопротивление качению

4.3.4 Схемы работы карьерного автотранспорта

Эффективность использования автотранспорта на карьерах в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его у экскаватора. В зависимости от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок и условий работы экскаваторов возможны сквозной подъезд автосамосвалов к экскаватору, подъезд с петлевым и тупиковым разворотом (рис. 70). Сквозной подъезд применяется при наличии двух выездов с горизонта. Автосамосвалы в этом случае движутся поточно, съезжая с магистральных дорог на забойные. Подъезд с петлевым разворотом применяется при одном выезде с горизонта. Он не

требует сложных маневров. Обычно время обмена автосамосвалов не превышает продолжительности рабочего цикла экскаватора, чем достигается высокое использование экскаваторов во времени. Подъезд с тупиковым разворотом применяется в стесненных условиях при невозможности осуществления петлевого разворота. В основном эта схема подъезда применяется в тупиковых заходках при проведении траншей. При ширине рабочей площадки (основания траншей) меньше радиуса поворота автосамосвала устраиваются специальные ниши для обеспечения более свободного маневра при развороте (рис. 70).

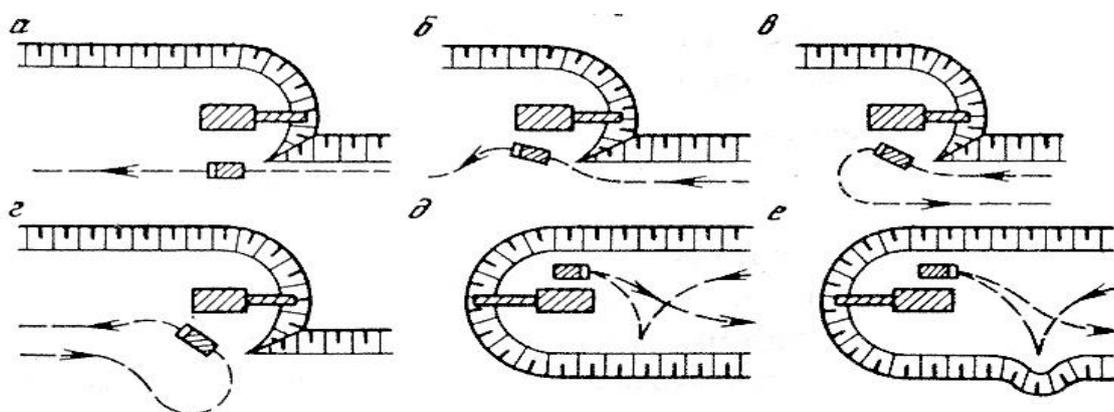


Рис. 70. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам:

а, б - сквозной подъезд; в, г - подъезд с петлевым разворотом;
д, е - подъезд с тупиковым разворотом.

Подъезд с тупиковым разворотом вызывает уменьшение производительности автосамосвалов на 10 - 15% (по сравнению с другими схемами подъезда).

В зависимости от числа автосамосвалов, находящихся одновременно в забое, применяется одиночная или спаренная установка их под погрузку. Одиночная установка автосамосвалов может производиться параллельно оси забоя (при заходках небольшой ширины), либо с разворотом (при более широких заходках). Установка автосамосвалов с разворотов позволяет уменьшить угол поворота экскаватора. Спаренная установка автосамосвалов

обеспечивает более высокую производительность экскаваторов. При спаренной односторонней установке несколько осложняются маневры автосамосвалов (особенно в ночное время). Спаренная двухсторонняя установка в большей степени обеспечивает использование экскаватора во времени. Она применяется в условиях широких заходок и тупиковых забоев. Однако спаренная установка требует некоторого увеличения рабочего парка автосамосвалов. Во всех случаях установка автосамосвала под погрузку должна обеспечить минимум времени на маневры автосамосвала в забое, минимальный угол поворота экскаватора при погрузке и хорошую видимость машинистом экскаватора кузова автосамосвала в момент погрузки.

4.3.5 Расчет производительности автомобильного транспорта

Расчет параметров автотранспорта в конкретных горнотехнических условиях производится в два этапа:

Этап 1. Осуществляется выбор модели и грузоподъемности автосамосвала в следующем порядке:

1. Для заданной производительности карьера и известной модели экскаватора по табл. 46, для конкретных условий (насыпной плоскости пород, расстояния транспортирования) определяется диапазон приемлемой грузоподъемности автосамосвала.

2. По схеме (рис. 68) устанавливается диапазон рациональной грузоподъемности автосамосвала.

3. По табл. 41-44 из диапазона рациональной грузоподъемности выбирается модель автосамосвала.

Пример.

Выбрать модель автосамосвала для карьера производительностью 12 млн.т/год. Породы насыпной плотностью 1,7 т/м³, расстояние перевозки 2,5 км, экскаватор с ковшем емкостью 4 м³.

Решение.

По табл. 46 устанавливаем, что для заданных условий диапазон приемлемой грузоподъемности составит 30...45 т. Из этого диапазона по схеме (рис. 68) уточняем диапазон грузоподъемности автосамосвала: 28...35 т. По табл. 41 выбираем автосамосвал БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т.

Этап 2. Рассчитывается скорость движения, время погрузки, движения и рейса, а также парк машин.

Скорость автосамосвала для каждого участка трассы определяется по динамической характеристике самосвала или по формуле

$$v = \frac{3600N}{F_K} \eta_m \eta_{o.m.}, \text{ км/ч} \quad (77)$$

$$F_K = 1000P_{cy}\psi, \text{ кН} \quad (78)$$

$$P_{cy} = k_{cy} P_q \quad (79)$$

где N – мощность дизеля, кВт;

η_m – КПД трансмиссии (при механической передаче 0,72 - 0,82, при гидромеханической 0,7 - 0,72, при электромеханической 0,69 - 0,71);

$\eta_{o.m.}$ - коэффициент отбора мощности на собственные нужды автомобиля,

$$\eta_{o.m.} = 0,75 - 0,85;$$

F_K – касательная сила тяги, кН;

P_{cy} – сцепной вес самосвала, кН;

ψ – коэффициент сцепления колес с дорогой (табл. 4.3.9);

P_q – полная масса автомобиля, т;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

k_{cy} – коэффициент сцепного веса:

колесная формула	4x2	4x4	6x2	6x4	8x4
самосвала					
коэффициент	0,65	0,4	0,7	0,5	
цепного веса k_{cu}		1,0			

В карьерах Узбекистана применяются автосамосвалы колесной формулой 4x2 (4 колеса, из которых 2 ведущих), поэтому формула (79) может быть представлена в виде:

$$P_{cu} = 0,65P_q \quad (80)$$

Полная масса автомобиля определяется сложением грузоподъемности G_a и массы снаряженного автомобиля $P_{сн}$:

$$P_q = G_a + P_{сн}, \text{ т} \quad (81)$$

Таблица 46

Область применения автосамосвалов различной грузоподъемности

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвалов, т					
	$L_{mp} \leq 1,5 \text{ км}$		$1,5 \text{ км} < L_{mp} \leq 3 \text{ км}$		$3 \text{ км} < L_{mp} < 5 \text{ км}$	
	$\gamma_n < 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³	$\gamma_n \leq 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³	$\gamma_n \leq 1,3$ т/м ³	$\gamma_n > 1,3$ т/м ³
До 2,5	10÷20	15÷ 25	10÷ 20	15÷ 30	10÷ 20	20÷ 30
2÷ 4	20÷ 30	30÷ 45	20÷ 30	30÷ 45	20÷ 30	30÷ 45
4÷ 6	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	30÷ 45	45÷ 75
6÷ 10	45÷ 75	45÷ 75	45÷ 75	55÷ 90	45÷ 75	55÷ 90
10÷ 15	75÷ 110	75÷ 110	до 130	110÷ 170	130÷ 150	130÷ 180
15÷ 20	150÷ 180	150÷ 180	150÷ 180	170÷ 220	150÷ 180	170÷ 220
более 20	180÷ 220	180÷ 220	180÷ 220	180÷ 320	180÷ 220	180÷ 320

Примечание *Для суровых климатических условий

γ_n - насыпная плотность породы, т/м³

L_{mp} - расстояние транспортирования породы, км

Таблица 47

Коэффициент сцепления ψ колес карьерных автосамосвалов с дорогой

Дороги	Состояние покрытие дороги		
	сухое	мокрое	загрязненное
Постоянные дороги:			
- щебеночным с поверхностной обработкой	0,57-0,75	0,43-0,55	0,4
- асфальтовым	0,7	0,4	0,25
- асфальтобетонным и бетонным	0,7	0,45	0,3
Временные дороги:			
- забойные укатанные проезды	0,6	0,4-0,5	
- отвальные укатанные проезды	0,4-0,58	0,2-0,34	

Примечание: на дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2 ... 0,3; при гололеде до 1,5 ... 0,2.

На забойных и отвальных дорогах правилами безопасности скорость ограничивается до 15-20 км/ч.

Пример.

Рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам для карьеров Узбекистана при следующих исходных данных.

- автосамосвал БелАЗ 7557;
- мокрая асфальтированная дорога после дождя.

Решение.

Для того чтобы рассчитать скорость автосамосвала по динамическим характеристикам воспользуемся формулами (77-79). Для этого по формуле (81) определяем полную массу снаряженного автомобиля, воспользовавшись данными табл. 41. $P_q = 90+74 = 164$ т. Так как в карьерах Узбекистана применяются автосамосвалы с колесной формулой 4х2, сцепной вес автосамосвала определим по формуле(80):

$$P_{сц} = 0,65P_q = 0,65 \cdot 164 = 106,6 \text{ кН}$$

По табл. 47. определяем коэффициент сцепления колес с дорогой. Для нашего примера он равен $\Psi = 0,4$.

По формуле (78) рассчитываем касательную силу тяги:

$$F_k = 1000P_{cy}\Psi = 1000 \cdot 106,6 \cdot 0,4 = 42640 \text{ кН}$$

Так как автосамосвал с гидромеханической трансмиссией примем КПД равным $\eta_T = 0,71$, а коэффициент отбора мощности – $\eta_{o.m} = 0,80$.

По табл. 41. определяем мощность дизеля. Для нашего примера она равна 783 кВт.

По формуле (77) рассчитываем скорость:

$$v = -\frac{3600 \cdot 783}{42640} 0,81 \cdot 0,80 = 42,8 \text{ км/ч}$$

Безопасная скорость движения автомашин определяется также из условия, чтобы длина тормозного пути при экстренном торможении при данном значении скорости была бы меньше расстояния видимости или интервала между соседними машинами.

Аналитически безопасная скорость движения подсчитывается по формуле:

$$v_{\text{без}} = g(\varphi_p + f_k \pm i) \left[\sqrt{t_{\text{реак}}^2 + \frac{2(S_B - l_3)}{g(\varphi_p + f \pm i)} - t_{\text{реак}}} \right], \quad (82)$$

где φ_p - коэффициент сцепления колес с дорогой (по табл.47);

i - уклон, доли ед.;

$t_{\text{реак}}$ - время реакции шофера и срабатывание тормозов при остановки машины ($t_{\text{реак}} = 1,2 \dots 1,5$ с);

S_B - расстояние видимости, зависящее от погодных условий, времени суток, схемы движения в траншеи, радиуса поворота дороги и пр. (S_B в среднем составляет 40 – 60 м), м;

l_3 - запас длины остановочного пути ($l_3 = 8 \dots 12$ м), м;

f_k - коэффициент качения, для бетонных и асфальтовых дорог $f_k = 0,010 \dots 0,012$, для щебеночных укатанных - $f_k = 0,015 \dots 0,025$, для щебеночных и гравийных необработанных - $f_k = 0,030 \dots 0,040$, для забойных укатанных дорог - $f_k = 0,040 \dots 0,060$ и для отвальных неукатанных дорог - $f_k = 0,090 \dots 0,240$.

Для тяговых расчетов карьерных автосамосвалов обычно принимают следующие средние значения коэффициента сцепления: влажная чистая дорога (нормальные условия движения) $\varphi_p = 0,40 \dots 0,50$; чистая сухая дорога (особо благоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,60 \dots 0,70$; скользкая, грязная или обледенелая дорога (неблагоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,15 \dots 0,20$.

Безопасная скорость движения на кривой ограничивается не только условиями видимости, но и возможностью заноса автомобиля и определяется по формуле

$$v_{\text{без.к}} = \sqrt{gR(\varphi' \pm i_g)}, \text{ м/с} \quad (83)$$

где R - радиус поворота дороги, м;

φ' - коэффициент бокового скольжения (сцепления) колеса с дорогой (обычно $\varphi' = 0,32 \varphi_p$);

i_g - уклон виража, обычно равный 0,060.

Производительность автотранспорта зависит от его грузоподъемности и скорости движения.

Техническая производительность автосамосвалов определяется по формуле,:

$$Q_t = G_a n_{\text{рейс}} k_{\text{эрт}}, \text{ т/ч} \quad (84)$$

а эксплуатационная

$$Q_{\text{см}} = Q_t T_{\text{см}} k_u, \text{ т/смена} \quad (85)$$

где G_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

$n_{\text{рейс}}$ – число рейсов в час;

$k_{эпн}$ – коэффициент использования грузоподъемности ($k_{эпн} = Q_t / G; k_{эпн} = 0,87 \div 0,98$;

Q_t – масса груза в кузове автосамосвала, т;

$T_{см}$ – длительность смены, ч;

k_u – коэффициент использования самосвала в смену.

Число рейсов в час зависит от продолжительности рейса, t_p

$$n_{рейс} = \frac{1}{t_p}, \quad (86)$$

$$t_p = t_n + t_{разгр} + t_{эп} + t_{нор} + t_m \quad (87)$$

где t_n – время погрузки экскаватором одного автосамосвала, ч;

$t_{эп}$ и $t_{нор}$ – время движения груженого и порожнего самосвала, ч;

$t_{разгр}$ – время разгрузки автосамосвала, $t_p = 0,017 \dots 0,02$ ч;

t_m – время, затрачиваемое на маневры в забое и пункте разгрузки, $t_m = 0,017 \dots 0,05$ ч.

Время погрузки самосвала определяем по технической производительности экскаватора:

$$t_n = \frac{E_a}{Q_{мех}}, \quad ч \quad (88)$$

где: E_a – емкость кузова автосамосвала, м³;

$Q_{мех}$ – техническая производительность экскаватора, м³/ч.

Время движения груженого и порожнего самосвала определим по формулам:

$$t_{эп} = \frac{L_{эп}}{v_{эп} k_{разг}}; \quad t_{нор} = \frac{L_{нор}}{v_{нор} k_{разг}} \quad (89)$$

где: $L_{эп}$, $L_{нор}$ – длина пути в грузовом и порожнем направлении, км;

$v_{эп}$ и $v_{нор}$ – скорость движения груженого и порожнего автосамосвала (определяется в зависимости от длины транспортирования и высоты подъема), км/ч;

$k_{разг.} = 1,1$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала.

Современные карьерные автосамосвалы разных фирм-изготовителей по своим техническим характеристикам близки друг к другу, а фактическая скорость движения в карьере практически не зависит от модели автосамосвала. Этот вывод позволяет использовать эталонную производительность для оценки производительности автосамосвалов любой модели. В результате обработки статистических материалов получено математическое выражение, пригодное для этих целей:

$$Q_{см} = 0,01 \frac{q_a k_2 k_{зпн}}{k_p \rho} (2712 - 888 \ln L + 20h), \text{м}^3/\text{смена} \quad (90) \quad \text{или}$$

$$Q_{смв} = Q_{смo} p, \text{т/см}$$

где $Q_{см}$ – производительность автосамосвала за смену продолжительностью 8 ч, м³/смена (в пересчете на ненарушенный массив);

q_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

k_2 – коэффициент технической готовности, характеризующий надежность автосамосвала, $k_2 = 0,75 \dots 1,0$ (чаще 0,85 – 0,95);

$k_{зпн}$ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала, $k_{зпн} = 0,87 – 0,98$;

k_p – коэффициент разрыхления скальной породы в кузове, $k_p = 1,50 – 1,70$;

ρ – плотность породы в ненарушенном горном массиве, т/м³.

При другой продолжительности смены производительность $Q_{смo}$ и $Q_{смв}$ изменяется прямопропорционально продолжительности новой смены.

Месячная производительность автосамосвала Q_m определяются по формуле:

$$Q_m = Q_{см} n_{см} t_m k_{вып}, \quad (91)$$

где $n_{см}$ – режим работы автосамосвала в карьере, смен в сутки;

t_m – продолжительность месяца, суток;

$k_{вып}$ – коэффициент выпуска автосамосвалов на линию, $k_{вып} = 0,65 \dots 0,85$, (чаще 0,7 – 0,8).

Годовая производительность автосамосвалов определяется исходя из сменной производительности, с учетом коэффициента выпуска машин на линию и режима работы карьера (т/ч):

$$Q_{год} = 12Q_{см}, \quad (92)$$

Количество автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора,

$$N_p = \frac{t_p}{t_n}, \text{ штук} \quad (93)$$

Расчетное количество самосвалов округляется до целого числа с учетом того, что округление в меньшую сторону ведет к простоя экскаватора, в большую – простоя автосамосвалов. При расчете числа автосамосвалов необходимо учитывать, что минимальное соотношение между вместимостью ковша экскаватора и вместимостью кузова автосамосвала должен быть не менее трех.

Рабочий парк автосамосвалов должен обеспечить необходимый грузооборот карьера:

$$N_p = \frac{W_{г.о.} k_n}{Q_{см} n_{см}}, \quad (94)$$

Инвентарный парк:

$$N_u = \frac{N_p}{k_{вып}}, \quad (95)$$

где $W_{г.о.}$ – грузооборот карьера в сутки, т;

$k_n = 1,1$ – коэффициент неравномерности работы транспорта;

$n_{см}$ – число смен в сутки;

Расход топлива определяется по формуле:

$$R_2 = r_2 Q_{см} \rho L \cdot 10^{-6}. \quad (96)$$

где R_2 – расход топлива, т/смену;

r_2 – удельный расход топлива, г/т.км

$Q_{см}$ – производительность автосамосвала

4.4 Транспортирование горной массы конвейерным транспортом

4.4.1 Общие сведения

В карьерах для перемещения мягких, а также дроблёных скальных пород получили распространение ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной породы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством в виде барабанного привода. Лента на своем движении опирается на роликовые опоры, которые, в свою очередь, закреплены на раме конвейера. Для транспортирования мягких горных пород применяются конвейеры с жёсткими неподвижными роликоопорами, для скальных и полускальных пород с роликоопорами на гибких подвесках или опирающиеся на специальные тележки.

Для уменьшения нагрузки на конвейерную ленту применяют дополнительные тяговые органы в виде канатов (канатно-ленточный конвейер), цепей, тележек (колёсно-ленточный конвейер). В этом случае лента служит только как ёмкость для размещения горной массы.

Конвейерная линия состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты и конструктивных особенностей конвейера.

Перегрузка горной массы с одного става на другой предусматривается через консоль одного става в бункер другого.

По назначению и месту расположения в карьере конвейерный транспорт различают на забойный, сборочный, подъёмный, магистральный и отвальный.

Забойные конвейеры располагаются на рабочей площадке уступа, они предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера. Ввиду того, что фронт работ в карьере постепенно подвигается, предусмотрено перемещение забойных секций конвейеров с помощью специальной техники (турнодозеров) или самостоятельно, с помощью гусеничного или шагающего механизма.

Сборочные (передаточные) конвейеры располагаются в торцевых частях карьера, они предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъёмному конвейеру. Сборочные конвейеры перемещаются, как правило, вслед за забойными конвейерами параллельно своей оси, поэтому их передвижка предусматривается по рельсовому пути или гусеничным ходом.

Подъёмные конвейеры располагаются в нерабочей или временно нерабочей зоне карьера и предназначаются для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Подъёмный конвейер принимает горную массу от сборочного конвейера при обычной конструкции под углом до 18° , а при специальной - до 50° и транспортирует её по борту карьера на поверхность, Подъёмный конвейер имеет более мощный привод и конструкцию, предусматривающие практически стационарное его расположение. Эффективность и безопасность транспортирования скальной горной массы под углом более 14° и мягких горных пород под углом более 18° обеспечиваются рифлением поверхности ленты, использованием прижимной ленты или цепной сетки, которые препятствуют скатыванию материала при движении его под наклоном.

Магистральные конвейеры располагаются на поверхности карьера и предназначаются для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого - на обогатительную фабрику или к складам.

Отвальные конвейеры располагаются на отвалах. По характеру своей работы они аналогичны забойным конвейерам, т.е. они должны перемещаться вслед за отвальным фронтом. Конструкцией предусмотрена работа их в комплексе, куда входят также перегружатели и отвалообразователи.

Перегружатели выполняет функцию передаточного органа от экскаватора до забойного конвейера, от забойного конвейера к сборочному с одного горизонта на другой или с отвального конвейера отвалообразователь. Поэтому перегружатели конструктивно выполнены как самоходное

устройство на гусеничном или шагающем ходу с приёмным устройством и консольным расположением перегрузочного конвейера, который может изменять угол наклона от 0 до 18°. В горизонтальной плоскости приёмное устройство и перегрузочная консоль перегружателя могут разворачиваться на 60°.

Отвалообразователь предназначен для укладки породы в отвал с помощью консольного конвейера.

В конвейерный комплекс для транспортирования крепких горных пород входит самоходный приёмный бункер с грохотильной или дробильной установкой для приёма горной массы от выемочно-погрузочной машины в забое или от отвалообразователя и подготовки её к транспортированию ленточными конвейерами простым отсевом негабаритных кусков или дополнительным её дроблением до кондиционного состава.

Технологическими параметрами конвейеров являются производительность, длина конвейерного става, угол наклона, мощность привода, ширина и скорость движения ленты.

4.4.2. Конструкция и технологическая характеристика ленточных конвейеров.

Область применения конвейерного транспорта на карьерах

Из всех известных типов конвейеров (ленточные, ленточно-канатные, ленточно-цепные и пластинчатые) на карьерах наибольшее применение получили ленточные конвейеры (рис. 70). Они просты в эксплуатации и изготовлении и обеспечивают значительную производительность. Ленточный конвейер состоит из ленты, роликовых опор, смонтированных на металлической конструкции приводной станции, устройства для натяжения ленты, загрузочного устройства. Конвейерная лента является одновременно грузонесущим и тяговым органом. На карьерах наибольшее применение получили тканевые многопрокладочные ленты. Ткани изготавливаются из бельтинга, особо прочного бельтинга и лавсана. Все большие применения

находят конвейерные ленты с капроновыми и анидными прокладками. Для мощных стационарных конвейеров, как правило, применяются резинотросовые ленты в которых в место прокладок используются стальные тросы диаметром 2,5 - 10 мм.

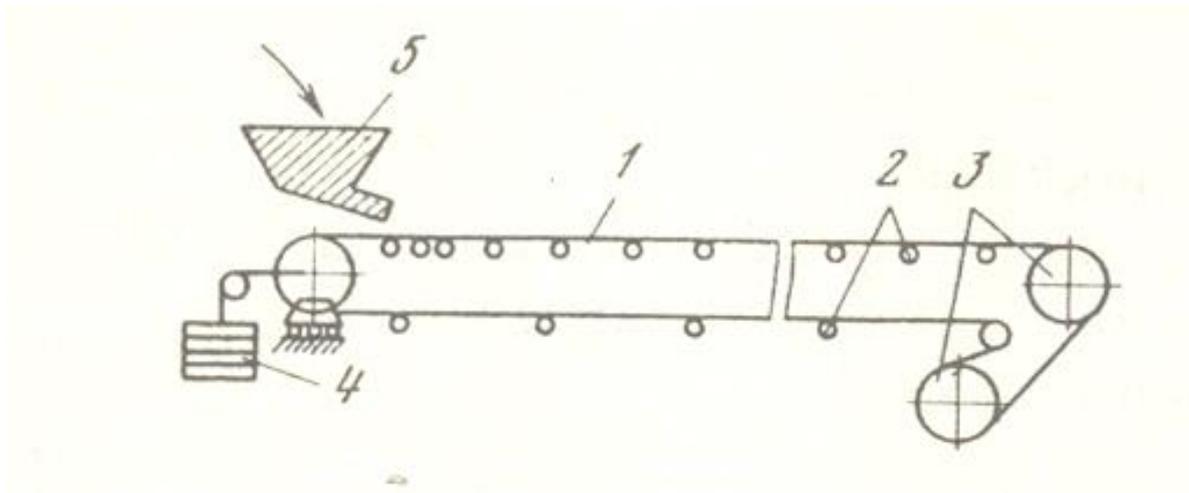


Рис. 70. Схема ленточного конвейера:

1-конвейерная лента; 2 – роlikоопоры; 3- приводные барабаны;
4- устройство для натяжения ленты; 5- загрузочное устройство.

Ширина ленты конвейера зависит от его производительности и кусковатости транспортируемых пород и находится в пределах 400-3600 мм. Транспортирование крупных кусков тяжёлых пород быстро выводит конвейерную ленту из строя, поэтому размер кусков обычно не превышает 500 мм.

Скорость движения конвейерной ленты выбирается с учётом физико-технологических характеристик транспортируемых пород, ширины ленты и изменяются в пределах 0,7- 6 м/с (табл. 48). Допустимый угол подъёма зависит от физико-технических характеристик транспортируемых пород и составляет 20 - 22°, 16 - 18° и 13 - 15° соответственно при транспортировании рыхлых пород, раздробленных скальных пород и гравия.

Роlikоопоры служат для поддержания конвейерной ленты. Для поддержания грузовой ветви ленты наибольшее применение получили роlikоопоры с тремя роliками, для поддержания нижней (порожной) ветви - роlikоопоры с одним и двумя роliками. Роliки, поддерживающие нижнюю

ветвь, имеют специальную конвейерную приспособленную для очистки ленты от налипшей породы.

Таблица 48

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Параметры	Конвейеры				
	КЛ-500	КЛМ-800	С-160	КЛМЗ	НКМЗ
Ширина ленты, мм	1000	1200	1600	1200	1800
Скорость движения ленты, м/с	2,26	2,58	1,6-3,15	3,6	4,35
Часовая производительность, т	500	800	1600-3150	1950 м ³	5000 м ³
Длина горизонтального става, м	400	800	1100	800	500
Мощность привода, кВт	75	150	400-800	400	1500

Проводная станция служит для передачи конвейерной ленты тягового усилия. Основным элементом проводной станции является проводной барабан, который приводится во внешние электродвигателем через редуктор. Приводная станция мощных конвейеров имеет несколько приводных барабанов. Для повышения сцепления барабана с лентой его поверхности покрываются специальным эластичным материалом.

Натяжная станция служит для создания начального натяжения ленты, которое необходимо для надёжной передачи тягового усилия приводными барабанами ленте и для компенсации её вытяжки в процессе эксплуатации. Основным элементом натяжного устройства является барабан.

Загрузочные устройства останавливаются в местах поступления груза на конвейер. Они должны обеспечивать равномерную подачу породы на ленту без просыпания, а также придать ей скорость, равную по величине и направлению скорости движения ленты. Основными элементами загрузочных устройств являются воронка, лоток и питатель.

Передвижные устройства (рис. 72) предназначены для обеспечения разгрузки конвейера в любой его точке. Они имеют, как правило, два барабана и перемещаются по рельсам, укрепленным на тех же шпалах, что и став конвейера (рис. 73).

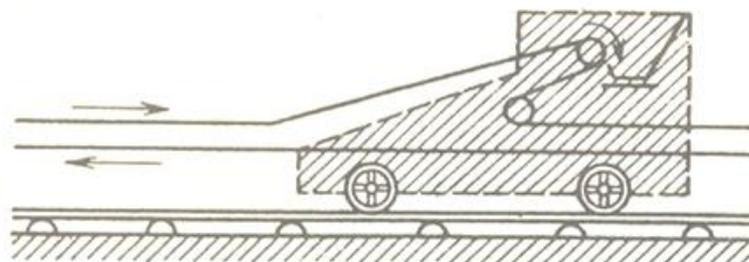


Рис. 72. Схема двухбарабанного разгрузочного устройства.

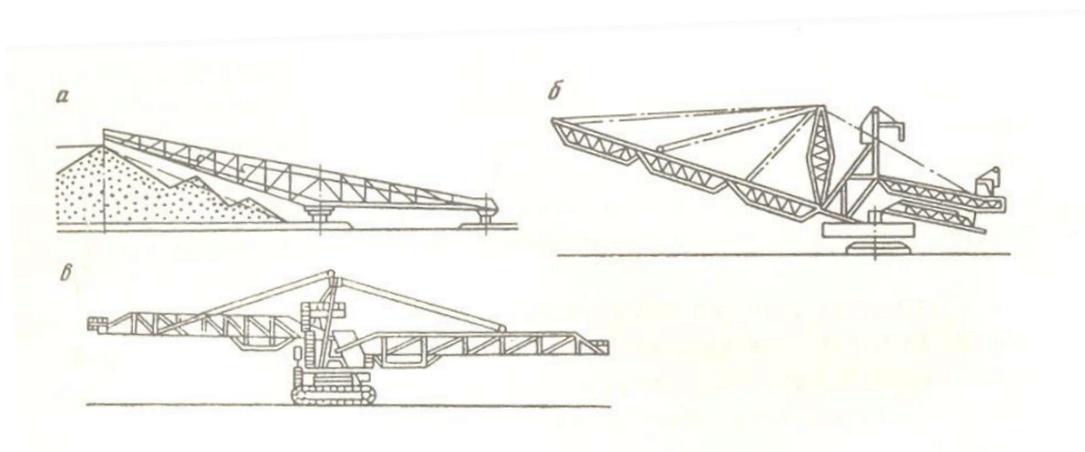


Рис. 74. Схема транспортно-отвального моста (а), консольного отвалообразователя (б), конвейерного перегружателя (в).

Иногда разгрузочные устройства монтируются на гусеничном ходу. К конвейерным устройствам относятся так же транспортноотвальный мост, консольный отвалообразователь и конвейерный перегружатель.

Конвейерный транспорт характеризуется большой надежностью и эффективностью работы, практически независимостью производительности от длины транспортирования, возможностью автоматизации производственных процессов, экологической чистотой, что создает предпосылки для его широкого внедрения в глубоких карьерах.

Для транспортирования скальной горной массы на карьерах наибольшее применение нашли конвейеры с шириной ленты 1600 и 2000 мм (49-50). Такие конвейеры могут транспортировать скальную горную массу крупностью до 400-500 мм.

Таблица 49

Техническая характеристика конвейеров типа «С»

Тип	Производительность, м ³ /ч	Лента		Тип привода	Мощность электродвигателей, кВт
		ширина, мм	скорость движения, м/с		
С160125	1600	600	1.6	320	однобарабанный
	2000		2.0		
	2500		2.5		
С160160	1600	600	1.6	400	
	2000		2.0	500	
	2500		2.5	600	
С160160	2560	2000	1.6	500	
	3200		2.0	630	
	4000		2.5	800	
С200200	2560	2000	1.6	630	двухбарабанный
	3200		2.0	800	
	4000		2.5	100	
С200200	2560	2000	1.6	630 и 320	
	3200		2.0	800 и 400	
	4000		2.5	1000 и 500	

Таблица 50

Техническая характеристика конвейеров типа «Т»

Показатели	T200160-I	T200160-II	T160160-II
Производительность, м ³ /ч	4000	4700	3000
Ширина ленты, мм	2000	2000	1600
Скорость движения ленты, м/с	2.5	3.15	3.15
Мощность электродвигателей, кВт	800x3	1250x3	800
Тип привода	двухбарабанный		однобарабанный

При использовании ленточных конвейеров вскрышные породы складироваться консольными отвалообразователями, конструктивная особенность которых по сравнению с отвалообразователями для мягких

вскрышных пород заключается в наличии нерасчлененного конвейера на приемной и отвальной консолях (табл. 51).

Таблица 51

Техническая характеристика отвалообразователей для скальных пород

Показатели	ОШС-2000/60	ОШС-4000/120
Производительность в рыхлом теле, м ³ /ч	2000	4000
Длина консоли, м: отвальной приемной	40	83
	20	42
Высота отсыпаемого отвала, м	15	30
Ширина ленты, мм	1600	2000
Скорость движения ленты, м/с	2.7	3.15
Ходовое оборудование	шагающее-рельсовое	
Скорость передвижения, км/ч	0.07	0.093
Установленная мощность, кВт	400	1300
Масса, т	315	1000

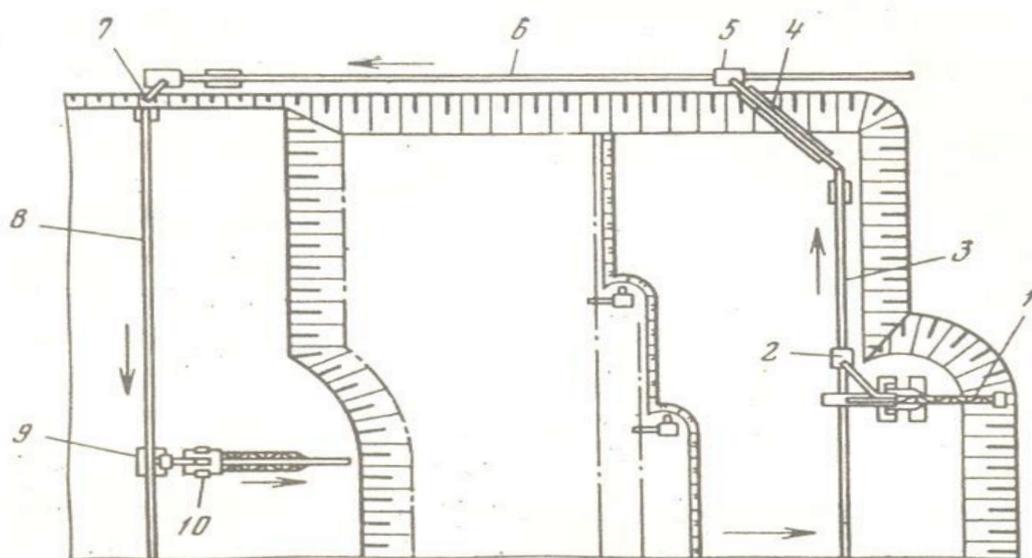
Выбор типа перегрузочного пункта определяется горно-техническими условиями разработки месторождения, проектной производительностью конвейерных комплексов, характеристикой взорванной горной массы, грузоподъемностью автосамосвалов, схемами движения и разгрузки автосамосвалов на перегрузочном пункте, видом горной массы - руда, порода. При этом выбор перегрузочного пункта должен производиться с учетом предъявляемых к нему основных требований: большая пропускная способность, низкие капитальные затраты, высокая надежность, простота конструкции.

4.4.4. Схемы работы конвейерного транспорта в карьерах и расчет производительности конвейеров

В карьерах конвейерный транспорт применяется для транспортирования рыхлых мягких вскрышных пород (преимущественно от многоковшовых

экскаваторов) на внутренние или внешние отвалы, угля, песка, щебня, гравия и др., а также для транспортирования раздробленных скальных плотных пород. Для транспортирования вскрышных пород применяются следующие схемы работы конвейерного транспорта в карьерах.

При поперечном перемещении вскрышных пород в выработанное пространство используются транспортно-отвальные мосты и консольные отвалообразователи. В случае перемещения вскрышных пород в выработанное пространство по периметру карьера (рис. 71) используются забойные,



наклонные, магистральные, и отвальные конвейеры.

Рис. 71 Схема перемещения вскрышных пород конвейерами в выработанное пространство по периметру карьера:

1- экскаватор; 2- загрузочное устройство; 3- забойный передвижной конвейер; 4- наклонный конвейер; 5- загрузочное устройство; 6- полустационарный конвейер; 7- самоходный перегружатель; 8- отвальный передвижной конвейер; 9- разгрузочное устройство; 10- отвалообразователь.

Часовая техническая производительность (m^3) ленточных конвейеров зависит от ширины ленты, формы поперечного сечения размещенной на ленте горной массы и ее физико-технических характеристик, скорости движения ленты и определяется по формуле

$$Q_{к.мех.} = 3600Sv_{л}k_{заг}, \quad (97)$$

где: S - площадь поперечного сечения размещений на ленте горной массы, m^2 ;

$v_{л}$ - скорость движения конвейерной ленты, m/c (табл.52);

$k_{заг} = 0,8...1$ - коэффициент загрузки ленты.

При перемещении вскрышных пород и полезного ископаемого за пределы карьера используются забойные, подъемные, магистральные, отвальные, разгрузочные конвейеры (рис. 72).

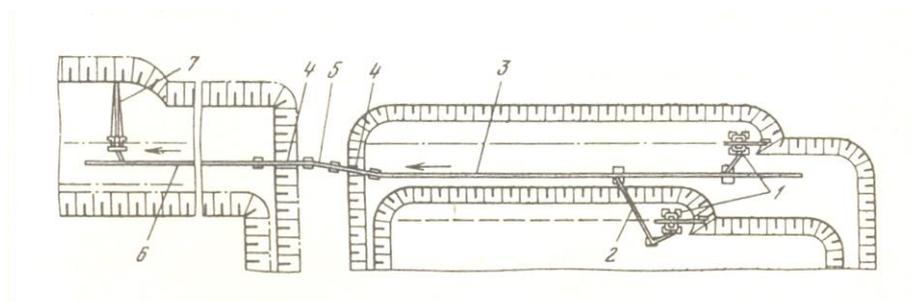


Рис. 72 Схема перемещения вскрышных пород конвейерами во внешние отвалы:

1 - роторные экскаваторы; 2- перегружатель; 3- забойный конвейер; 4- наклонный конвейер; 5- магистральный конвейер; 6- отвальный конвейер; 7- отвалообразователь.

Таблица 52

Часовая производительность, m^3	Скорость движения ленты (m/c) при транспортировании пород	
	рыхлых	скальных
400-750	2-4	1,5-2,5
1000-2200	3-4	2-3
2500-5000	3-5	2,5-4
4000-8500	4-7	2,5-4,5

Площадь поперечного сечения (m^2) размещённой на ленте горной массы зависит от его формы и определяется по формуле А.О.Спиваковского

$$S = k_{\text{нак}} k_{\text{к.р}} (0,9B_{\text{л}} - 0,05)^2, \quad (98)$$

где: $B_{\text{л}}$ - ширина ленты (должна удовлетворять условию $B_{\text{л}} > 2d_{\text{max}} + 200$ мм),
м;

d_{max} - максимальный размер кусков транспортируемой горной массы, мм;

$k_{\text{к.р}}$ - коэффициент, учитывающий конструкцию роlikоопоры (для однороликковой опоры $k_{\text{к.р}} = 0,07 \dots 0,09$; для трёхроликковой $k_{\text{к.р}} = 0,13 \dots 0,17$);

$k_{\text{нак}}$ - коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера.

Коэффициент $k_{\text{нак}}$ характеризуется следующими данными

Угол наклона конв	≤ 10	12	14	16	18	20
градусы						
Коэффициент $k_{\text{нак}}$	1	0,97	0,95	0,92	0,89	0,85

4.4.5. Пример расчета конвейерного транспорта

Расчет конвейерного подъемника производим на примере карьера Мурунтау, где используется конвейерный транспорт исходя из условия, что весь объем руды перевозится на перегрузочные пункты, расположенные на поверхности карьера автотранспортом. Производительность карьера Мурунтау составляет 16 млн. м³/год. Поэтому принимаем, что часть вскрыши во внешние отвалы вывозится автотранспортом, а часть транспортируется автотранспортом на концентрационные горизонты карьера. На концентрационных горизонтах устанавливаются дробильно-перегрузочные пункты, оснащенные конусными дробилками КВКД- 1200/200 и пластичными питателями приемным бункером, и устройством для загрузки конвейерной линии.

Таким образом, при наличии двух конвейерных линий и годовой производительности 25 млн.м³ производительность одной конвейерной линии составит 12,5 млн.м³/год.

Задача: определить ширину конвейерной ленты, скорость движения ленты, угол наклона конвейера и тип роlikоопор. Задача решается в следующей последовательности.

Находим эксплуатационную производительность конвейера:

$$Q_э = \frac{V}{K_{ф.вр.}} = \frac{12,5 \cdot 10^6}{8,5 \cdot 10^3} = 1471 \text{ м}^3 / \text{час}$$

где: $K_{ф.вр.} = 8,5 \cdot 10^3$ час – календарный фонд времени

$$Q_{тех} = \frac{Q_э}{K_m * K_{ми}} = 2103 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

где: $K_m = 0,9 \div 0,98$ – коэффициент готовности

$K_{ми} = 0,75$ – коэффициент технического использования.

Е. Е. Шешко для транспортирования скальных пород и руд рекомендует для производительности 1000- 2500 м³/час принимать скорость движения 2 м/с.

Определяем часовую техническую производительность конвейера по П.И.Томакову

$$Q_{ч.тех} = 3600 \cdot F \cdot V_l \cdot K_{заг}, \text{ м}^3 / \text{ч}$$

где: F - площадь поперечного сечения размещенной на ленте горной массы,

$K_{заг} = 0,8 - 1$ – коэффициент загрузки ленты

Определяем площадь поперечного сечения горной массы по формуле А.О. Спиваковского

$$F = K_{нак} \cdot K_{кр} (0,9 B_l - 0,05) = 0,92 \cdot 0,13 (0,9 \cdot 2 - 0,05) = 0,366$$

где: $K_{нак}$ – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера (для 15),

$K_{нак} = 0,92 - 0,95$ – принимаем 0,92

$K_{л.р.}$ – коэффициент, учитывающий конструкцию роlikоопоры (для трехроlikовой $K_{кр} = 0,13 - 0,17$ – принимаем 0,13).

$$Q_{ч.мex} = 3600 \cdot 0,366 \cdot 2 \cdot 0,8 = 2108 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Проверяем ширину ленты по условию:

$$B_{л} > 2d_{max} + 200 \text{ мм}$$

где: $d_{max} = 500$ мм – максимальный размер кусков транспортируемой горной массы

$$2000 \text{ мм} > 2 \cdot 500 + 200 = 1200 \text{ мм} \text{ – условие выполняется}$$

Окончательно принимаем:

Угол наклона конвейера -15°

Ширина ленты - 2 м

Скорость движения ленты – 2 м/с

Тип роlikоопоры – трехроlikовая

Контрольные вопросы

1. Каким транспортом транспортируют руду в карьерах и подземных горных выработках?
2. В каких условиях применяют железнодорожный транспорт для транспортирования грузов?
3. Из каких элементов состоит железнодорожный путь?
4. В каких условиях применяют автомобильный транспорт для транспортирования грузов?
5. Из каких элементов состоит автодорога в карьерах?
6. По каким критериям определяется категория автодорог в карьере?
7. Что такое лобовое сопротивление?
8. В каких условиях применяют конвейерный транспорт для транспортирования грузов?
9. Из каких элементов состоит конвейер?
10. По каким признакам классифицируются конвейеры? Какие типы конвейеров вы знаете?

Литература к главе 4

1. Табакман И.Б., Абидов Г.М. Управление грузопотоками в карьерах. Ташкент: Фан, 1985,- 120 с.
2. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1974, – 520 с.
3. МГМ
4. Мальгин О.Н., Коломников С.С. Исследование влияния расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы на показатели работы автотранспорта. Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом.» Ташкент: Фан, 1997. с.91-97.
5. Качан А.Ф. Определение зависимости грузооборота карьерного транспорта от глубины карьера при помощи эквивалентного вертикального тонно-километра// Горный журнал. 1975. № 11. С.36-39.
6. Червяк Е.А., Бредихин А.А., Бабаков А.Б. Развитие технологического автотранспорта карьера Мурунтау. Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С.85-91.
7. Совершенствование процессов открытой разработки сложно-структурных месторождений эндогенного происхождения / Кучерский Н.И. Лукьянов А.Н. Демич Л.М. и др.// Ташкент Фан 1998. – 254 с.
8. Е.А. Сапаков, С.С. Кулнияз. Циклично-поточная технология с использованием самоходных дробильных установок. «Горная Промышленность» №5 (81) 2008г.
9. Демин А.М., Зуев В.Н., Пахомов Е.М. Сборник задач по открытой разработке месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие для техникумов. – М.: Недра, 1985. 192с.
10. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. Справочник. Открытые горные работы. – М.: Горное бюро, 1994.

ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

5.1. Общие положения

Отвалообразование является важным звеном и завершающим этапом в общей технологической цепи производственных процессов при открытой разработке месторождений. От четкого и безаварийного выполнения отвальных работ в значительной степени зависят технико-экономические показатели работы не только выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и всего карьера в целом.

Искусственная насыпь, образуемая в результате размещения вскрышных пород на специально отведенных площадях, называется отвалом, а совокупность производственных операций по приему и размещению вскрышных пород в отвале – отвалообразованием (отвальными работами).

Отвалы в комплексе с техническими устройствами, средствами механизации и автоматизации процесса отвалообразования, а также транспортными и энергетическими коммуникациями представляют собой **отвальное хозяйство** карьера. Технология, механизация и организация отвальных работ составляют сущность и содержание процесса отвалообразования.

Технология отвальных работ включает следующие основные операции: разгрузку пород, складирование пород и перемещение транспортных коммуникаций на отвале. Характер этих операций и средства их механизации зависят от принятого способа отвалообразования, который определяется в первую очередь видом применяемого карьерного транспорта, а также зависит от объемов и физико-технических свойств, складироваемых пород, размера отвальных площадей, общей высоты отвала, числа отсыпаемых ярусов и других факторов.

Способы отвалообразования и средства механизации отвальных работ должны обеспечивать бесперебойное складирование породы. Для

механизации отвальных работ применяют одноковшовые экскаваторы и отвальные плуги при железнодорожном транспорте, консольные отвалообразователи при конвейерном транспорте, бульдозеры при автомобильном транспорте и другое оборудование. Параметры средств механизации отвальных работ выбираются с учетом топографических, горногеологических, климатических и организационно-технических факторов.

В зависимости от места расположения различают внутренние, внешние и комбинированные отвалы.

Внутренние отвалы размещаются в выработанном пространстве карьеров. Применение внутренних отвалов возможно только при разработке сразу на всю мощность горизонтальных и пологих залежей. В последние годы внутренние отвалы эпизодически начали применять и при разработке крутопадающих месторождений.

Внешние отвалы размещают за пределами карьерного поля в местах, не содержащих полезных ископаемых и по возможности мало пригодных для выращивания сельскохозяйственных культур. Они применяются при разработке наклонных и крутопадающих месторождений, а также в начальный период разработки горизонтальных месторождений малой и средней мощности до образования выработанного пространства, вместимости которого достигаются для размещения внутренних отвалов.

При комбинированных отвалах часть вскрышных пород размещают во внешних, а часть во внутренних отвалах. Такие отвалы обычно применяют при разработке горизонтальных и пологих месторождений с большой мощностью покрывающих пород.

По количеству горизонтов (ярусов) отсыпки отвалы бывают одноярусные, двухъярусные и многоярусные.

К основным параметрам отвалов относятся: высота яруса и отвала в целом; вместимость отвала, число отвальных участков; длина фронта разгрузки и приемная способность отвального участка и отвала в целом;

производительность отвального участка и отвала в целом. Величина этих параметров зависит главным образом от физико-механических свойств размещаемых пород и пород основания отвала, а также от принятого способа отвалообразования.

К отвальным работам предъявляют следующие требования: безопасность условий работы людей и оборудования, простота и удобство организации работы, бесперебойность работы транспорта на отвалах, частичное или полное расположение отвалов в выработанном пространстве карьера, минимальное расположение отвалов на плодородных землях и др.

5.2. Схемы развития отвалов. Элементы отвала

Отвал развивается в пространстве по мере поступления в него вскрышных пород. При этом перемещение фронта отвальных работ определяет схему развития отвалов в плане. А поскольку фронт отвальных работ формируется главным образом под воздействием применяемого транспортного оборудования и может иметь либо прямолинейную (при конвейерном и железнодорожном транспорте), либо криволинейную (при автомобильном, реже железнодорожном транспорте) форму, то различают три схемы развития отвалов: параллельную и веерную в первом случае и криволинейную во втором случае.

При параллельной схеме развития отвалов железнодорожный рельсовый путь или конвейер перемещаются параллельно их первоначальному положению (рис. 71.). Чтобы сохранить длину отвала, возводят передовые насыпи или наращивают его.

При веерной схеме развития отвалов упрощается передвижка рельсовых путей и конвейеров (рис.72). Шаг передвижки путей (по фронту) является величиной переменной. Для сохранения фронта работ может создаваться передовая насыпь.

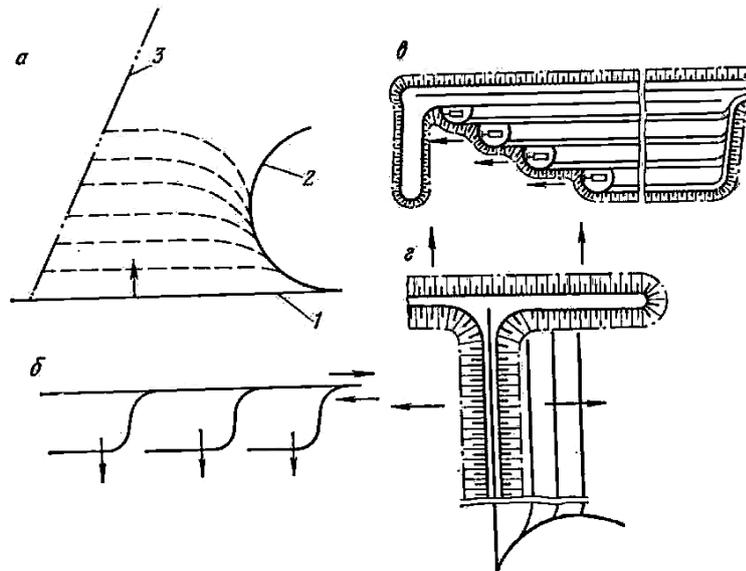


Рис. 71. Схема параллельного развития отвала при железнодорожном транспорте:

a – односторонняя (1 – отвальный путь; 2- кривая стрелочного перевода; 3 – граница отвала); *б* – многотупиковая; *в* – то же, с передовой насыпью; *г* – с передовой насыпью при постоянной длине фронта.

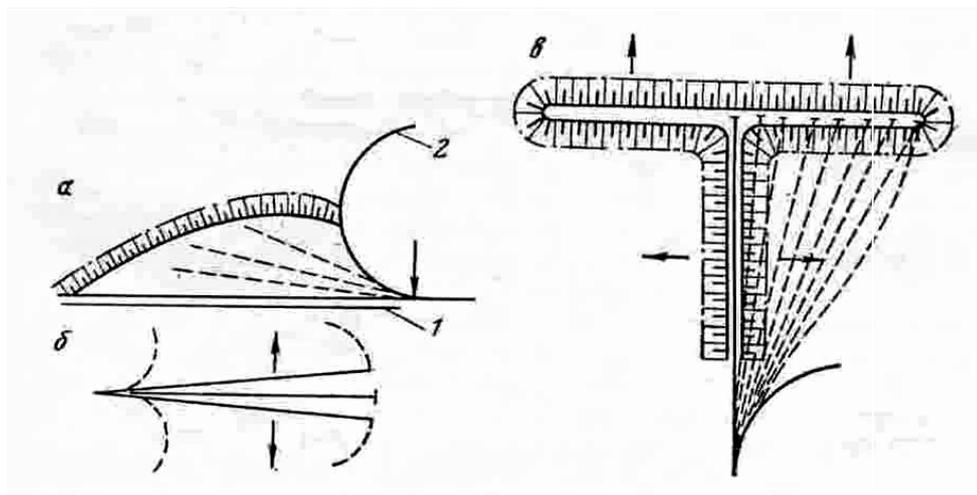


Рис. 72. Схема верного развития отвала:

a – односторонняя (1 – отвальный путь; 2- кривая стрелочного перевода); *б* – двухсторонняя; *в* – то же, с передовой насыпью.

При криволинейной схеме развития отвала постепенное увеличение фронта разгрузки достигается за счет увеличения длины выпуклой кривой

(рис.73). При железнодорожном транспорте такое увеличение фронта разгрузки достигается за счет вставки отрезков рельсов (врезок) различной длины, а при автомобильном транспорте – изменением интенсивности разгрузки породы на разных участках. При ограниченной отвальной площади породы укладываются в два и более яруса. Высота ярусов определяется расчетом и корректируется по мере накопления фактического материала об устойчивости пород.

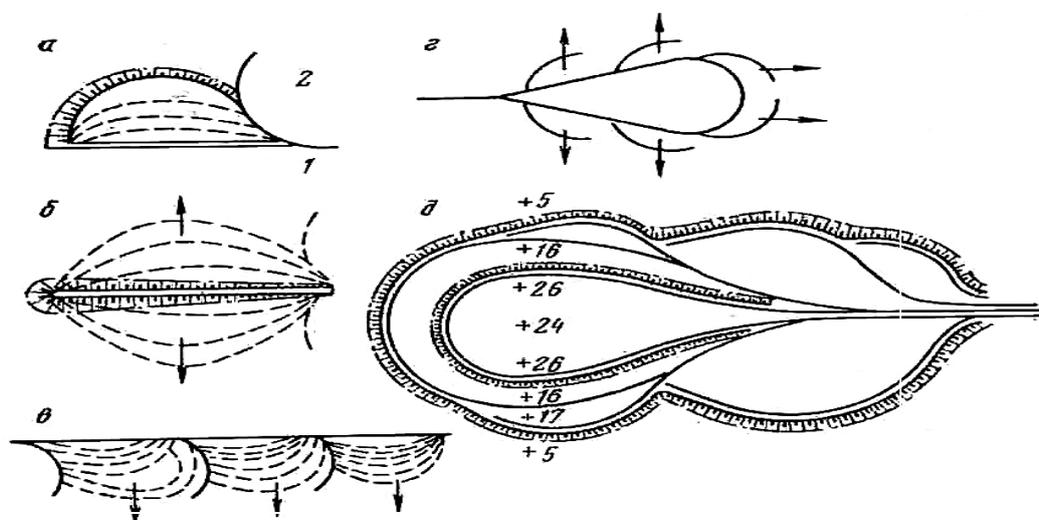


Рис. 73. Схема криволинейного развития отвала при железнодорожном транспорте:

а – односторонняя (1 – отвальный путь; 2- кривая стрелочного перевода);
б – двухсторонняя *в* – односторонняя многотупиковая; *г* – многотупиковая кольцевая; *д* – то же, с двумя ярусами.

Например, при открытой разработке крутопадающего месторождения Мурунтау отвалообразование осуществляется с применением конвейерного и автомобильного транспорта. Формирование конвейерных отвалов ведется тремя ярусами с высотой первого яруса (предотвала) 30-50 м, второго яруса - 60 м и третьего - 25 м. Общая высота конвейерного отвала достигает 120-135 м. Автомобильный отвал формируется в два яруса высотой по 30-60 м каждый. Характерные формы и высота отвалов карьера Мурунтау приведены в табл. 52 и на рис. 74.

Типичные формы и высота отвалов карьера Мурунтау

Отвалообразующий агрегат	Система Отсыпки	Форма откоса отвала	Форма отвала в плане	Высота отвала, м
Бульдозер и автосамосвал	Рассредоточенная	Прямолинейная	Криволинейная (вогнутая)	25÷70
Консольный отвалообразователь	Сосредоточенная	Прямолинейно-ступенчатая Прямолинейная	Прямолинейная	28÷35

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



Рис. 74. Примеры параллельного (1), вверного (2) и криволинейного (3) развития отвалов карьера Мурунтау.

Возведение первоначальных насыпей имеет целью образование необходимого фронта отвальных работ при определенной высоте отвального уступа. С целью обеспечения нормального расположения транспортных коммуникаций ширина первоначальной насыпи поверху должна составлять 7-10м. При возведении отвала на косогоре сначала создается транспортная

берма, затем отвал развивают до допустимой высоты по условиям устойчивости пород.

При возведении отвала на равнинной местности первоначальная насыпь сооружается из пород вскрыши. В зависимости от типа вскрышных пород и вида карьерного транспорта первичная насыпь может сооружаться при помощи мехлопат, бульдозеров.

К примеру отвалы карьеров Мурунтау, Кальмакыр, разреза Ангренский сложены в основном скальными породами, которые отсыпаются на устойчивое горизонтальное или слабонаклонное основание как в равнинной местности так и в условиях склонов гор и естественных углублений, что предопределяет своеобразное формирование отвалов и возникновение деформаций, характерных именно для этих условий [1-4]. На разрезе Ангренский внешнее отвалообразование производится с засыпкой долины р. Ангрэн. Отвалы расположены в 12 км от карьера на горных склонах. Оборудованы они одноковшовыми экскаваторами СЭ-3 и ЭЖГ-4. Порода доставляется к разгрузочным тупикам в думпкарах.

Отвалы являются нагруженными, т.к. отвалообразование производится с поверхности отвала, а отвальное оборудование и люди находятся в зоне возможного оползания и в пределах его устойчивой части. Углы наклона оснований отвала колеблются от 0 до 25° и более.

5.3. Обоснование безопасных параметров отвала

Одной из важнейших задач, возникающих при разработке месторождений полезных ископаемых, является обеспечение безопасности отвальных работ и оборудования, что достигается в том случае, если формируемая насыпь не деформируется с образованием трещин отрыва и неконтролируемым смещением отсыпаемых пород в вертикальной и горизонтальной плоскости.

К настоящему времени собран большой объем фактического материала по нарушениям устойчивости и особенностям развития деформаций отвалов.

Накопленный опыт позволил предложить методы оперативной оценки устойчивых параметров отвалов, базирующиеся на концепции обеспечения безопасности отвальных работ и увеличении их вместимости. Основу такой концепции составляет иерархически построенная структура, в которой устойчивость отвала в целом определяется устойчивостью системы "отвал-основание", а безопасность отвального оборудования – устойчивостью системы "машина-отвал". Этот подход способствует правильному пониманию значения устойчивости отвала в обеспечении безопасности работ и оборудования, а его отправным моментом является определение устойчивых параметров системы "отвал-основание"[4].

Одним из основных факторов, влияющих на устойчивость системы "отвал-основание", являются физико-механические характеристики отсыпаемых пород и пород основания отвала, а параметрами, обеспечивающими безопасность отвальных работ и оборудования, - высота отвала и величина призмы обрушения пород отвала.

Характеристики отсыпаемых в отвал пород представлены, главным образом, коэффициентом внутреннего трения, равным тангенсу угла естественного откоса, который на практике изменяются от 34 до 38°. Уложенные в отвал крупнокусковые породы при высоте до 10 м имеют угол естественного откоса 42-45°, а высокие отвалы крупнокусковых пород в нижней части выхолаживаются до 25-30°.

Характеристики пород основания отвала определяются, главным образом, сцеплением и углом внутреннего трения, от которых зависит их удерживающая способность. Если эта удерживающая способность больше сдвигающих усилий, возникающих под действием уложенных пород в отвале, то отвал сохраняет устойчивость, а если нет – то происходит его деформация со сдвижением части пород. А поскольку породы основания отвала имеют различное сцепление, то и основание отвала имеет различную удерживающую способность, которая является трудно регулируемой величиной. Поэтому гораздо проще отрегулировать сдвигающие усилия, изменяя высоту отвала.

Это связано с тем, что величина сдвигающих усилий находится в прямой зависимости от высоты отвала, а увеличение или уменьшение высоты отвала приводит к пропорциональному увеличению или уменьшению сдвигающих усилий в его основании.

Таким образом, главным условием безопасного ведения отвальных работ является соответствие высоты отвала несущей способности пород в его основании.

Известно, что с увеличением угла естественного откоса пород в отвале и угла внутреннего трения пород в основании отвала предельная высота и призма обрушения отвала уменьшаются, а с увеличением сцепления пород в основании отвала – увеличиваются (табл.5.3.1).

Таблица 53

Расчетные параметры отвала с характерной несущей способностью основания

Характер контакта «отвал-основание»	Параметры отвала						
	C, МПа	φ , град	$\alpha=38^0$	$\alpha=37^0$	$\alpha=36^0$	$\alpha=35^0$	$\alpha=34^0$
Сильный контакт	0,124	21	$\frac{131}{30}$	$\frac{148}{29}$	$\frac{170}{28}$	$\frac{203}{28}$	$\frac{253}{27}$
Ослабленный контакт	0,047	26	$\frac{93}{17}$	$\frac{107}{17}$	$\frac{122}{17}$	$\frac{149}{18}$	$\frac{198}{18}$
Слабый контакт	0,021	27	$\frac{49}{12}$	$\frac{57}{12}$	$\frac{69}{12}$	$\frac{88}{12}$	$\frac{119}{12}$

Примечание: в числителе – расчетная высота отвала, м; в знаменателе – призма обрушения, м;

φ – угол внутреннего трения;

α – угол естественного откоса.

Эти выводы справедливы для большинства карьеров Узбекистана, отвалы которых из плотных и крепких пород размещаются на основаниях из песчано-глинистых пород с образованием в зависимости от величины сцепления слабого ($C \leq 0,025$ МПа), ослабленного ($0,025 \text{ МПа} < C \leq 0,050$ МПа) или сильного ($C > 0,05$ МПа) контакта «отвал-основание».

Безопасность работы оборудования на отвале обеспечивается при сохранении устойчивости системы "машина-отвал". Это требование выполнимо в том случае, если горно-транспортное оборудование находится за пределами возможной призмы обрушения отсыпаемых пород, что регламентируется действующими правилами безопасности [5, 6]. Ими же при использовании автотранспорта предусматривается и отвалообразование бульдозером, что означает разгрузку породы на рабочую площадку отвала с последующим ее перемещением бульдозером на откос [7-10]. Такой способ отвалообразования весьма трудоемок, поэтому был разработан способ разгрузки транспортных средств, в частности, автосамосвалов непосредственно на откос отвала через породный предохранительный вал (рис. 75), а в правила безопасности Госгортехнадзором Узбекистана были внесены соответствующие изменения [6]. Безопасные параметры такого отвалообразования были определены исходя из следующих соображений.

Согласно теории предельного равновесия [4, 7, 10] в случае, если фактическая высота отвала не превышает предельного значения, то призма обрушения не формируется. Тем не менее, в таком отвале могут образоваться локальные призмы оползания в результате действия нагрузки, создаваемой горно-транспортным оборудованием, в частности автосамосвалами (рис.75). Ширина такой локальной призмы обрушения является шириной бермы безопасности.

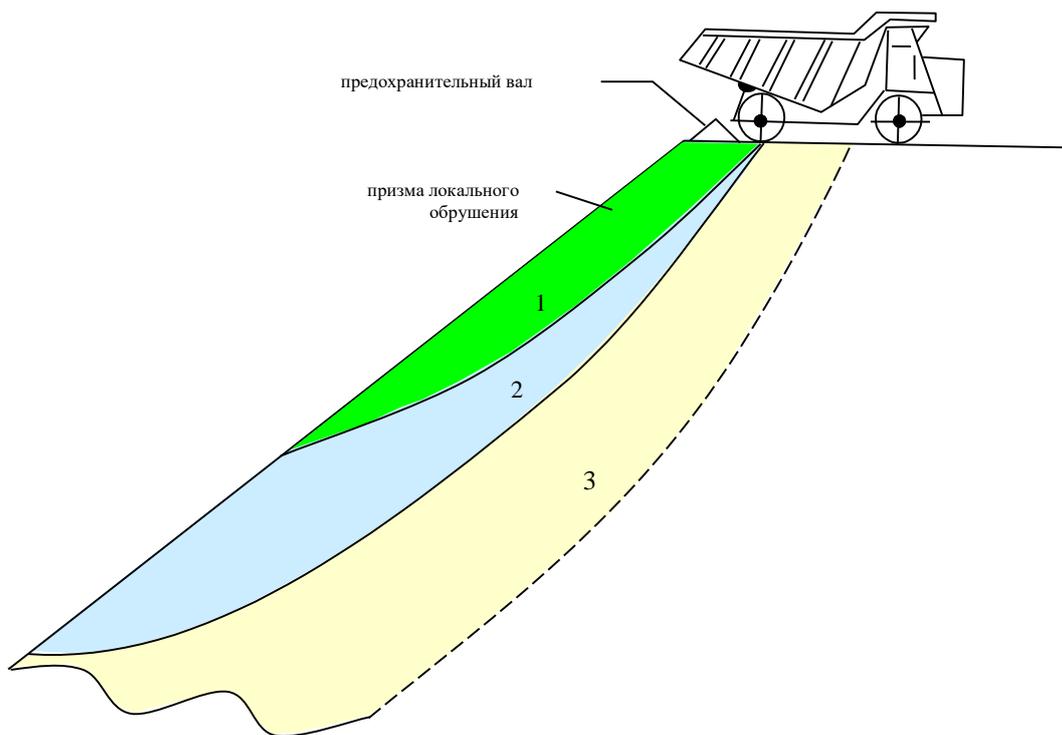


Рис. 75. Схема формирования локальной призмы обрушения при разгрузке автосамосвала на откос отвала.
1, 2, 3 – варианты призм оползания.

Величина бермы безопасности представляет собой минимально допустимое расстояние от верхней бровки отвала до оси заднего колеса автосамосвала при его разгрузке. Локальная призма обрушения не образуется, если удерживающие усилия по линии сдвига пород равны или превышают сдвигающие усилия от веса пород и оборудования:

$$k_3 = \frac{T_y}{T_n + T_o} \geq 1,0 . \quad (99)$$

где k_3 – коэффициент запаса устойчивости возможной призмы обрушения;

T_y – усилия, удерживающие локальную призму возможного обрушения за счет сил трения и сцепления пород в отвале;

T_n, T_o – усилия, сдвигающие локальную призму возможного обрушения под действием собственного веса и веса оборудования на отвале.

5.4 Отвалообразование при железнодорожном транспорте

При железнодорожном транспорте для складирования пород на отвалах принимаются мехлопаты, драглопаты, отвальные плуги, бульдозеры.

Экскаваторными называются отвалы, на которых породу после выгрузки ее из транспортных средств размещают в отвале одноковшовыми экскаваторами. Наиболее часто этот способ отвалообразования применяется при железнодорожном транспорте.

Технология складирования пород в отвалы одноковшовыми экскаваторами включает три основные, последовательно выполняемые операции: собственно отвалообразование, перевод экскаватора на новую заходку и переукладку железнодорожного пути [11].

Сущность экскаваторного отвалообразования заключается в перемещении выгруженной из вагонов породы в отвал экскаватором (рис.76.).

Для этого отвальный уступ разбивается на два подступа. Породу из вагонов разгружают в специальный приемный котлован, создаваемый экскаватором у нижней бровки верхнего подступа, откуда ее экскаватором переваливают в двух направлениях: вперед по ходу экскаватора наоткос нижнего подступа и назад в верхний подступ. Длину приемного котлована принимают не менее длины одного -двух вагонов (обычно 15-20 м), глубину 0,8-1 м, что обеспечивает предохранение ходовой части экскаватора от ударов крупных кусков породы при разгрузке вагонов.

Экскаваторные отвалы, как правило, развиваются в результате параллельного подвигания фронта работ. После того, как экскаватор отсыпал породой отвальную заходку, переносят железнодорожный путь в новое положение, а экскаватор переводят на новую заходку по верхней или нижней площадке отвала.

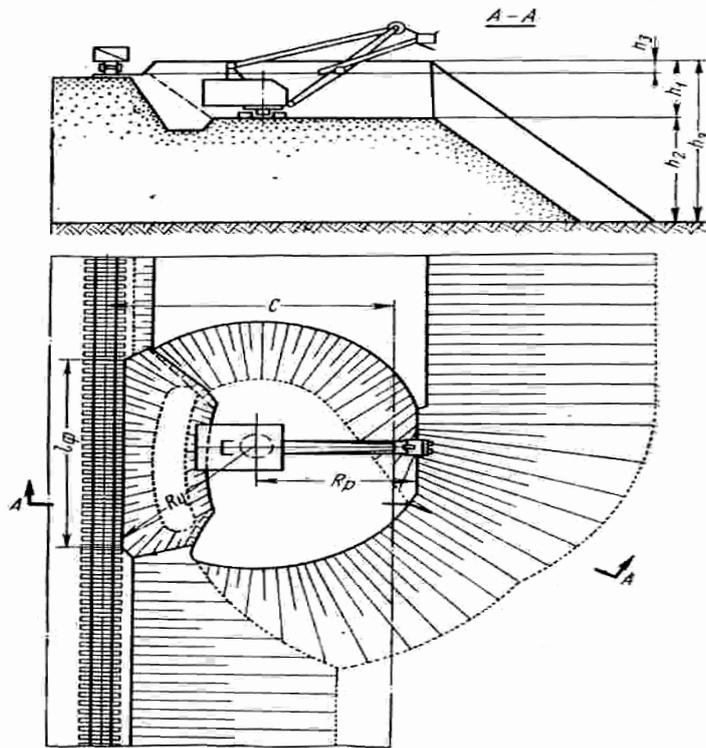


Рис.76. Схема экскаваторного отвала:

h_3 – высота отвала; h_1 и h_2 –соответственно высоты верхнего и нижнего подступа отвала; h_3 – превышение вновь отсыпаемой отвальной заходки над старой; c – шаг передвижки путей; $R_{\text{ч}}$ и $R_{\text{р}}$ – соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора; $l_{\text{ф}}$ – длина фронта разгрузки.

Расчет экскаваторных отвалов при применении одноковшовых экскаваторов в основном сводится к определению высоты отвала, числа отвальных тупиков, эксплуатационной производительности отвального экскаватора.

Высота отвала при использовании мехлопат изменяется в широких пределах и зависит от свойств складировемых пород и пород основания отвала, рельефа местности и линейных параметров экскаватора. На равнинной местности при складировании полускальных пород высота отвала составляет 15-30 м.

Высота экскаваторного отвала определяется по формуле:

$$H_0 = h_1 + h_2, \text{ м} \quad (99)$$

где h_1 – высота верхнего подступа, м;

h_2 – высота нижнего подступа (принимается в зависимости от устойчивости пород), м.

Высота верхнего подступа зависит от высоты разгрузки экскаватора и составляет 4-6, 6-8 и 7-9 м соответственно для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5.

Шаг переукладки отвальных путей (м) зависит от линейных параметров экскаватора и определяется по формуле

$$A_0 = (R_u + R_p) k_n \quad (100)$$

где: R_u, R_p - соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м;

$k_n = 0,85 \dots 0,9$ – коэффициент, учитывающий использование линейных параметров экскаватора.

Для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 шаг переукладки составляет соответственно 25, 30 и 35 м.

Оптимальная длина отвальных тупиков, обеспечивающая наиболее экономичное использование горного и транспортного оборудования, устанавливается на основе технико-экономических расчетов и составляет 1500-2000 м.

Высота отвального уступа h_o , шаг переукладки отвальных путей и длина $L_{o.m}$ отвального тупика являются основными параметрами отвала. При установленных основных параметрах отвала отвальные его параметры определяются по следующим формулам.

1. Приемная способность отвального тупика (по объему в целике) между двумя переукладками пути

$$V_{o.m} = \frac{h_o A_o L_{o.m.}}{k_{p.o.}}, \text{ м}^3 \quad (101)$$

где: $k_{p.o}$ – коэффициент разрыхления пород в отвале, $k_{p.o} = 1,2 \dots 1,4$;

$L_{o.m}$ – длина отвального тупика, м.

2. Продолжительность работы отвального тупика между двумя переукладками пути

$$t_{p.т} = \frac{V_{o.т}}{V_c}, \text{ сутки} \quad (102)$$

где: V_c – суточная приемная способность (по объему в целике) отвального тупика, м³/сутки;

$$V_c = \frac{n_c n_g q_{gp}}{\gamma_{ц}} \quad (103)$$

где: n_c – число локомотивосоставов, которые могут быть разгружены в сутки;

n_g – количество вагонов в составе, шт;

q_{gp} – грузоподъемность вагона, т;

$\gamma_{ц}$ – плотность пород в целике, т/м³.

$$n_c = \frac{k_{н.р} T_c}{t_0 + t_p}, \text{ составов} \quad (104)$$

где: $k_{н.р} = 0,85 \div 0,95$ – коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта;

T_c – число часов работы тупика в сутки;

t_0 – продолжительность обмена локомотивосостава на отвале, ч;

t_p – продолжительность разгрузки локомотивосостава, ч;

$$t_0 = \frac{2L_o}{v_{л}} + \tau \quad (105)$$

где: L_o – расстояние от обменного пункта до середины отвального тупика, км;

$v_{л}$ – средняя скорость движения локомотивосостава по отвальным путям, км/ч;

τ – продолжительность железнодорожной сцепки (связи), ч;

$$t_p = n_g t_g \quad (106)$$

где: n_g – число думпкаров в локомотивосоставе;

t_g – продолжительность разгрузки думпкара, ч.

3. Число отвальных тупиков в работе

$$N_{m.p.} = \frac{V_{в.с.}}{V_c} \quad (107)$$

где $V_{в.с.}$ - суточный объем вскрыши, поступающий на отвал, м^3 .

4. Общее количество отвальных тупиков с учетом резерва,

$$N_{m.o} = N_{m.p} \left(1 + \frac{t_{n.m.}}{t_{p.t}}\right) \quad (108)$$

где $t_{n.m.}$ - продолжительность переукладки пути на отвальном тупике, сут.

Пример

Определить шаг переукладки железнодорожного пути и приемную способность отвального тупика длиной 1500 м между двумя перекладками пути. Складирование пород производится экскаватором ЭКГ-8И, высота отвального уступа 20 м. Шаг переукладки пути определяем по формуле (100). Для этого по технической характеристике экскаватора ЭКГ-8И устанавливаем радиус черпания $R_c = 11.9$ м и разгрузки $R_p = 16.3$ м.

Решение.

1. Коэффициент использования линейных параметров экскаватора принимаем $k_n = 0,9$ и определяем шаг передвижений путей. После подстановки известных значений в формулу (100) получим

$$A_o = (11,9 + 16,3) \cdot 0,9 = 25,4 \text{ м.}$$

2. Принимаем коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{p.o} = 1,2$ и по формуле (5.4.2) определяем приемную способность отвального тупика

$$V_{o.m} = 20 \cdot 25,4 \cdot 1500 / 1,2 = 635000 \text{ м}^3$$

Пример 5.4.2.

Определить рабочее и общее число железнодорожных тупиков при суточном грузообороте 25000 м^3 , использовании на отвале экскаваторов ЭКГ-8И и транспортировании пород (плотность в целике $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$) в думпкарах 2ВС-105. Полезная масса локомотивосостава из восьми думпкаров равна 824 т.

Решение.

1. Принимаем и по формуле 100. определяем шаг передвижки отвального пути

$$A_o = (11,9+16,3)0,9 = 25,4 \text{ м.}$$

2. Принимаем $h_o = 20$ м, $L_{o.m} = 2000$ м, $k_{p.o} = 1,2$ и по формуле (103) определяем приемную способность отвального тупика

$$V_{o.m} = 20 \cdot 25,4 \cdot 2000 / 1,2 = 847000 \text{ м}^3.$$

3. Принимаем $v_l = 28$ км/ч, $L_o = 1,5$ км, $\tau = 0,14$ ч и по формуле (106) определяем продолжительность обмена локомотивосостава на отвале

$$t_o = 2 \cdot 1,5 / 28 + 0,14 = 0,25 \text{ ч.}$$

4. Средняя продолжительность разгрузки на отвалах $t_g = 1,5 \dots 2$ мин. Примем $t_g = 2$ мин. По формуле (107) определяем продолжительность разгрузки локомотивосостава

$$t_p = 8 \cdot 2 / 60 = 0,3 \text{ ч.}$$

5. Принимаем $T_c = 22$ ч., $k_{н.р} = 0,9$ и по формуле (105) определяем число локомотивосоставов, которые могут быть разгружены за сутки

$$n_c = 0,9 \cdot 22 / (0,25 + 0,3) = 36 \text{ штук.}$$

5. По формуле (104) определяем суточную приемную способность отвального тупика

$$V_c = 36 \cdot 824 / 2,7 = 10987 \text{ м}^3/\text{сутки.}$$

6. По формуле (108) определяем число отвальных тупиков в работе при суточном объеме вскрыши $V_{в.с.} = 25\ 000 \text{ м}^3$

$$N_{mp} = 25000 / 10987 = 2,3 \approx 2 \text{ тупика.}$$

8. По формуле (103) продолжительность работы отвального тупика между двумя переукладками пути

$$t_{p.m} = 847000 / 10987 = 77 \text{ суток.}$$

9. Принимаем $t_{m.p.} = 10$ сут, по формуле (109) определяем общее число отвальных тупиков

$$N_{т.о} = 2(1 + 10/77) = 2,6 \approx 3 \text{ штуки.}$$

5.5 Отвалообразование консольными отвалообразователями

при конвейерном транспорте

При конвейерном транспорте вскрышные породы размещают в отвалы консольными ленточными отвалообразователями работающими в комплексе с передвижными ленточными конвейерами или многочерпаковыми экскаваторами.

Технология отвалообразования консольными отвалообразователями заключается в следующем. Оборудование отвала включает отвальный ленточный конвейер, принимающий породу с магистрального конвейера, и консольный ленточный отвалообразователь, который принимает породу с отвального конвейера и отсыпает ее в отвал. Иногда между отвалообразователем и отвальным конвейером устанавливают ленточный перегружатель, что позволяет значительно увеличить приемную способность отвала при одном положении отвального конвейера. Отвальная заходка отсыпается путем поворота отвальной консоли в горизонтальной плоскости. Фронт отвальных работ при использовании ленточного отвалообразователя развивается по веерной и по параллельным схемам. Поверхность отвалов планируется бульдозерами, а отвальные ленточные конвейеры передвигаются бульдозерами.

Высота отвала, образуемого консольным ленточным отвалообразователем, зависит от физико-технических характеристик пород и линейных параметров отвалообразователя. В карьере Мурунтау применяются отвалообразователи типа ОШС 4000/125 с длиной отвальной консоли 90 м, и приемной консоли 30 м, что обеспечивает отсыпку пород в отвал на расстояние до 125м.

Консольный отвалообразователь представляет собой одноопорную металлическую форму, смонтированную на поворотной платформе, имеющей самостоятельный ход (рис.76). Для работы в комплексе с цепными экскаваторами отвалообразователи изготавливают на рельсовом ходу. Приемная

консоль отвалообразователя может подниматься и опускаться в вертикальной плоскости, меняя высоту приемного бункера над уровнем земли.

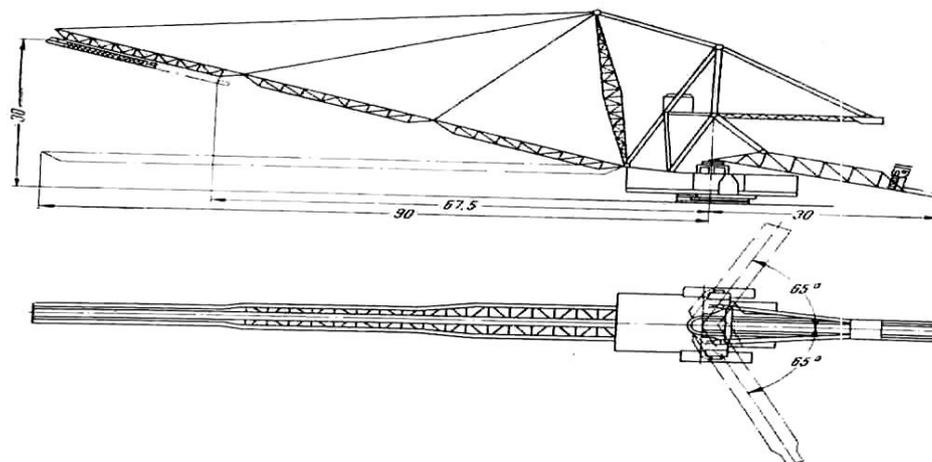


Рис. 76. Схема консольного отвалообразователя

Схемы складирования пород с применением консольных отвалообразователей должны быть просты, экономичны, обеспечивать высокую производительность труда, минимальное число передвижек конвейеров и максимальную приемную способность отвала.

Пример формирования отвалов с использованием консольных отвалообразователей в условиях карьера Мурунтау приведен на рис. 77 и 78.



Рис. 77. Пример формирования нижнего яруса отвала устойчивой высоты



Рис. 78. Пример ограничения высоты отвала высотой разгрузки отвалообразователя

При конвейерном транспорте применяют схемы развития отвалов с параллельным и веерным перемещением фронта работ (рис.79). При выборе схемы формирования отвала следует учитывать не только технологические простои, связанные с передвижкой конвейеров, но безопасность работ, связанную с устойчивостью основания и высотой яруса отвала.

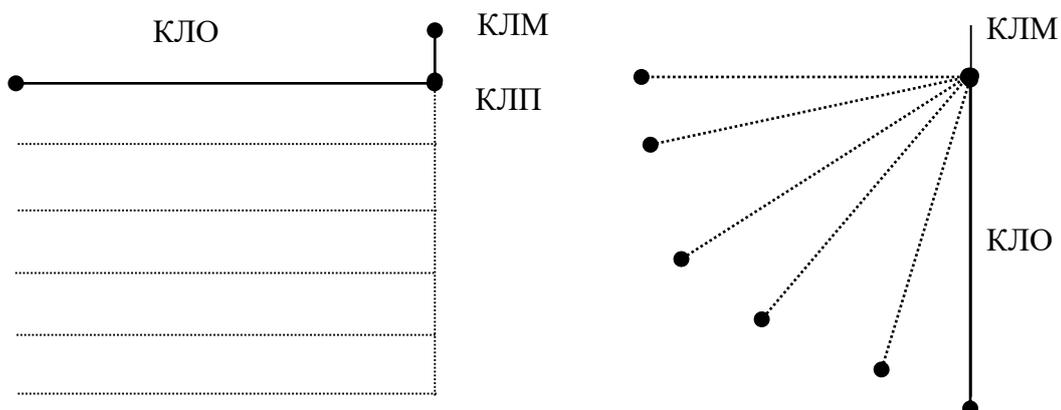


Рис. 79. Варианты перемещения конвейерной линии с параллельной (а) и веерной (б) передвижкой отвального конвейера: КЛО, КЛМ и КЛП - соответственно отвальный, магистральный и передаточный конвейеры.

Конвейерный способ отвалообразования при доставке породы из карьера на отвалы конвейерным транспортом является наиболее простым и экономичным, обеспечивающим наибольшую приемную способность отвалов и производительность труда.

Эффективность работы комплекса отвалообразования зависит от технологических схем, различающихся затратами времени на передвижку отвальных конвейеров, на маневр отвалообразователя при формировании первоначальной насыпи отвала, на обход мертвых зон, работу в тупиках и другие операции, требующие затрат времени на их выполнение [12]. Доля непроизводительных технологически необходимых затрат времени на передвижку отвальных конвейеров зависит от ширины заходки и высоты яруса отвала и при существующих схемах значительна.

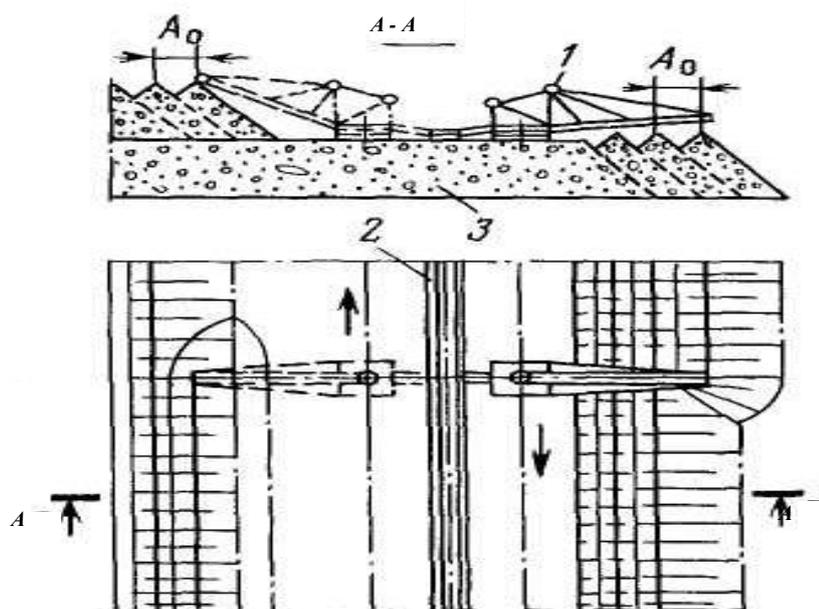


Рис. 80. Схема отвалообразования консольным отвалообразователем:

1 – отвалообразователь; 2 – отвальный конвейер; 3 – основание отвала; A_o – шаг разгрузки; ← направление перемещения отвалообразователя.

Отсыпку породы в отвал консольным отвалообразователем, как правило, проводят в два яруса. При этом сначала отсыпают отвальную заходку в

нижний ярус, а затем при обратном ходе отвалообразователя вдоль отвального конвейера – в верхний ярус, расположенный по другую сторону отвального конвейера. При работе отвалообразователя с вылетом консоли 100 м ширина

отвальной заходки достигает 115 м при общей высоте отвала более 130 м.

При веерной схеме развития отвала отвальные конвейерные линии имеют постоянную длину, поэтому нет необходимости наращивать соединительные конвейеры. Недостатком такой системы является переменная по фронту ширина заходки, которая должна регулироваться при отсыпке отвала.

При параллельной схеме развития отвала заходка имеет постоянную ширину, что значительно упрощает технологию отвалообразования. Однако эта схема требует удлинения соединительных конвейеров.

Характеристика консольных отвалообразователей, широко применяемых на отечественных карьерах и за рубежом приведена в табл. 54.

Таблица 54

Технические характеристики консольных отвалообразователей

Показатели	Отвалообразователи				
	ОШ-1	ОГ 850/75	ОШ1500/ 125	ОШ450 0/90	ОШС 4000/125
Максимальная производительность (в рыхлой массе), м ³ /ч	650	850	1500	4500	4000
Максимальный радиус отсыпки, м	80	75	125	90	125
Максимальная высота отсыпки, м	25	28	40	30	30
Длина приемной консоли, м	14,8	21	37,5	30	
Ход	Шагающий	Гусеничный	Шагающий	Шагающий	Шагающе-рельсовый
Масса отвалообразователя, т	195	225	500	765	740

Основными параметрами консольных отвалообразователей, являются производительность, длина отвальной консоли и вес консольного отвалообразователя. Длина отвальной консоли определяет общую высоту отвала и протяженность фронта отвальных работ. (Рис. 80)

С увеличением длины отвальной консоли возрастает приемная способность отвала, следовательно, сокращается фронт отвальных работ. Кроме того, длина отвальной консоли влияет на вес консольного отвалообразователя.

Главным параметром яруса при верхней отсыпке является его максимальная высота, которая определяется из выражения:

$$H_{яp\ max} = (R_o - a) \operatorname{tg} \beta_k + h - \Delta h, \text{ м} \quad (109)$$

где R_o – радиус отсыпки пород в отвал, м;

a – расстояние от оси вращения отвалообразователя до пяты отвальной консоли, м;

β_k – максимальный угол наклона отвальной консоли к горизонту, $\beta_k = 18^\circ$;

h – расстояние от поверхности отвала до пяты отвальной консоли, м

Δh – минимальное расстояние между концом отвальной консоли и гребнем отвала, $\Delta h = 1,5$ м.

Радиус отсыпки пород в отвал может быть определен по формуле:

$$R_o = L_{ок} \cos \beta_k + a, \text{ м} \quad (110)$$

где $L_{ок}$ – длина отвальной консоли, м;

После подстановки известных значений и преобразований получаем формулу для определения максимальной высоты верхнего яруса отвала при отсыпке консольными отвалообразователем:

$$H_{яp\ max} = 0,3 L_{ок} + h - \Delta h, \text{ м.} \quad (111)$$

Ширина отвальной заходки при отсыпке верхнего яруса отвала определяется из выражения:

$$A_{\text{в}} = L_{\text{ст}} - l_{\text{бр}}, \text{ м} \quad (112)$$

где: $L_{\text{ст}}$ - вылет отвальной консоли отвалообразователя, равный максимальному расстоянию по горизонтали от конвейера до конца отвальной консоли, м;

$l_{\text{бр}}$ – расстояние от конвейера до нижней бровки отвала, м.

При параллельной передвижке отвального конвейера вместимость верхнего яруса отвала может быть определена по формуле:

$$V_{\text{в}} = A_{\text{в}} \cdot H_{\text{яр max}} \cdot L_{\text{омв}} \cdot k_{\text{зан}} \cdot (1 - k_{\text{ус}}), \text{ м}^3 \quad (113)$$

где $L_{\text{омв}}$ – длина отвального конвейера, м;

$k_{\text{зан}}$ – коэффициент использования длины отвального конвейера для продуктивной работы отвалообразователя, $k_{\text{зан}} = 0,80-0,95$.

$k_{\text{ус}}$ – коэффициент усадки пород в отвале, $k_{\text{ус}} = 0,15-0,18$.

Главным параметром яруса при нижней отсыпке является его максимальная высота, которая при отсыпке скальных пород определяется несущей способностью пород основания, а при отсыпке песчано-глинистых пород – сочетанием несущей способности пород основания и устойчивости формируемого отвала.

Ширина отвальной заходки при отсыпке нижнего яруса зависит от линейных параметров отвалообразователя, устойчивости пород и определяется по формуле:

$$A_{\text{н}} = L_{\text{ст}} - \text{вб}, \text{ м} \quad (114)$$

где: вб - безопасное расстояние от опорной (ходовой) части отвалообразователя до верхней бровки яруса отвала (определяется по графику рис. 5.3.4 а), м.

При параллельной передвижке отвального конвейера вместимость нижнего яруса отвала может быть определена по формуле:

$$V_n = A_n \cdot H_{ня} \cdot L_{отв} \cdot k_{зан} \cdot (1 - k_{yc}), \text{ м}^3 \quad (115)$$

где: $H_{ня}$ - высота нижнего яруса отвала, м.

Шаг передвижки конвейера на отвале определяется шириной отвальной заходки при отсыпке нижнего яруса отвала. Тогда вместимость отвала при отсыпке нижнего и верхнего яруса за одну параллельную передвижку отвального конвейера будет равна:

$$V_{пер} = V_v + V_n, \text{ м}^3. \quad (116)$$

При веерной передвижки отвального конвейера вместимость отвала на одну передвижку уменьшается в два раза, поэтому значение V_v , V_n и $V_{пер}$ должны быть уменьшены в двое.

Длина отвального фронта работ при конвейерном транспорте зависит от длины отвальных конвейеров и на практике изменяется от 0,5 до 2,0 км

5.6. Бульдозерное отвалообразование

Бульдозерное отвалообразование применяют обычно при доставке породы на отвал большегрузными автосамосвалами или тракторными прицепами, реже железнодорожным транспортом. Сущность бульдозерного отвалообразования, заключается в перемещении породы под откос или ее планировке на площадке отвала, которое выполняются бульдозерами.

Технология такого отвалообразования включает три операции: разгрузка породы из автосамосвалов на отвальной площадке; перемещение пород бульдозером под откос отвала; перенос автодорог и разгрузочных секторов.

Существуют два способа бульдозерного отвалообразования - **площадный и периферийный** (рис. 81 а; б). При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются вдоль отвального фронта

в непосредственной близости от верхней бровки откоса отвала или на его откос. Затем порода сталкивается бульдозерами под откос. При площадном способе отвалообразования порода из транспортных средств размещается на верхней площадке отвала, а затем из нее бульдозерами формируют слой, увеличивая высоту отвала. После наращивания слоя по всей площади цикл отвалообразования повторяют. Чаще применяют более экономичное периферийное отвалообразование, при котором объем планировочных работ меньше. Площадное отвалообразование применяется иногда при складировании мягких пород, склонных к деформации, и скальных пород при большой высоте отвала [12].

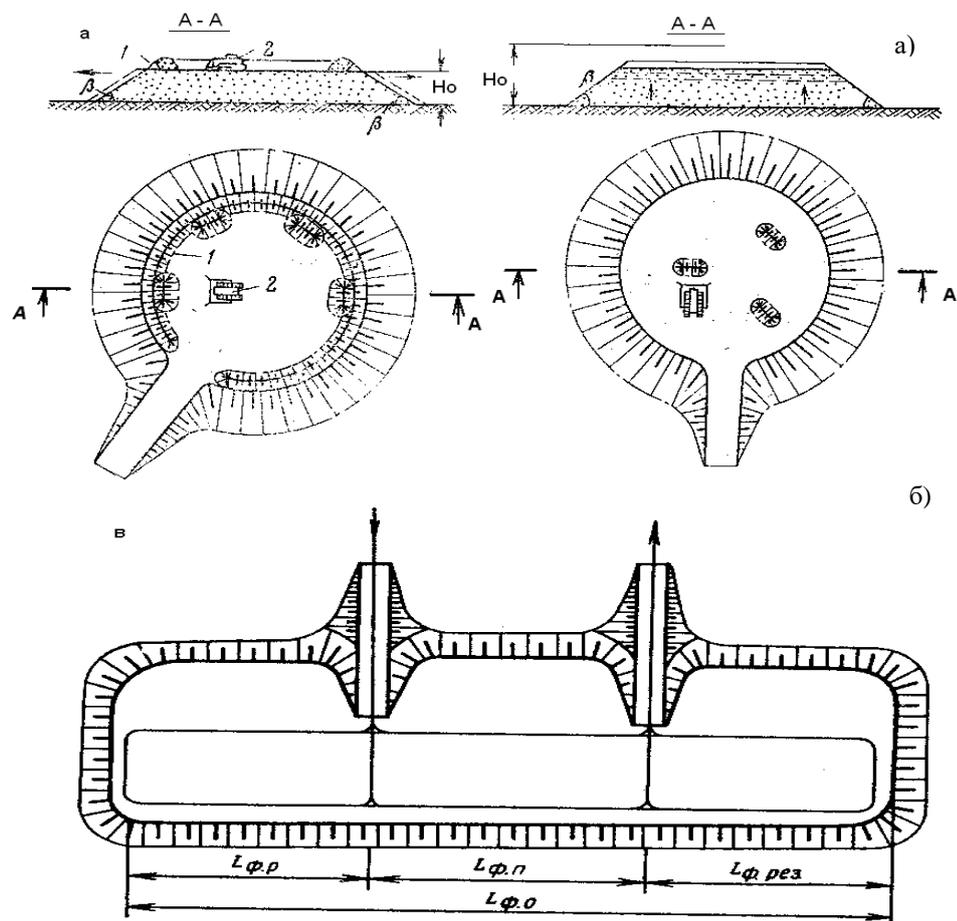


Рис. 81. Площадной (а) и периферийный (б) способы бульдозерного отвалообразования:

1 – предохранительный породный вал, 2 – бульдозер; $L_{ф.о}$, $L_{ф.р}$, $L_{ф.п}$, $L_{ф.рез}$ – соответственно длина фронта отвальных работ разгрузочного, планировочного и резервного секторов.

При периферийном отвалообразовании фронт отвальных работ делится на разгрузочную, планировочную резервную части (сектора).

Бульдозерные отвалы по месту расположения могут быть внутренними и внешними, а по конструкции – одно- и многоярусными (в зависимости от горнотехнических условий).

Контрольные вопросы

1. Какие виды отвалов бывают?
2. Что такое призма возможного обрушения?
3. Какие бывают схемы развития отвала? Охарактеризуйте каждую.
4. Чем отличаются внутренние отвалы от внешних?
5. Что подразумевается под понятием отвалообразование?
6. Какие особенности бывают при железнодорожном, бульдозерном и конвейерном отвалообразовании?
7. Расшифруйте ОШС 4000/125.

Литература к главе 5

1. Лебедкова А.А., Поклонский П.С. Устойчивость отвалов, отсыпаемых в гористой местности. – Ташкент: Фан. 1970.
2. Фисенко Г.А. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра 1965. – 380 с.
3. Наимова Р.Ш. ди
4. Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах. М.: Недра. 1978. – 255 с.
5. Единые правила при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: Недра. 1987.
6. Сытенков В.Н., Бойко А.Н. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. - Ташкент.: Узбекистан. 1995.
7. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов, уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л.: ВНИМИ. 1972.
8. Демин А.М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов. - М.: Недра. 1973.
9. Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах. -М.: Недра. 1978.
10. Томаков П.И. и др. Механизация вспомогательных работ на карьерах. - М. Недра. 1972.
11. Русский И.И. Отвальное хозяйство карьеров. - М.: Недра. 1971.
12. Трубецкой К.Н. Справочник. Открытые горные работы. Москва 1994
13. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. М. Недра 1971.511с.

ГЛОССАРИЙ

На русском	На узбекском	На английском
<p>Автомобильная карьерная - инженерное сооружение, предназначенное для движения автотранспорта для перевозки горной массы и полезных ископаемых на определенной скорости и грузоподъемности</p>	<p>Карьер автойўли- фойдали қазилмалар ва тоғ жинсларини қазиб жойидан тўкиш жойгача бўлган маълум масофага ташувчи автомобилларни маълум теликда ва оғирлиги хисобланган юк билан хавсиз харакатланишини аъминловчи муҳандислик иншооти</p>	<p>A quarry road - is an engineering structure designed for the movement of vehicles to transport rock mass and minerals at a certain speed and load capacity</p>
<p>Автосамосвал карьерный- грузовой автомобиль с усиленным кузовом, опрокидываемым для разгрузки с помощью гидравлических цилиндров</p>	<p>Карьер автоағдаргичи- карьерларда катта кузови кучайтирилган ва гидравлик цилиндр ёрдамида юкни ўзи ағдарадиган машина</p>	<p>Dump truck quarry-a truck with a reinforced body that tilts over for unloading using hydraulic cylinders</p>
<p>Бровка – линия пересечения откоса уступа с его нижней или верхней площадкой.</p>	<p>Бровка- поғона қиялигини унинг остки ва устки майдончалари билан кесишган чизиғи.</p>	<p>Brovka - the line of intersection of the slope of the ledge with its lower or upper</p>
<p>Буровой станок – машина, предназначенная для бурения скважин на открытых, подземных и геологоразведочных работах.</p>	<p>Бурғулаш машинаси- очик, ер ости ва геологик қидирув ишларида скважиналарни бурғулаш учун қўлланиладиган машина.</p>	<p>Drilling machine - machine designed for drilling wells in open, underground and geological exploration</p>
<p>Вскрышные породы- часть геологической среды или техногенных образований перекрывающая полезную толщу сверху, подлежащая удалению в отвалы при разработке</p>	<p>Копловчи жинслар - геологик муҳитнинг бир қисми ёки техноген тузилишларнинг юкори томондан ёпиб турган фойдали катлами, казиб олинганда ағдармаларга жойлаштирилади</p>	<p>Overburden- Part of the geological environment or man-made formations that overlaps the useful thickness from above, to be removed to dumps during development</p>

Граничный коэффициент вскрыши-наибольший допустимый коэффициент, который определяется из условия экономичности открытого способа разработки	Фойдали қазималарни карьер чегарасидаги захиралари қазиб олиш мумкин бўлган чегарани, карьернинг қазиб олиш муддатини ва қазиб ишлари иқтисодий натижаларини аниқловчи асосий кўрсаткич	The boundary Stripping coefficient is the highest allowable coefficient, which is determined from the condition of efficiency of the open method of development
Грузопоток – технологически связанная совокупность горных машин и транспорта, установленной производительности независимо ведущих разработку определенной зоны карьера	Юк оқими-бу технологик жиҳатдан боғланган кон машиналари ва транспорт воситаларининг карьернинг маълум бир майдонини мустақил равишда ривожлантирадиган мажмуи	Cargo flow is a technologically connected set of mining machines and vehicles that independently develop a certain area of the quarry
Забой – поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки.	Забой – қазиб объекти бўлган қатор ёки уюм жинслари юзаси.	Slaughter - the surface of rocks in an array or collapse, which is the object of excavation
Заходка – породная полоса в пределах определенного участка развала или массива уступа, обрабатываемая за один проход выемочного оборудования	Кирма-қулаши ёки қатор маълум бир бўлимда доирасида бир рок гуруҳи, қазиб олиш ускуналари бир довони амалга ишлаган	Entering-a rock band within a certain section of the collapse or ledge array, worked out in one pass of the extraction equipment
Карьер – горное предприятие, предназначенное для добычи полезных ископаемых открытым способом	Карьер- фойдали қазилма конларини очик усулда қазиб олувчи кон корхонаси.	The quarry - is a mining enterprise designed to extract minerals in an open pit.
Карьерное поле – месторождение или его часть егоразрабатываемая одним карьером	карьер майдони бу конни ёки унинг бир қисмини битта карьер билан қазиб олиши	A quarry field is a field or part of it that is developed by a single quarry
Капитальная траншея – открытая наклонная	Капитар траншея- ишчи горизонтни очиб учун	The capital trench is an open inclined

выработка, создающая доступ транспорту с поверхности к разрабатываемому рудному телу.	хизмат қилувчи очик кон қия лахими бўлиб, транспорт воситаларини йер юзасидан конгача етиб боришини таъминлайди.	development that creates access to transport from the surface to the ore body being developed.
Конечная глубина карьера- параметр, который устанавливается на основании сравнения полной себестоимости единицы добычи полезного ископаемого и преysкурантной стоимостью	Карьернинг охирги чукурлиги — бу қия ва тик жойлашган уюмларни казиб олишда, карьернинг ишлаб чиқариш қуввати, унинг майдондаги ўлчамлари, казиб олинадиган кон массаси жами	The final depth of a quarry is a parameter that is set based on a comparison of the total cost of a mineral extraction unit and the list price
Кондиция – качественные и количественные показатели, определяющие пригодность полезного ископаемого для промышленного использования	Кондиция – етказиб бериладиган маҳсулотнинг шартнома шартига ёки меъёр талабларига жавоб берадиган (қиймати) кўрсаткичидир.	Condition – qualitative and quantitative indicators that determine the suitability of a mineral for industrial use
Комбинированный транспорт- использование транспортных в определенных условиях, при разных грузопотоках	Комбинациялашган транспорт – унда бир хил юкларни кетма-кет равишда турли кўринишдаги, ўзи учун қулай шароитда ишлай оладиган транспортлар қўлланилиши	Combined transport - the use of vehicles in certain conditions, with different cargo flows
Отвал – инженерное сооружение для складирования некондиционных и пустых пород	Ағдарма бу очик кон ишлари натижасида казиб олинган ва кераксиз бўлган тоғ жинслари ва нокондицион фойдали қазилма бойликлари тўпланадиган жойи	Blade – engineering construction for the storage of defective and empty rocks
Откос уступа – наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного	Поғона қиялиги- поғонанинг казиб олинган томони бўйича бурчак остида чегараловчи қиялик.	The slope of the ledge - is an inclined surface, bounding the ledge on the side of the worked space

пространства		
Потери полезного ископаемого – часть балансовых запасов, не извлеченная из недр при разработке месторождения или утраченная в простессе добычи и переработки.	Йўқолиш- кондистион фойдали қазилмаларнинг ер қаърида қолиб ва қопловчи жинс таркибига кўшилиб кетиши, юклаш ва ташиш оқибатида ва бошқа холларда хажмнинг камайишидир.	Loss of mineral resources - is part of balance reserves that was not extracted from the bowels during the development of the deposit
Предохранительная берма – площадка между уступами, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения устойчивости и задержания осыпавшихся с откоса кусков породы	Ҳимояловчи майдонча- борт турғунлигини ошириш ва шамол таъсирида поғоналарнинг емирилиши натижасида ўпирилиб тушадиган тоғ жинслари бўлақларини ушлаб қолиш учун хизмат қилади	The safety berm - a platform between the ledges, left on the non-working side of the quarry to increase the stability and the retention of pieces of rock falling from the slope
Подуступ – часть уступа по высоте, разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, погрузки, но обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа.	Поғона- алохида қазилма воситалари билан қазиб олинадиган, лекин барча поғоналар учун умумий бўлган транспорт воситалари билан хизмат кўрсатадиган поғонанинг баландлиги бўйича қисми.	The bottom is part of the ledge - in height, developed by independent means of loosening, loading, but served by transport, common to the whole ledge.
Прииск – горное предприятие по добыче россыпных месторождений драгоценных металлов	Прииск- сочма холда жойлашган қимматбаҳо ва нодир металлларни қазиб олуви кон корхонаси.	The mine is a mining enterprise for the extraction of alluvial deposits of precious metals
Промысел – горное предприятие по добыче жидких и газообразных полезных ископаемых.	Промисел- суюқ ва газ холдаги фойдали қазилма конларини қазиб олуви кон.	Fishing - a mining enterprise for the extraction of liquid and gaseous minerals.

Рабочая площадка-площадка на рабочем уступе на которой размещается буровое, выемочно-погрузочное и транспортное оборудование, предназначенное для его разработки	Қазиб олинган майдон - ётиқ қатламларни қазиб олишда, фойдали қазилмани қазиб олгандан сўнг карьерда ҳосил бўлган майдон	Working platform - a platform on a working ledge on which drilling, dredging, loading and transport equipment intended for EO development is located
Разрез – карьер по добыче угля.	Разрез- кўмирни очик усулда қазиб олувчи карьер.	Cut-out coal mine
Рудник – горное предприятие, служащее в основном для подземной добычи руд горно-химического сырья и строительных материалов.	Рудник- кон кимёвий ва курилиш материалларини ер ости усулида қазиб олувчи кон корхонаси.	The mine is a mining enterprise, serving mainly for underground mining of mining and chemical raw materials and construction materials.
Рабочая зона карьера – совокупность уступов, находящихся в одновременной отработке.	Ишлаш зонаси- бир вақтда карьер ичида қазиб ишлари олиб борилаётган поғоналар йиғиндиси.	Working area of the quarry - a set of ledges that are in simultaneous work
Рабочая площадка – площадка уступа, на которой размещается основное карьерное оборудование.	Ишчи майдон- қазиб олиш учун мўлжалланган жихозлар жойлашган майдон.	Work platform - the platform of the ledge on which the main quarry equipment is located.
Разубоживание – уменьшение содержания полезного компонента или компонентов, в добытом ископаемом по сравнению с содержанием их в массиве вследствие перемешивания пустых пород или некондиционного полезного ископаемого и потерь части полезного	Аралашув- кон ишларини олиб бориш жараёнида қопловчи жинсларнинг ва кондистия талабига жавоб бермайдиган фойдали қазилмалар турларининг кондистия талабига жавоб берувчи фойдали қазилмага аралашув даражасини белгилайди.	Disinclination - is the decrease in the content of a useful component or components in the extracted fossil as compared to their content in the massif due to mixing of empty rocks or substandard minerals and losses of a part of the mineral.

ископаемого.		
Разрезная траншея – горизонтальная открытая выработка, служащая для создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования.	Қирқим траншея-горизонтал очик кон лахими бўлиб, фойдали қазилмани ёки қопловчи жинсни қазиб олиш учун иш фронтини яратиш беради.	The cut-off trench is a horizontal open mine that serves to create an initial work front and the placement of mining and transport equipment.
Схема вскрытия – комплекс открытых горных выработок обеспечивающих движение транспортировки пород и связь между пунктами приема и погрузки между горизонтами на определенных этапах работ	Очиш схемаси – бу маълум қаралаётган даврда карьернинг ишчи горизонтларини ва кон массасини карьер ичида ёки ер юзида мос равишда қайта юклаш ва қабул қилиш пунктларини (жойларини) ўзаро боғлиқлигини юк транспорт ҳаракатини таъминловчи барча очувчи кон лаҳимлари мажмуидир.	Opening scheme-a complex of open mine workings that ensure the movement of rock transportation and the connection between the points of reception and loading between the horizons at certain stages of work
Система открытой разработки месторождения – порядок и последовательность выполнения горных работ в пределах карьерного поля или его части.	Очиқ усулда қазиб олиш тизими- карьер майдони чегараси ёки унинг бир қисмида кон ишларининг олиб бориш кетмакетлиги ва тартиби	Development system is the order and sequence of performing the mining operations within the career field or its part
Транспортная берма – площадка, служащая для размещения транспортных коммуникаций	Транспорт майдончаси- карьердаги ишчи майдонларни юза билан боғловчи транспорт йшллари жойлашиши учун хизмат қилади.	Transport berm - a place for transport communications
Транспортная система разработки- система формирования отвалов вскрышных пород с	Транспортли қазилма тизими бу қопловчи тоғ жинсларини транспорт воситалари ёрдамида	Transport system development - the system of formation of the overburden dump

использованием транспортных средств	ағдармага бўйламасига (фронтал равишда) жойлаштириш тизими.	using the transport tools
Технология разработки месторождений полезных ископаемых- совокупность основных производственных процессов вскрышных и добычных работ определенным комплексом взаимосвязанных машин, обеспечивающих заданную производственную мощность карьера при минимальных затратах времени, труда и средств	Конларни ишлаб чиқариш технологияси- бу ишлаб чиқариш қонуниятлари ва техник воситаларининг имкониятлари ҳақидаги фундаментал билимларга асосланган қон ишларининг механизациялаштирилган ишлаб чиқаришнинг ўзаро боғлиқ жараёнлари, усул ва йўлларининг бирлашмаси.	Technology of development of mineral deposits - a set of basic production processes of overburden and mining operations by a certain set of interconnected machines that provide a given production capacity of the quarry at a minimum cost of time, labor and money
Трасса капитальных траншей называется линия, определяющая положение оси путей в пространстве	Траншея ёки бошка лаҳимнинг трассаси- бу соҳада ётқизилиши транспорт йўли йер полотносининг план ва профилини аниқлайдиган чизиқ.	The route of capital trenches is called Liia, which determines the position of the axis of the tracks in space
Транспортно-отвальный мост – подвижная металлическая конструкция главной фермы, соединяющая вскрышные забои с породными отвалами по кратчайшему расстоянию	Транспорт ва борини енг қисқа масофада тош ташламалари билан юзларини боғлаб асосий бир кўчар металл куприги	Transport and dump bridge-a movable metal structure of the main truss that connects the overburden faces with rock dumps at the shortest distance
Уступ – отдельный слой, который разрабатывается самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения	Поғона- алоҳида қазилма, юклаш ва ташиш воситаларига эга бўлган ва поғона шаклидаги ишчи юзага эга бўлган тоғ жинси қаттиқлигининг бир қисми.	The ledge - is a separate layer, which is developed by independent means of loosening, excavating and moving.
Шахта – горное	Шахта- фойдали қазилма	The mine is a mining

<p>предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых подземным способом</p>	<p>конларини ер ости усулида қазиб олувчи кон корхонаси.</p>	<p>enterprise intended for the extraction of minerals by underground means</p>
<p>Фронт горных работ – суммарная протяженность вскрышных и добычных рабочих уступов карьера.</p>	<p>Кон ишлари fronti- карьер ишчи поғоналаридаги очиш ва қазिश ишларининг йиғинди узунлиги.</p>	<p>The front of mining operations - is the total length of overburden and mining working quarries of the quarry.</p>
<p>Эксплуатационный коэффициент вскрыши – отношение общего объема пород к извлекаемым запасам полезного ископаемого по карьере в целом или по его участку</p>	<p>Эксплуатацион қопловчи тоғ жинси коэффициенти – карьернинг эксплуатацион ишлари давридаги ўртача қопланиш коэффициентидир.</p>	<p>Operational overburden coefficient – the ratio of the total volume of rocks to the recoverable mineral reserves for the quarry as a whole or for its site</p>

ЛИТЕРАТУРА

Основные

1. Сагатов Н.Х., Арипова Л.Т., Петросов Ю.Э., Джабборов М.Н. Очик кон ишлари технологияси ва комплекс механизациялаш. – Учебное пособие.- Т.: Камалак. 2015. – 186с.
2. Сагатов Н.Х. Кон ишлари асослари. - Ўқув қўлланма.– Т.: ТДТУ. 2005. – 201 с.
3. Петросов Ю.Э. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Курс лекций. – Т.: ТГТУ. 2001.- 215 с.
4. Горлов Ю.В., Раева В.Б., Процессы открытых горных работ Новочеркасск ЮРГПУ (НПИ) 2017
5. Репин, Н.Я. Практикум по дисциплине «Процессы открытых горных работ» М.: издательство МГГУ, 2010.
6. Репин Н.Я., Репин Л.Н. **Процессы открытых горных работ.** Учебник. – М.: 2015
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Кн. 1-2. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М. Недра, 1985.
8. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. Учебник. М.: МГГУ, 2003. – 800 с.
9. Егоров П.В., Бобер Е.Л. и др. Основы горного дела. М.: МГГУ, 2003. – 408 с.
10. Заиров Ш. Ш., Равшанова М.Ж. Учебно-методический комплекс Процессы открытых горных работ. Навоий., НГГИ, 2015. – 463с.

Дополнительные

1. Сенкевич В.И. Открытые горные работы. Минск БИТУ 2011
2. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Проектирование карьеров. – Москва: НПК «Гемос Лиметед», 2003. – 173 с.
3. Ялтанец ИМ., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам: Учеб. пособие. М.: МГГУ, 2003. -510с.

Интернет сайты:

- http://www.elibrary.ru/menu_info.asp-научная электронная библиотека.
- <http://mggu.da.ru>-Московский государственный горный институт.
- <http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm>-Mining Journal
- <http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813>-Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering
- <http://www.rsl.ru>-Российская государственная библиотека
- <http://www.minenet.com>-Mining companies.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
ГЛАВА 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ	
1. История развития горного дела.....	5
1.2. Общие понятия о горных работах и способах разработки месторождений.....	11
1.3. Месторождения как объекты открытой разработки.....	23
1.4. Породы как объект воздействия при горных работах	31
1.5. Общее понятие о карьере.....	48
ГЛАВА 2. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ	
2.1. Общие сведения о подготовке пород к выемке.....	62
2.2. Механическое рыхление пород.....	63
2.3. Бурение взрывных скважин.....	77
2.3.1. Способы бурения взрывных скважин.....	77
2.3.2. Область применения способов бурения взрывных скважин	81
2.3.3. Расчет производительности станков при бурении взрывных скважин.....	91
2.4. Взрывное рыхление пород.....	99
2.4.1. Сущность и способы взрывного рыхления пород.....	99
2.4.2. Взрывчатые вещества для открытых горных работ.....	105
2.4.3. Способы возбуждения детонации зарядов взрывчатых веществ.....	109
2.4.4. Требования к результатам взрывного рыхления пород в карьерах.....	112
2.4.5. Методы взрывного рыхления пород в карьерах.....	114
ГЛАВА 3. ВЫЕМОЧНО – ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ	
3.1. Общие сведения.....	122
3.2. Типы выемочных машин и их выбор.....	124
3.3. Характеристика и классификация экскаваторов циклического действия.....	127
3.3.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы.....	127
3.3.2. Расчет производительности одноковшового карьерного экскаватора.....	141
3.3.3. Разработка горных пород драглайнами.....	149
3.4. Характеристика и классификация экскаваторов непрерывного действия.....	155
3.4.1. Многоковшовые экскаваторы.....	158
3.5. Фрезерные машины непрерывного действия.....	165
3.6. Одноковшовые погрузчики.....	177
3.6.1. Конструктивные и технологические особенности.....	177
3.6.2. Определение производительности карьерных погрузчиков.....	181
3.7.2. Бульдозеры.....	187
3.7.3. Шнеко-буровые машины.....	191
ГЛАВА 4. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ	
4.1. Общие сведения.....	196
4.2. Транспортирование горной массы железнодорожным транспортом.....	196
4.2.1. Общие сведения.....	198
4.2.2. Характеристика подвижного состава и рельсового пути железнодорожного транспорта.....	198
4.2.3. Схема развития путей и организация обменных операций на уступах.....	203

4.3. Транспортирование горной массы автомобильным транспортом.....	217
4.3.1 Общие сведения.....	217
4.3.2. Выбор и обоснование грузоподъемности и модели автосамосвала.....	219
4.3.3 .Схемы работы карьерного автотранспорта.....	224
4.3.4. Расчет производительности автомобильного транспорта.....	226
4.4. Транспортирование горной массы конвейерным транспортом.....	234
4.4.1. Общие сведения.....	234
4.4.2. Конструкция и технологическая характеристика ленточных конвейеров.....	237
4.4.3. Схемы работы конвейерного транспорта в карьерах и расчет производительности конвейеров.....	242
4.4.4. Пример расчета конвейерного транспорта.....	245

ГЛАВА 5. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

5.1. Общие положения.....	249
5.2.Схемы развития отвалов. Элементы отвала.....	251
5.3. Обоснование безопасных параметров отвала.....	255
5.4. Отвалообразование при железнодорожном транспорте.....	260
5.5. Отвалообразование консольными отвалообразователями при конвейерном транспорте.....	266
5.6. Бульдозерное отвалообразование.....	267
Глоссарий	271
Литература	279